СОПРОТИВЛЕНИЕ МАТЕРИАЛОВ В ПРИМЕРАХ И ЗАДАЧАХ

Учебное пособие

Екатеринбург - 2012

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего профессионального образования
«Уральский государственный горный университет»

СОПРОТИВЛЕНИЕ МАТЕРИАЛОВ В ПРИМЕРАХ И ЗАДАЧАХ

Утверждено Редакционно-издательским советом
Уральского государственного горного университета
в качестве учебного пособия

Издание второе, исправленное и дополненное

Екатеринбург – 2012

УДК 620.10
М 74

Рецензенты: Таугер В. М., профессор кафедры мехатроника УрГУПС, канд. техн. наук, доцент; Раевская Л. Т., зав. кафедрой сопротивления материалов и теоретической механики УГЛТУ, канд. техн. наук, доцент.

Печатается по решению Редакционно-издательского совета
Уральского государственного горного университета

М 74 **Сопротивление материалов в примерах и задачах:** учебное пособие / 2-е изд., испр. и доп. Екатеринбург Н. В. Мокрушин, С. А. Лянцев, Л. Д. Чучманова, К. В. Середа; Уральский гос. горный университет.– Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2012.– 184 с.
ISBN 978-5-8019-0185-5

Учебное пособие отражает опыт проведения практических занятий по дисциплине «Сопротивление материалов» в Уральском государственном горном университете. В пособии приведены примеры расчетов стержней, валов, балок, испытывающих простые и сложные виды деформаций. Для самостоятельной работы представлены задания по основным темам дисциплины.

Учебное пособие предназначено для студентов очного и заочного обучения.

Рис. 42. Табл. 22. Библ. 21 назв.

УДК 620.10

© Уральский государственный
горный университет, 2008, 2012
© Мокрушин Н. В., Лянцев С. А.,
Чучманова Л. Д., Середа К. В., 2008, 2012

ISBN 978-5-8019-0185-5

ПРЕДИСЛОВИЕ

Введение в учебную программу высших технических учебных заведений новых дисциплин, отражающих современное состояние науки и техники, при ограниченных сроках обучения привело к существенному сокращению количества аудиторных часов по курсу сопротивления материалов.

Восполнение появившихся в результате этого пробелов в знании студентами основ сопротивления материалов может быть достигнуто в известной мере за счет самостоятельного изучения ими необходимых разделов этого важного для будущего инженера курса. Данное учебное пособие составлено в соответствии с программой курса по сопротивлению материалов. По каждой теме предмета в пособии даны краткие теоретические сведения и основные формулы. Приведены примеры расчетов стержней на растяжение и сжатие (глава 1), примеры по определению главных моментов инерции поперечных сечений различного профиля (глава 2), рассмотрены примеры расчета вала на кручение (глава 3). В главе 4 рассмотрены примеры расчетов балок, испытывающих деформацию поперечного изгиба, на прочность и жесткость. С применением метода сил в главе 5 приведены примеры расчетов статически неопределимых неразрезных балок и плоских статически неопределимых рам. Виды сложного сопротивления (косой изгиб, внецентренное растяжение и сжатие, изгиб с кручением) рассмотрены в главе 6. Рассмотрение деформации продольного изгиба и расчеты на устойчивость гибких стержней приведены в главе 7.

Более подробное изложение теоретического материала приведено в работах [1, 3, 4, 5, 6, 7, 9, 10, 12, 13, 18].

Для самостоятельного выполнения расчетно-графических работ по каждой теме составлены задания с необходимыми рисунками и таблицами. Для расчетов рекомендуется следующая литература [2, 8, 11, 14, 15, 16].

При выполнении практических расчетов используются следующие основные характеристики материалов [17]:

модули продольной упругости: стали $E_{\text{с}} = 2 \cdot 10^{11}$ Па; дюраля (и алюминия) $E_{\text{д}} = 0,7 \cdot 10^{11}$ Па; меди $E_{\text{м}} = 1 \cdot 10^{11}$ Па; чугуна $E_{\text{ч}} = 1,2 \cdot 10^{11}$ Па; дерева $E_{\text{д}} = 1 \cdot 10^{10}$ Па;

модуль сдвига стали: $G = 0,8 \cdot 10^{11}$ Па;

коэффициенты теплового линейного расширения: стали $\alpha_{\text{с}} = 1,25 \cdot 10^{-5}$ 1/град; дюраля $\alpha_{\text{д}} = 2,25 \cdot 10^{-5}$ 1/град; меди $\alpha_{\text{м}} = 1,65 \cdot 10^{-5}$ 1/град;

коэффициент Пуассона для стали: $\nu = 0,30$.

Глава 1

ПРОДОЛЬНОЕ РАСТЯЖЕНИЕ И СЖАТИЕ СТЕРЖНЕЙ

Растяжением называют такой вид деформации, при котором в каждом его поперечном сечении возникают только продольные внутренние усилия.

Продольное усилие F в любом поперечном сечении численно равно алгебраической сумме проекций на ось стержня внешних сил, приложенных к части стержня, расположенной по одну сторону от сечения. Усилие считается положительным, если вызывает растяжение рассматриваемого участка.

При растяжении (сжатии) в сечении возникают только нормальные напряжения, которые определяются по формуле (1.1):

$$\sigma = \frac{F}{A}, \tag{1.1}$$

где F – продольное усилие, кН; A – площадь поперечного сечения, м^2.

Условие прочности имеет вид:

$$\sigma_{max} \le \sigma_{adm}, \tag{1.2}$$

где σ_{adm} – допускаемое нормальное напряжение материала стержня, МПа.

Абсолютная деформация Δl однородного участка (постоянные сечение и материал) определяется **по закону Гука**:

$$\Delta l = \frac{Fl}{EA}, \tag{1.3}$$

где l – длина участка, м; E – модуль продольной упругости материала (модуль Юнга), Па.

Для наглядного представления строятся эпюры. Эпюрами продольных сил и нормальных напряжений называют графики, показывающие законы изменения сил и напряжений в поперечных сечениях по длине стержня. Эпюры продольных сил, нормальных напряжений и перемещений поперечных сечений строятся в выбранном масштабе с учетом знаков.

Пример 1.1.

К узлу C кронштейна ABC (рис. 1.1, *а*) приложена сила F = 100 кН. Стержень AC – стальной, круглого сечения диаметром d = 30 мм; стержень BC – дюралюминиевый, квадратного сечения со стороной a = 40 мм. Определить напряжения в стержнях, а также горизонтальное, вертикальное и полное перемещения узла C.

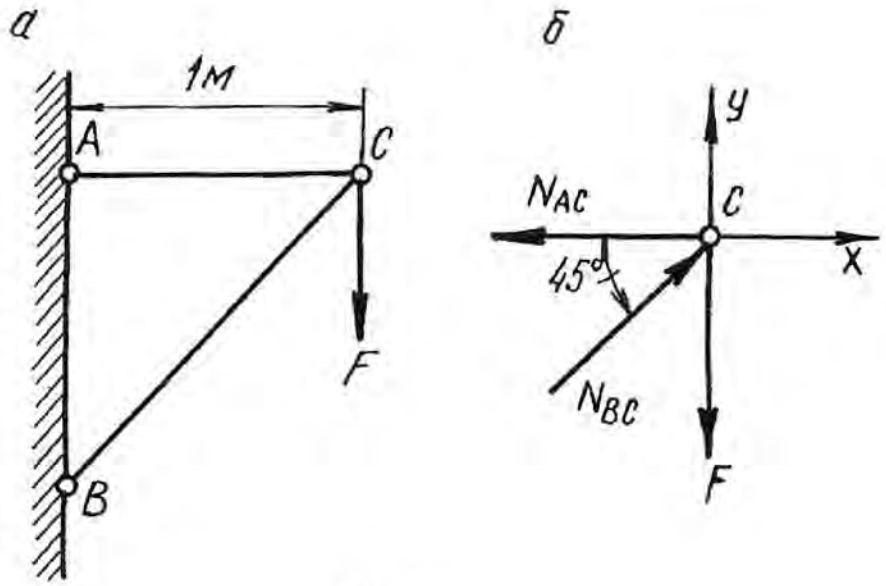


Рис. 1.1.

Решение.

Для определения продольных сил в стержнях AC и BC условно вырезаем узел C, заменяем действие стержней на узел усилиями и составляем уравнение равновесия для узла C (рис. 1.1, *б*)

$$\sum X = 0; \quad -N_{AC} + N_{BC} \cdot \cos 45^\circ = 0;$$

$$\sum Y = 0; \quad N_{BC} \cdot \sin 45^\circ - F = 0.$$

Откуда

$$N_{BC} = \frac{F}{\sin 45^\circ} = \frac{100 \cdot 10^3}{0,707} = 141 \cdot 10^3 \text{ Н} = 141 \text{ кН},$$

$$N_{AC} = N_{BC} \cdot \cos 45^\circ = 141 \cdot 10^3 \cdot 0,707 = 100 \cdot 10^3 \text{ Н} = 100 \text{ кН}.$$

Стержень AC растянут, а стержень BC сжат. Определяем площади поперечных сечений стержней

$$A_{AC} = \frac{\pi d^2}{4} = \frac{\pi (30 \cdot 10^{-3})^2}{4} = 706 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2;$$

$$A_{BC} = a^2 = (40 \cdot 10^{-3})^2 = 1600 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2.$$

Напряжения в поперечных сечениях стержней AC и BC

$$\sigma_{AC} = \frac{N_{AC}}{A_{AC}} = \frac{100 \cdot 10^3}{706 \cdot 10^{-6}} = 141 \cdot 10^6 \text{ Па} = 141 \text{ МПа};$$

$$\sigma_{BC} = -\frac{N_{BC}}{A_{BC}} = -\frac{141 \cdot 10^3}{1600 \cdot 10^{-6}} = -88 \cdot 10^6 \text{ Па} = -88 \text{ МПа}.$$

Знак минус указывает на то, что в стержне BC возникает деформация сжатия.

Находим удлинения стержней:

$$\Delta l_{AC} = \frac{N_{AC} \cdot l_{AC}}{E_{ст} \cdot A_{AC}} = \frac{100 \cdot 10^3 \cdot 1}{2 \cdot 10^{11} \cdot 706 \cdot 10^{-6}} = 0,71 \cdot 10^{-3} \text{ м} = 0,71 \text{ мм};$$

$$\Delta l_{BC} = -\frac{N_{BC} \cdot l_{BC}}{E_{дюр} \cdot A_{BC}} = -\frac{141 \cdot 10^3 \cdot 1,41}{7 \cdot 10^{10} \cdot 1600 \cdot 10^{-6}} = -1,77 \cdot 10^{-3} \text{ м} = -1,77 \text{ мм},$$

где $l_{BC} = \frac{l_{AC}}{\cos 45^\circ} = \frac{1}{0,707} = 1,41$ м; $E_{ст}$, $E_{дюр}$ – модули продольной упругости стального и дюралюминиевого стержней, Па.

Для определения перемещения точки C мысленно разъединим стержни в этом шарнире и отметим их новые длины AC_1 и BC_2 (рис. 1.2, *а*). Для того, чтобы найти новое положение точки C, необходимо деформированные стержни свести вместе путем их вращения вокруг шарниров A и B. Точки C_1 и C_2 будут перемещаться по дугам, которые вследствие их малости могут быть приняты за прямые C_1C_3 и C_2C_3, перпендикулярные к стержням AC и BC. Точка пересечения этих перпендикуляров (точка C_3) и даст положение узла C после деформации. На рис. 1.2, *б* изображена диаграмма перемещений в большом масштабе.

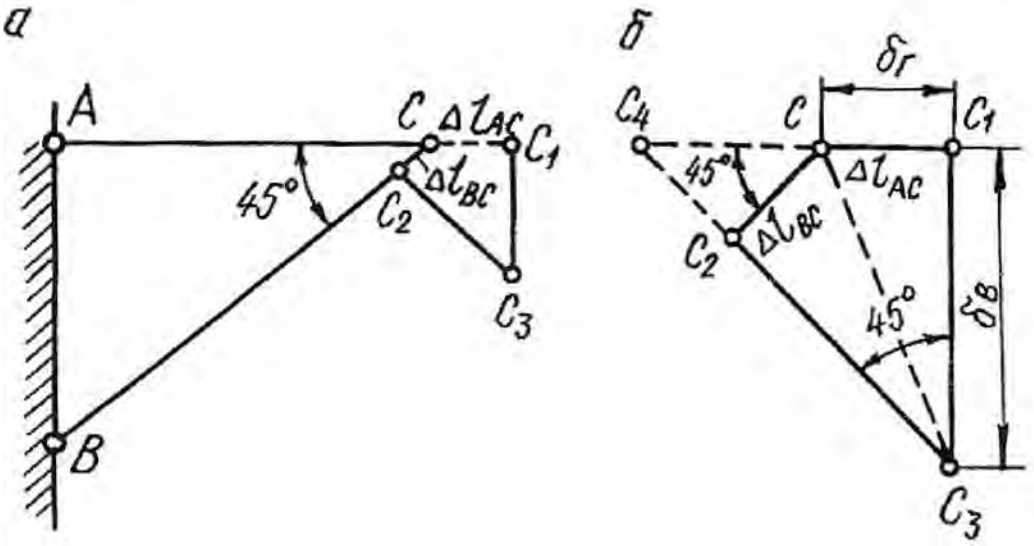


Рис. 1.2.

Горизонтальное перемещение узла C равно $\delta_г = \Delta l_{AC} = 0,71$ мм.

Для удобства определения вертикального перемещения произведем дополнительное построение. Продолжим линии C_1C и C_3C_2 до их пересечения в точке C_4.

Вертикальное перемещение узла C

$$\delta_в = C_1C_3 = \frac{C_1C_4}{\text{tg}45^\circ} = C_1C_4 = C_1C + CC_4 = \Delta l_{AC} + \frac{\Delta l_{BC}}{\cos 45^\circ};$$

$$\delta_в = 0,71 + \frac{1,77}{0,707} = 3,21 \text{ мм}.$$

Полное перемещение узла C

$$\delta = CC_3 = \sqrt{\delta_г^2 + \delta_в^2} = \sqrt{0,71^2 + 3,21^2} = 3,29 \text{ мм}.$$

1.1. Влияние собственного веса на напряжения и перемещения

Если ось в стержне вертикальна, то его собственный вес вызывает центральное растяжение или сжатие. Если вертикальный брус закреплен верхним концом, то от собственного веса он растягивается, а при закреплении нижнего конца – сжимается. Собственный вес вертикального бруса можно рассматривать как продольную (осевую) внешнюю нагрузку, распределенную вдоль оси бруса.

Рассмотрим брус постоянного сечения, закрепленный верхним концом. Продольная сила от собственного веса в поперечном сечении бруса на расстоянии x от его нижнего конца равна весу нижележащей части бруса

$$N_x = \rho g A x, \tag{1.4}$$

где N_x – продольная сила от собственного веса, Н; ρ – плотность материала, кг/м^3; g – ускорение свободного падения, м/с^2; A – площадь поперечного сечения бруса, м^2; x – расстояние от нижнего конца стержня, м.

Напряжение от собственного веса определяется по формуле:

$$\sigma_x = \frac{N_x}{A} = \rho g x. \tag{1.5}$$

По формулам (1.4) и (1.5) строятся эпюры N и σ с учетом знаков. Если на стержень действует дополнительная сила F, то продольная сила и нормальное напряжение определяются по формулам:

$$N_x = F + \rho g A x; \tag{1.6}$$

$$\sigma_x = \frac{F}{A} + \rho g x. \tag{1.7}$$

Полное удлинение (укорочение) стержня постоянного сечения от собственного веса определяется по формуле:

$$\Delta l = \frac{\rho g l^2}{2E}, \tag{1.8}$$

где l – длина стержня, м; E – модуль продольной упругости материала, Па.

При действии внешней силы F и собственного веса удлинение стержня определяется по формуле:

$$\Delta l = \frac{Fl}{EA} + \frac{\rho g l^2}{2E}. \qquad (1.9)$$

В формулах (1.7) и (1.9) физический смысл первого слагаемого – напряжение и удлинение от внешней силы, второго – напряжение и удлинение от собственного веса.

Перемещение любого поперечного сечения бруса, закрепленного верхним концом, равно удлинению части бруса, лежащей над сечением, и равно сумме удлинений под действием собственного веса верхней части, нижней части бруса и внешней силы.

Рассмотрим подробнее решение типовой задачи.

Пример 1.2.

Для стального бруса переменного сечения (рис. 1.3, *а*) с учетом собственного веса и при продольной нагрузке F требуется:

1. Построить эпюры продольных сил и нормальных напряжений по длине бруса.
2. Найти полное удлинение (укорочение) бруса.
3. Определить перемещение сечения I-I.

Исходные данные: $A = 20$ см^2; $a = 1{,}0$ м; $b = 1{,}5$ м; $c = 1{,}0$ м; $F = 40$ кН.

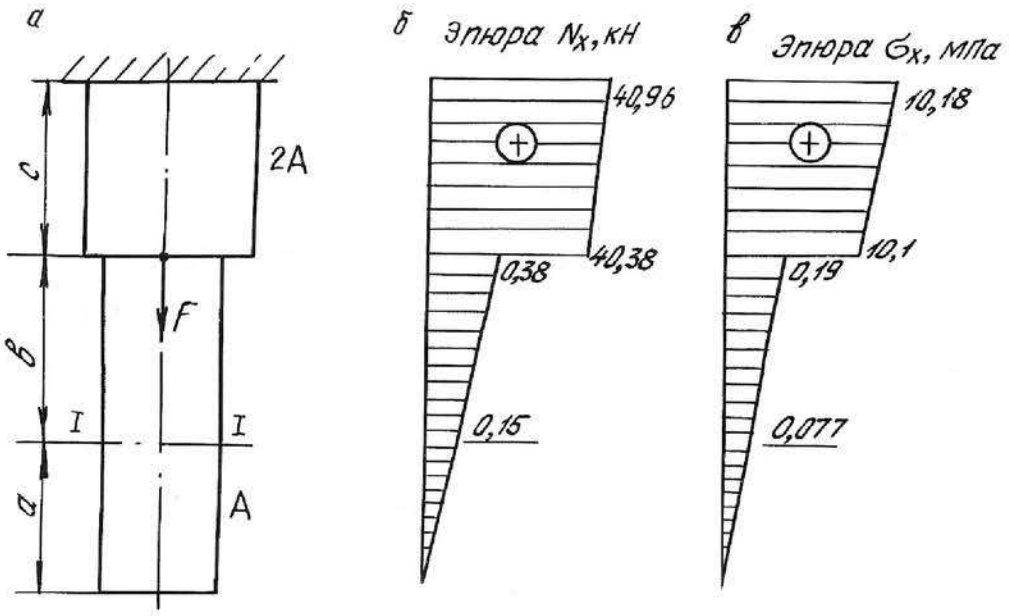


Рис. 1.3.

Решение.

Определим продольную силу и нормальное напряжение в поперечном сечении по формулам (1.6) и (1.7):

а) на участке длиной a (нижний участок): $0 \le x \le 1{,}0$ м;

$$N_x = \rho g A x;$$

$$\sigma_x = \rho g x.$$

При $x = 0$ $\quad N_x = 0,$

$\sigma_x = 0.$

При $x = 1$ м $\quad N_x = 7850 \cdot 9{,}81 \cdot 20 \cdot 10^{-4} \cdot 1 = 150$ Н $= 0{,}15$ кН;

$\sigma_x = 7850 \cdot 9{,}81 \cdot 1 = 80000$ Па $= 0{,}08$ МПа.

б) на участке длиной b (средний участок): $1{,}0 \le x \le 2{,}5$ м;

$$N_x = Q_a + \rho g A (x - a);$$

$$\sigma_x = \frac{Q_a}{A} + \rho g (x - a);$$

где $Q_a = \rho g A a = 0{,}15$ кН – вес нижнего участка бруса; для среднего участка он играет роль внешней силы.

При $x = 1{,}0$ м; $\quad N_x = Q_a = 0{,}15$ кН;

$\sigma_x = 0{,}08$ МПа.

При $x = 2{,}5$ м; $\quad N_x = 0{,}15 + 7850 \cdot 9{,}81 \cdot 20 \cdot 10^{-4} \cdot 1{,}5 \cdot 10^{-3} = 0{,}38$ кН;

$\sigma_x = 0{,}08 + 7850 \cdot 9{,}81 \cdot 1{,}5 \cdot 10^{-6} = 0{,}19$ МПа.

в) на участке длиной c (верхний участок): $2{,}5 \le x \le 3{,}5$ м;

$$N_x = Q_a + Q_b + F + \rho g 2A (x - a - b);$$

$$\sigma_x = \frac{Q_a + Q_b + F}{2A} + \rho g (x - a - b),$$

где $Q_b = \rho g A b = 0{,}23$ кН – вес среднего участка бруса.

При $x = 2{,}5$ м; $\quad N_x = 0{,}15 + 0{,}23 + 40 + 7850 \cdot 9{,}81 \cdot 2 \cdot 20 \cdot 1 \cdot 10^{-7} = 40{,}38$ кН;

$\sigma_x = 10{,}1$ МПа.

При $x = 3{,}5$ м; $\quad N_x = 0{,}15 + 0{,}23 + 40 + 7850 \cdot 9{,}81 \cdot 2 \cdot 20 \cdot 1{,}5 \cdot 10^{-7} = 40{,}96$ кН;

$\sigma_x = 10{,}18$ МПа.

Строим эпюры N_x (рис. 1.3, *б*) и σ_x (рис. 1.3, *в*).

Определим полное удлинение стержня по формуле (1.9). Полное удлинение складывается из удлинений каждого участка бруса под действием внешних сил и собственного веса.

$$\Delta l = \Delta a + \Delta b + \Delta c \ ;$$

где $\Delta a = \dfrac{\rho g a^2}{2E} = \dfrac{7850 \cdot 9{,}81 \cdot 1^2}{2 \cdot 2 \cdot 10^{11}} = 0{,}19 \cdot 10^{-6}$ м;

$$\Delta b = \frac{Q_a \cdot b}{EA} + \frac{\rho g b^2}{2E} = \frac{0{,}15 \cdot 10^3 \cdot 1{,}5}{2 \cdot 10^{11} \cdot 20 \cdot 10^{-4}} + \frac{7850 \cdot 9{,}81 \cdot 1{,}5^2}{2 \cdot 2 \cdot 10^{11}} =$$

$$= 0{,}56 \cdot 10^{-6} + 0{,}43 \cdot 10^{-6} = 0{,}99 \cdot 10^{-6} \text{ м};$$

$$\Delta c = \frac{(Q_a + Q_b + F)c}{E \cdot 2A} + \frac{\rho g c^2}{2E} = \frac{(0{,}15 + 0{,}23 + 40) \cdot 10^3 \cdot 1}{2 \cdot 10^{11} \cdot 2 \cdot 20 \cdot 10^{-4}} + \frac{7850 \cdot 9{,}81 \cdot 1^2}{2 \cdot 2 \cdot 10^{11}} =$$

$$= 50{,}48 \cdot 10^{-6} + 0{,}19 \cdot 10^{-6} = 50{,}67 \cdot 10^{-6} \text{ м};$$

$$\Delta l = 0{,}19 \cdot 10^{-6} + 0{,}99 \cdot 10^{-6} + 50{,}67 \cdot 10^{-6} = 51{,}85 \cdot 10^{-6} \text{ м}.$$

Перемещение сечения I-I равно удлинению лежащей над сечением части бруса, т. е.

$$\delta_{\text{I-I}} = \Delta c + \Delta b = 0{,}99 \cdot 10^{-6} + 50{,}67 \cdot 10^{-6} = 51{,}66 \cdot 10^{-6} \text{ м}.$$

1.2. Напряженное состояние материала в точке

Напряженным состоянием называют совокупность напряжений, действующих по всевозможным площадкам, проведенным через данную точку. В различных точках тела напряженное состояние неоднородно и определить все значения возникающих напряжений затруднительно. В связи с этим в сопротивлении материалов точку рассматривают в виде элементарного параллелепипеда с гранями $dx \cdot dy \cdot dz$. При этом считается, что возникающие напряжения на гранях и в наклонных сечениях распределяются равномерно. Нормальные напряжения на гранях обозначаются: σ_x, σ_y, σ_z, а касательные: τ_{xy}, τ_{yx}, τ_{zy}, τ_{yz}, τ_{xz}, τ_{zx}. Двойной индекс при касательных напряжениях указывает на направление и плоскость, где они действуют. Например, индексы при напряжении τ_{xy} означают, что x – направление действия этого напряжения по оси x; y – это напряжение возникает в плоскости, нормаль к которой параллельна оси y.

Во взаимно перпендикулярных сечениях касательные напряжения равны по величине и противоположны по знаку. Это свойство касательных напряжений называется **законом парности касательных напряжений**

$$-\tau_{xy} = \tau_{yx}.$$

Рассматриваемый параллелепипед в теле стержня можно сориентировать таким образом, что по его граням будут действовать только нормальные напряжения, а касательные будут равны нулю. В этом случае грани будут называться главными площадками, а действующие на них нормальные напряжения – главными напряжениями. По количеству главных напряжений, возникающих одновременно на главных площадках, различают три вида напряженного состояния точки упругого тела: линейное, плоское и объемное. Главные напряжения обозначаются: $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$. Принято считать, что $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$. Наиболее часто встречается плоское напряженное состояние материала.

Для правильной оценки опасности, угрожающей прочности стержня, необходимо знать полностью его напряженное состояние. Это требует умение вычислять напряжения не только по сечениям, перпендикулярным оси стержня, но и по наклонным сечениям.

Напряжения в наклонных сечениях, нормаль к которым с осью x составляет угол α, определяются по следующим формулам:

$$\sigma_\alpha = \sigma_x \cos^2\alpha + \sigma_y \sin^2\alpha - \tau_{yx} \sin 2\alpha; \qquad (1.10)$$

$$\tau_\alpha = \frac{\sigma_x - \sigma_y}{2} \sin 2\alpha + \tau_{yx} \cos 2\alpha, \qquad (1.11)$$

Для сечений, проходящих под углом $\beta = \alpha + 90^\circ$, возникающие напряжения определяются по формулам:

$$\sigma_\beta = \sigma_x \sin^2\alpha + \sigma_y \cos^2\alpha + \tau_{yx} \sin 2\alpha; \qquad (1.12)$$

$$\tau_\beta = -\frac{\sigma_x - \sigma_y}{2} \sin 2\alpha - \tau_{yx} \cos 2\alpha, \qquad (1.13)$$

Угол α положительный, если он отсчитан в направлении от оси x к оси y по кратчайшему угловому пути, против хода часовой стрелки.

Нормальное напряжение σ_α считается положительным, если его направление совпадает с направлением внешней нормали к наклонной площадке. Положительное направление τ_α образовано поворотом внешней нормали к наклонной площадке на угол 90^o по ходу часовой стрелки.

Противоположные направления σ_α и τ_α следует считать отрицательными.

Площадки, где действуют экстремальные нормальные напряжения и нет касательных напряжений, называются главными площадками, а напряжения, действующие на главных площадках – главными напряжениями. Они обозначаются: $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$, причем $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$ и определяются по следующим формулам:

$$\sigma_{max} = \sigma_1 = \frac{1}{2}\left[(\sigma_x + \sigma_y) + \sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 4\tau_{yx}^2}\right]; \qquad (1.14)$$

$$\sigma_{min} = \sigma_2 = \frac{1}{2}\left[(\sigma_x + \sigma_y) - \sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 4\tau_{yx}^2}\right]. \qquad (1.15)$$

Положение главных площадок определяется углом наклона α_0

$$\mathrm{tg}2\alpha_0 = \frac{-2\tau_{yx}}{\sigma_x - \sigma_y}, \qquad (1.16)$$

Наибольшие касательные напряжения действуют на площадках под углом 45^o

$$\tau_{max} = \frac{1}{2}\sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 4\tau_{yx}^2}\,. \qquad (1.17)$$

Пример 1.3.

Стальной кубик находится под действием сил, создающих плоское напряженное состояние: $\sigma_x = 80$ МПа; $\alpha = 30^o$; $\tau_{xy} = 10$ МПа (рис. 1.4). Требуется найти:

1. Главные напряжения и положение главных площадок.
2. Максимальные касательные напряжения.
3. Определить аналитически величины нормальных σ_α и касательных τ_α напряжений, действующих на площадках, нормаль, к которой составляет угол α с горизонтальной осью x. Показать на чертеже заданный элемент и направление соответствующих напряжений.

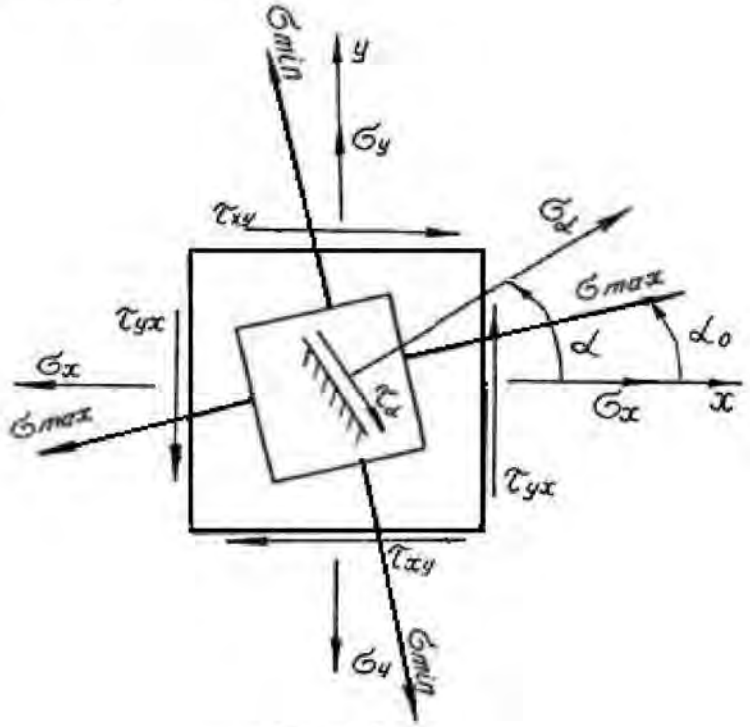


Рис. 1.4.

Решение.

Определим главные напряжения

$$\sigma_1 = \frac{1}{2}\left[(\sigma_x + \sigma_y) + \sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 4\tau_{yx}^2}\right] = \frac{1}{2}\left[(80+20) + \sqrt{(80-20)^2 + 4\cdot 10^2}\right] =$$

$$= \frac{1}{2}\left[100 + 63{,}6\right] = 81{,}8 \text{ МПа};$$

$$\sigma_2 = \frac{1}{2}\left[(\sigma_x + \sigma_y) - \sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 4\tau_{yx}^2}\right] = \frac{1}{2}\left[(80+20) - \sqrt{(80-20)^2 + 4\cdot 10^2}\right] =$$

$$= \frac{1}{2}\left[100 - 63{,}6\right] = 18{,}2 \text{ МПа}.$$

Найдем положение главных площадок

$$\operatorname{tg}2\alpha_0 = -\frac{2\tau_{yx}}{\sigma_x - \sigma_y} = \frac{-2\cdot(-10)}{80-20} = 0{,}333; \qquad 2\alpha_0 = 18^o 24'; \qquad \alpha_0 = 9^o 12'.$$

Определим аналитически величины σ_α и τ_α, действующие на площадке, нормаль к которой составляет угол 30^o с горизонтальной осью (см. рис. 1.4.)

$$\sigma_\alpha = \sigma_x \cos^2\alpha + \sigma_y \sin^2\alpha - \tau_{yx}\sin 2\alpha = 80\cdot 0{,}866^2 + 20\cdot 0{,}5^2 - (-10)\cdot 0{,}866 =$$

$$= 73{,}65 \text{ МПа};$$

$$\tau_\alpha = \frac{\sigma_x - \sigma_y}{2}\sin 2\alpha + \tau_{yx}\cos 2\alpha = \frac{80-20}{2}0{,}866 + (-10)\cdot 0{,}5 = 20{,}98 \text{ МПа}.$$

Вектор максимальных главных напряжений σ_{max} всегда проходит через те четверти осей координат, в которых стрелки касательных напряжений сходятся.

1.3. Статически неопределимые стержневые системы

Статически неопределимыми системами называют такие системы, у которых реакции или все внутренние суммарные силовые факторы, возникающие в сечениях их элементов при действии произвольной нагрузки, не могут быть определены из уравнений равновесия статики.

Равновесие плоской стержневой системы обеспечивается тремя опорными направлениями. Всякое закрепление сверх трех опорных направлений является «лишним» с точки зрения равновесия системы, что делает ее *статически неопределимой*. Термин «лишние» является условным. Постановка дополнительных опорных закреплений производится с целью уменьшения деформации, веса конструкции или с целью увеличения ее грузоподъемности.

Расчет статически неопределимой системы начинается с определения степени статической неопределимости системы, которая равна числу «лишних» связей (число неизвестных сил минус три – число уравнений статики для плоской системы).

Определение усилий в статически неопределимой системе связано с необходимостью составления дополнительных уравнений – уравнений совместности деформаций. Число этих уравнений должно быть равно степени статической неопределимости стержневой системы.

Уравнения совместности деформаций устанавливают геометрические зависимости между упругими перемещениями отдельных элементов при соблюдении равновесия всей системы в целом.

Геометрическая схема деформаций должна рассматриваться не с точки зрения обычной геометрии, а на основе кинематики малых перемещений, с учетом того, что траектории отдельных точек элементов являются прямыми линиями.

Решение статически неопределимых систем необходимо производить в следующей последовательности:

1. Заданную систему освободить от наложенных на нее связей, действие которых заменяется реакциями, и составить уравнения статики;
2. Определить степень статической неопределимости системы;
3. По числу «лишних» неизвестных составить дополнительные уравнения из условия совместности деформаций. В уравнениях упругие деформации выразить через усилия по закону Гука в развернутом виде по формуле (1.3);
4. Решить совместно уравнения равновесия статики и дополнительные уравнения, определяя усилия в элементах конструкций;
5. Исходя из условия задачи и на основании условия прочности, определить поперечные размеры стержней.

Рассмотрим подробнее пример расчета статически неопределимой системы.

Пример 1.4.

Для статически неопределимой системы (рис. 1.5), состоящей из жесткой невесомой балки AB и стальных стержней 1 и 2, соединенных с ней шарнирно, требуется:

1. Определить усилия, возникающие в стержне от действия силы F.
2. Подобрать сечение стержней из двух равнобоких уголков, каждое при $A_2 : A_1 = 2$; $F = 180$ кН; $a = 2{,}0$ м; $b = 1{,}0$ м; $h = 2{,}0$ м.

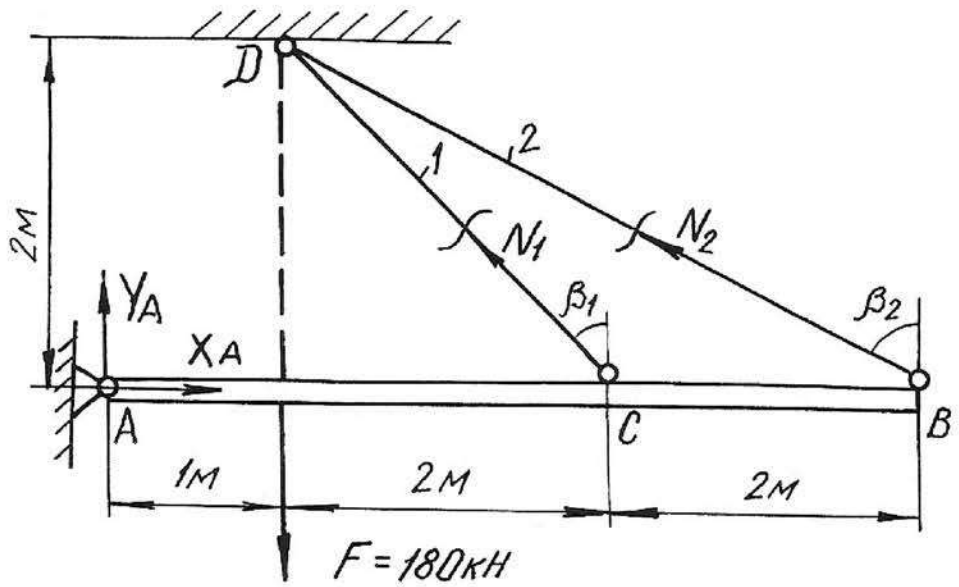


Рис. 1.5.

Решение.

Перед началом решения по приведенному плану определяем геометрические параметры системы

$$l_1 = DC = \sqrt{4+4} = 2{,}83 \text{ м}; \quad \beta_1 = 45°;$$

$$l_2 = DB = \sqrt{4+16} = 4{,}47 \text{ м}; \quad \sin\beta_2 = \frac{4}{4{,}47} = 0{,}89;$$

Далее освобождаем брус AB от наложенных связей, заменяя их действие реакциями X_A, Y_A, N_1, N_2. Так как на балку AB действуют четыре неизвестные силы, то одна связь «лишняя», т. е. задача является однажды статически неопределимой.

Из трех уравнений равновесия достаточно записать только одно уравнение, не содержащее X_A, Y_A , определение которых не ставится в задаче,

$$\sum M_A = 0; \qquad -F \cdot 1 + N_1 \cdot \cos\beta_1 \cdot 3 + N_2 \cdot \cos\beta_2 \cdot 5 = 0;$$

$$-180 + N_1 \cdot 0{,}707 \cdot 3 + N_2 \cdot 0{,}45 \cdot 5 = 0 \qquad (1.18)$$

В уравнении статики два неизвестных, поэтому нужно записать еще одно дополнительное уравнение из условия совместности деформаций стержней DB и DC. Рассматривая геометрическую схему деформаций этих стержней, считаем перемещение точек B и C балки вертикальными (рис. 1.6). Из подобия треугольников ACC_1 и ABB_1 имеем:

$$\frac{AC}{AB} = \frac{CC_1}{BB_1} = \frac{3}{5}.$$

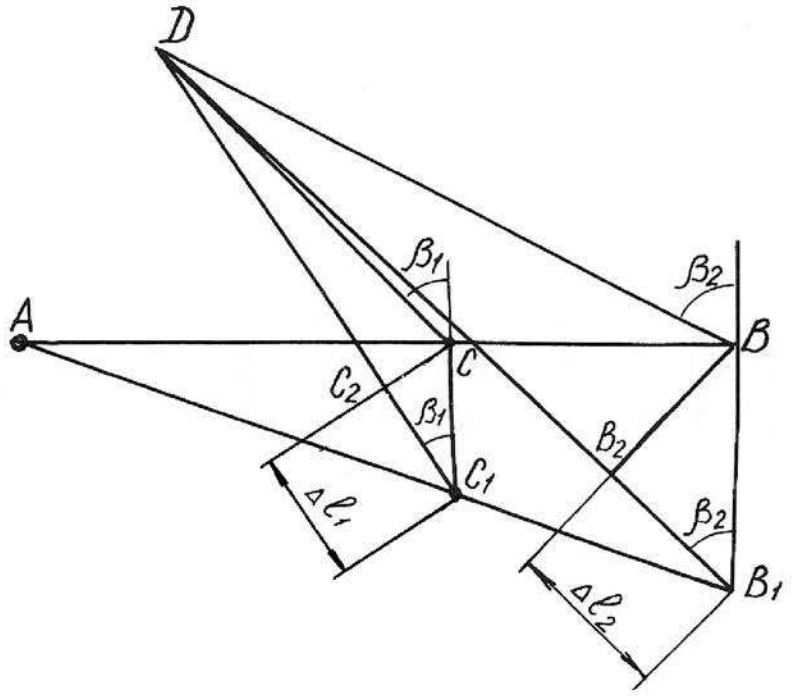


Рис. 1.6.

Учитывая, что $\begin{cases} CC_1 = \dfrac{CC_1}{\cos\beta_1} = \dfrac{\Delta l_1}{\cos\beta_1}; \\ BB_1 = \dfrac{B_1B_2}{\cos\beta_2} = \dfrac{\Delta l_2}{\cos\beta_2}, \end{cases}$

получим $\dfrac{\Delta l_1}{\cos\beta_1} = \dfrac{3}{5} \cdot \dfrac{\Delta l_2}{\cos\beta_2}$; откуда

$$\Delta l_1 = 0{,}94 \cdot \Delta l_2. \qquad (1.19)$$

Равенство (1.19) и есть условие совместности деформации стержней 1 и 2. Выразим деформации через усилия по закону Гука

$$\Delta l_1 = \frac{N_1 l_1}{EA_1} = \frac{N_1 \cdot 2{,}83}{EA_1}; \qquad \Delta l_2 = \frac{N_2 l_2}{EA_2} = \frac{N_2 \cdot 4{,}74}{E \cdot 2A_1}.$$

Подставим полученные выражения в формулу (1.19)

$$\frac{N_1 \cdot 2{,}83}{EA_1} = 0{,}94 \frac{N_2 \cdot 4{,}74}{E \cdot 2A_1}.$$

Отсюда получим

$$2{,}83 \cdot N_1 - 2{,}10 \cdot N_2 = 0. \qquad (1.20)$$

Теперь можно определить усилия N_1 и N_2, решая совместно систему уравнений (1.18) и (1.20),

$$\begin{cases} 2{,}12 \cdot N_1 + 2{,}25 \cdot N_2 - 180 = 0; \\ 2{,}83 \cdot N_1 - 2{,}10 \cdot N_2 = 0. \end{cases}$$

Получаем $N_1 = 34{,}94$ кН; $N_2 = 47{,}08$ кН.

Подбираем сечение стержней из условий прочности:

$$A_1 \geq \frac{N_1}{\sigma_{adm}} = \frac{34{,}94 \cdot 10^3}{160 \cdot 10^6} = 2{,}18 \cdot 10^{-4}\,\text{м}^2 = 2{,}18\ \text{см}^2;$$

$$A_2 \geq \frac{N_2}{\sigma_{adm}} = \frac{47{,}08 \cdot 10^3}{160 \cdot 10^6} = 2{,}94 \cdot 10^{-4}\,\text{м}^2 = 2{,}94\ \text{см}^2.$$

Для площадей задано условие $A_2{:}A_1 = 2$. Если принять $A_1 = 2{,}18$ см^2, тогда $A_2 = 4{,}36$ см^2. Условие $A_2 \geq 2{,}94$ см^2 выполняется.

Сечение подбираем из двух равнобоких уголков по ГОСТ 8509-93 (табл. П. 3).

Для первого стержня подбираем два уголка №2 (20х20х3 мм) с площадью сечения 1,13 см^2. Для второго стержня принимаем два уголка №4 (40х40х3 мм) с площадью сечения 2,35 см^2.

Полные площади сечений будут равны $A_1 = 2{,}26$ см^2; $A_2 = 4{,}70$ см^2.

Проверим отношение площадей:

$$\frac{A_2}{A_1} = \frac{4{,}70}{2{,}26} = 2{,}08.$$

Отклонение $\delta = \dfrac{2{,}08 - 2}{2} 100\ \% = 3{,}98\ \%.$

Погрешность допустимая.

Пример 1.5. Монтажная задача

Для статически неопределимой системы (рис. 1.7), состоящей из жесткой невесомой балки AB и стальных стержней 1 и 2, соединенных с ней шарнирно, требуется определить дополнительные усилия в стержнях конструкции, если стержень 2 изготовлен короче проектного размера на $\Delta = 5 \cdot 10^{-3}$ м при $A_2 : A_1 = 2$; a =2,0 м; $b = 1{,}0$ м; $h = 2{,}0$ м.

При сборке стержни деформируются: стержень 2 – растянется, стержень 1 – сожмется. В соответствии с этим покажем направления дополнительных усилий N_1' и N_2' (см. рис. 1.7), возникающих после сборки конструкции.

Для определения усилий воспользуемся уравнением статики

$$\sum \text{M}_A = 0; \qquad -N_1' \cdot \cos\beta_1 \cdot 3 + N_2' \cdot \cos\beta_2 \cdot 5 = 0;$$

$$-2{,}12 N_1' + 2{,}25 N_2' = 0. \qquad (1.21)$$

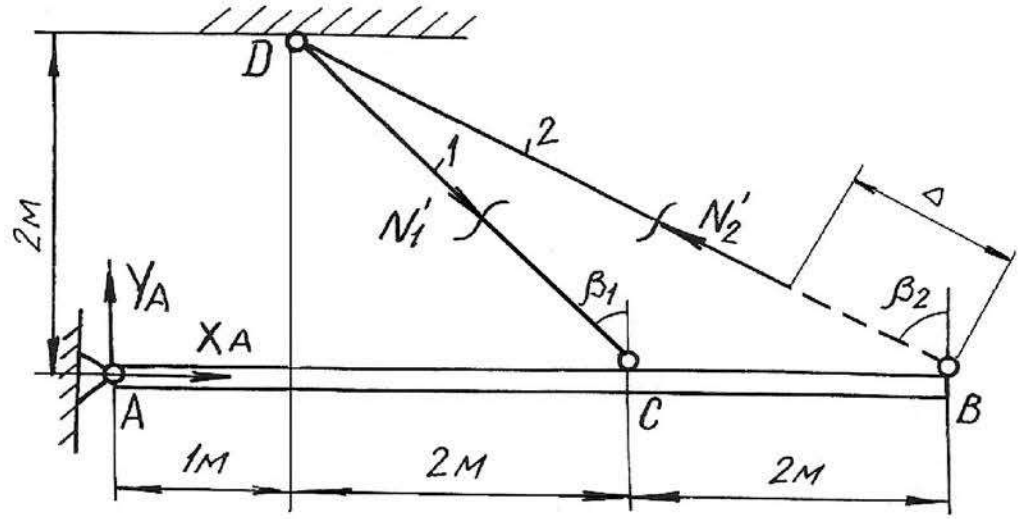


Рис. 1.7.

Уравнение одно, неизвестных два, следовательно, система один раз статически неопределима. Запишем дополнительно условие совместности деформаций. Рассмотрим картину деформаций стержней (см. рис. 1.8). Из подобия треугольников AC_1C и AB_1B получим $\dfrac{AC}{AB}=\dfrac{C_1C}{B_1B}=\dfrac{3}{5}$.

Учитывая соотношение $C_1C=\dfrac{CC_2}{\cos\beta_1}=\dfrac{\Delta l_1}{\cos\beta_1}$; $B_1B=\dfrac{B_2B}{\cos\beta_2}=\dfrac{\Delta-\Delta l_2}{\cos\beta_2}$,

получаем $\dfrac{\Delta l_1}{0{,}707}=\dfrac{3}{5}\cdot\dfrac{\Delta-\Delta l_2}{0{,}45}$; $\Delta l_1=0{,}94(\Delta-\Delta l_2)$. (1.22)

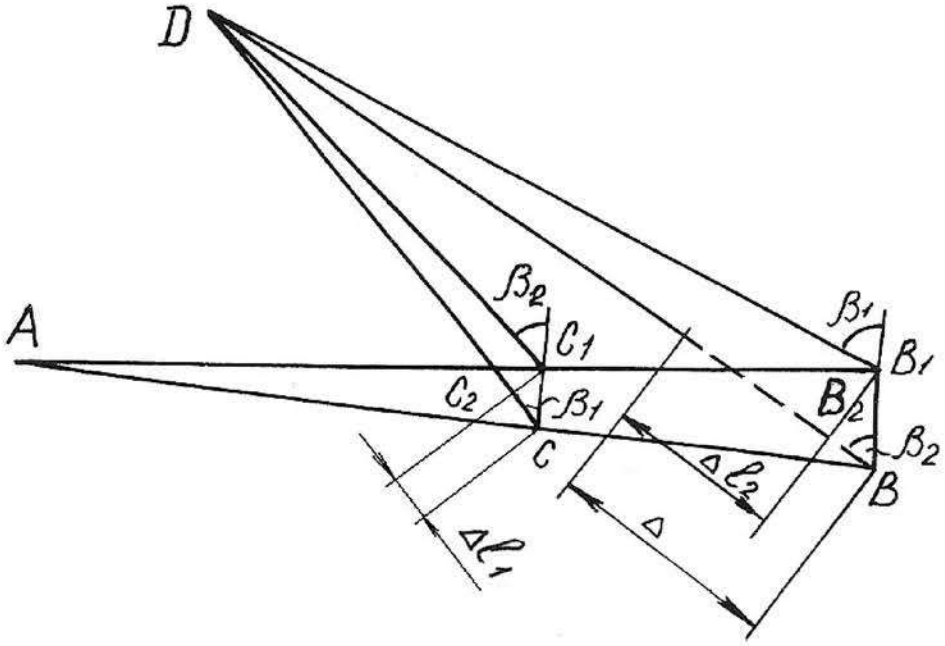


Рис. 1.8.

Выражение (1.22) – условие совместности деформаций стержней 1 и 2. Выражая деформацию через усилия по закону Гука, получим

$$\frac{N_1' l_1}{EA_1} + \frac{0{,}94 \cdot N_2' l_2}{EA_2} = 0{,}94 \cdot \Delta$$

или

$$1{,}25 \cdot N_1' + 0{,}894 \cdot N_2' = 94 \qquad (1.23)$$

Решая совместно систему уравнений (1.21) и (1.23), определяем усилия N_1' и N_2'

$$N_1' = 42{,}75 \text{ кН}; \; N_2' = 45{,}36 \text{ кН}.$$

Пример 1.6.

Стержень длиной l = 800 мм, защемленный обоими концами, подвергается действию двух сосредоточенных сил F_1=100 кН и F_2=150 кН (рис. 1.9, *а*). Определить напряжения, возникающие в различных сечениях стержня, и проверить его прочность, если допускаемое напряжение σ_{adm}=140 МПа. Площадь поперечного сечения A = 10 см^2, l_1 = 200 мм и l_2 = 600 мм.

Решение.

Обозначим реакции в заделках стержня через R_A и R_B. На стержень действует система сил, направленных вдоль одной прямой. Для такой системы статика дает одно уравнение равновесия

$$\sum Y = 0; \quad R_A - F_1 - F_2 + R_B = 0,$$

откуда $R_A + R_B = F_1 + F_2$. (1.24)

Для составления уравнения совместности деформаций мысленно отбросим нижнюю заделку и заменим ее действие на стержень реакцией R_B, т. е. приложим к сечению B (к нижнему торцовому сечению) такую силу, которая оказывает на стержень воздействие, полностью аналогичное воздействию заделки. Таким образом, изображенная система эквивалентна заданной системе и, поскольку в заданной системе перемещение сечения B равно нулю, то и для второй системы (рис.1.9, *б*) должно соблюдаться то же условие

$$\delta_B = 0. \qquad (1.25)$$

Для определения вида левой части записанного равенства используем принцип независимости действия сил, т. е. вычислим перемещение сечения B как сумму перемещений, вызванных каждой силой F_1, F_2 и R_B в отдельности

$$\delta_B = \delta_{F_1} + \delta_{F_2} + \delta_{R_B}.$$

Под действием одной лишь силы F_1 деформируется только верхняя часть стержня, нижняя и средняя части перемещаются как твердое тело. Таким образом, перемещение сечения B, вызванное силой F_1, равно удлинению верхней части стержня

$$\delta_{F_1} = \frac{F_1 l_1}{EA}.$$

Аналогично установим, что перемещение сечения B от действия силы F_2, равно удлинению верней и средней частей

$$\delta_{F_2} = \frac{F_2 l_2}{EA}.$$

Наконец, перемещение сечения B от действия силы R_B равно укорочению всего стержня

$$\delta_{R_B} = \frac{R_B l}{EA}.$$

Суммируя полученные величины и приравнивая сумму нулю согласно равенству (1.25), получим уравнение совместности деформаций,

$$\frac{F_1 l_1}{EA} + \frac{F_2 l_2}{EA} - \frac{R_B l}{EA} = 0,$$

откуда $R_B = \dfrac{F_1 l_1 + F_2 l_2}{l} = \dfrac{100 \cdot 0,2 + 150 \cdot 0,6}{0,8} = 137,5$ кН.

Подставив значение реакции R_B в уравнение равновесия (1.24), определим значение реакции в точке A:

$$R_A = F_1 + F_2 - R_B = F_1 + F_2 - \frac{F_1 l_1 + F_2 l_2}{l} = \frac{(F_1 + F_2) l - (F_1 l_1 + F_2 l_2)}{l} =$$

$$= \frac{(100 + 150) \cdot 0,8 - (100 \cdot 0,2 + 150 \cdot 0,6)}{0,8} = 112,5 \text{ кН}.$$

На рис. 1.9, *в* приведена эпюра продольных сил, в соответствии с которой определяем напряжения на различных участках стержня.

В поперечных сечениях верхней части стержня

$$\sigma^{(1)} = \frac{N_1}{A} = \frac{112,5 \cdot 10^3}{10 \cdot 10^{-4}} = 112,5 \cdot 10^6 \text{ Па} = 112,5 \text{ МПа};$$

в поперечных сечениях средней части

$$\sigma^{(2)} = \frac{N_2}{A} = \frac{12,5 \cdot 10^3}{10 \cdot 10^{-4}} = 12,5 \cdot 10^6 \text{Па} = 12,5 \text{МПа},$$

а в нижней части

$$\sigma^{(3)} = \frac{N_3}{A} = -\frac{137,5 \cdot 10^3}{10 \cdot 10^{-4}} = -137,5 \cdot 10^6 \text{ Па} = -137,5 \text{МПа}.$$

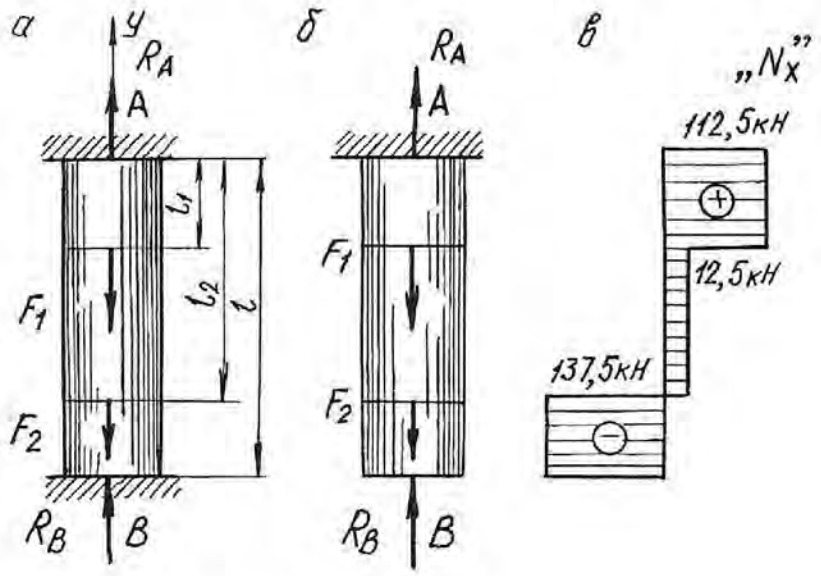


Рис. 1.9.

Наиболее напряженными, как видно из расчетов, являются поперечные сечения нижней части стержня. Это напряжение используем для проверки стержня на прочность:

$$\left|\sigma^{(3)}\right| = 137{,}5 \text{ МПа} < \sigma_{adm} = 140 \text{ МПа},$$

т. е. условие прочности выполняется.

Пример 1.7. Температурная задача

Определить допускаемое повышение температуры составного стержня (рис. 1.10.) из условия, чтобы напряжения сжатия не превышали в стальной части $\sigma_c = 120$ МПа, в медной $\sigma_м = 60$ МПа и в алюминиевой $\sigma_a = 70$ МПа. (линейные размеры на рисунке приведены в мм).

Решение.

Площади поперечных сечений ступеней стержня

$$A_м = \frac{\pi(50\cdot10^{-3})^2}{4} = 1963\cdot10^{-6} \text{ м}^2,$$

$$A_a = \frac{\pi(40\cdot10^{-3})^2}{4} = 1257\cdot10^{-6} \text{ м}^2,$$

$$A_c = \frac{\pi(30\cdot10^{-3})^2}{4} = 707\cdot10^{-6} \text{ м}^2.$$

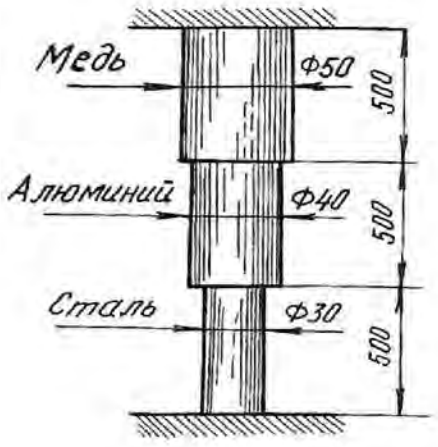


Рис. 1.10.

Продольные силы, при которых напряжения в ступенях будут равны заданным величинам, должны быть следующими:

$$N_{\text{м}} = A_{\text{м}} \cdot \sigma_{\text{м}} = 1963 \cdot 10^{-6} \cdot 60 \cdot 10^{6} = 118000 \text{ Н} = 118 \text{ кН};$$

$$N_{\text{а}} = A_{\text{а}} \cdot \sigma_{\text{а}} = 1257 \cdot 10^{-6} \cdot 70 \cdot 10^{6} = 88000 \text{ Н} = 88 \text{ кН};$$

$$N_{\text{с}} = A_{\text{с}} \cdot \sigma_{\text{с}} = 707 \cdot 10^{-6} \cdot 120 \cdot 10^{6} = 84800 \text{ Н} = 84{,}8 \text{ кН}.$$

Величина продольной силы не одинакова для всего стержня, следовательно, в качестве допускаемой продольной силы должно быть принято меньшее из трех полученных значений, а именно $N = N_{\text{с}} = 84{,}8$ кН.

Длина стержня в результате защемления обоих концов остается при изменении температуры неизменной. Следовательно, удлинение стержня в результате повышения температуры должно равняться полученному упругому укорочению

$$\Delta l_t = \Delta l = l_{\text{м}} \alpha_{\text{м}} \Delta t + l_{\text{а}} \alpha_{\text{а}} \Delta t + l_{\text{с}} \alpha_{\text{с}} \Delta t = l(\alpha_{\text{м}} + \alpha_{\text{а}} + \alpha_{\text{с}}) \Delta t,$$

где $\alpha_{\text{м}}$, $\alpha_{\text{а}}$, $\alpha_{\text{с}}$ – соответствующие коэффициенты теплового линейного расширения.

$$\Delta l = \Delta l_{\text{м}} = \Delta l_{\text{а}} = \Delta l_{\text{с}} = \frac{N l_{\text{м}}}{E_{\text{м}} A_{\text{м}}} + \frac{N l_{\text{а}}}{E_{\text{а}} A_{\text{а}}} + \frac{N l_{\text{с}}}{E_{\text{с}} A_{\text{с}}} = Nl\left(\frac{1}{E_{\text{м}} A_{\text{м}}} + \frac{1}{E_{\text{а}} A_{\text{а}}} + \frac{1}{E_{\text{с}} A_{\text{с}}}\right);$$

$$l(\alpha_{\text{м}} + \alpha_{\text{а}} + \alpha_{\text{с}}) \Delta t = Nl\left(\frac{1}{E_{\text{м}} A_{\text{м}}} + \frac{1}{E_{\text{а}} A_{\text{а}}} + \frac{1}{E_{\text{с}} A_{\text{с}}}\right),$$

откуда $\Delta t = \dfrac{N\left(\dfrac{1}{E_{\text{м}} A_{\text{м}}} + \dfrac{1}{E_{\text{а}} A_{\text{а}}} + \dfrac{1}{E_{\text{с}} A_{\text{с}}}\right)}{\alpha_{\text{м}} + \alpha_{\text{а}} + \alpha_{\text{с}}}$.

Подставим численные значения величин и произведем вычисления

$$\Delta t = \frac{84800\left[\dfrac{1}{1 \cdot 10^{11} \cdot 1963 \cdot 10^{-6}} + \dfrac{1}{0{,}7 \cdot 10^{11} \cdot 1257 \cdot 10^{-6}} + \dfrac{1}{2 \cdot 10^{11} \cdot 707 \cdot 10^{-6}}\right]}{16{,}5 \cdot 10^{-6} + 25 \cdot 10^{-6} + 12{,}5 \cdot 10^{-6}} = 36^{\circ}.$$

Далее определим напряжения в поперечных сечениях стержня при повышении температуры на 36°

$$\sigma_{\text{м}} = -\frac{N}{A_{\text{м}}} = -\frac{84800}{1963 \cdot 10^{-6}} = -43 \cdot 10^{6} \text{ Па} = -43 \text{ МПа},$$

$$\sigma_{\text{а}} = -\frac{N}{A_{\text{а}}} = -\frac{84800}{1257 \cdot 10^{-6}} = -67{,}5 \cdot 10^{6} \text{ Па} = -67{,}5 \text{ МПа},$$

$$\sigma_{\text{с}} = -120 \text{ МПа}.$$

1.4. Задания для расчетов стержней с учетом собственного веса

Для стального бруса с учетом собственного веса и при продольной нагрузке F (табл. 1.1.) требуется по указанной схеме (табл. 1.2.):

1. Построить эпюры продольных сил и нормальных напряжений по длине бруса.

2. Найти полное удлинение (укорочение) бруса для геометрических размеров, приведенных в табл. 1.1. Плотность стали ρ=7850 кг/см^3; ускорение силы тяжести g = 9,81 м/с^2, модуль упругости $E = 2 \cdot 10^5$ МПа.

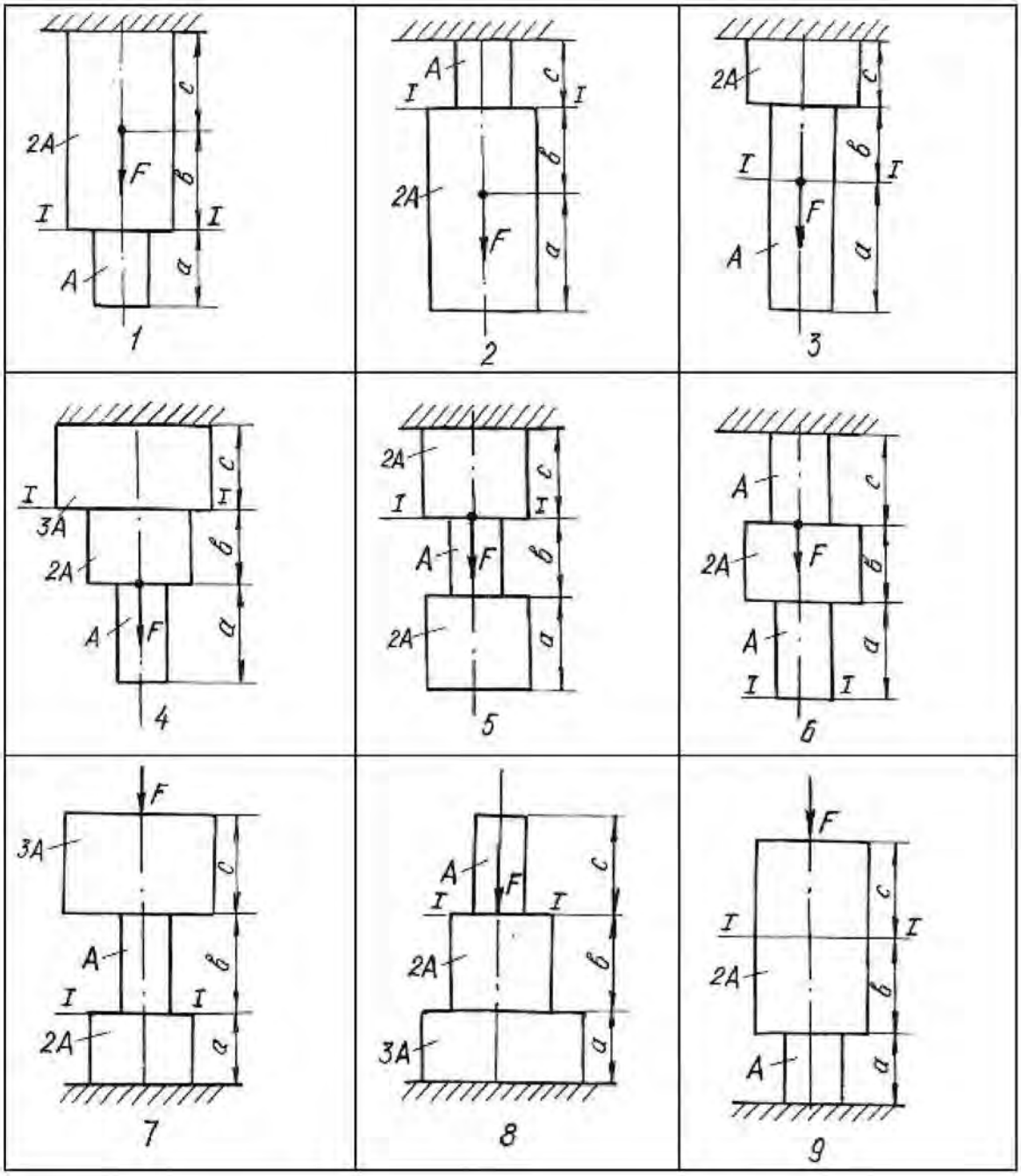
3. Определить перемещение сечений I-I.

Таблица 1.1

Номер варианта	a, м	b, м	c, м	F, кН	A, см^2
1	1,5	1,0	2,0	30	20
2	1,0	1,5	2,0	40	30
3	2,0	1,0	2,0	50	40
4	2,0	1,0	1,5	60	18
5	2,0	1,5	1,5	20	24
6	1,5	1,0	2,0	40	28
7	1,5	1,0	1,0	50	30
8	1,0	1,5	2,0	50	32
9	1,5	1,0	1,5	60	12
10	2,0	1,0	1,5	70	14
11	1,0	2,0	1,0	20	15
12	2,0	2,0	1,0	40	18
13	1,0	1,5	1,0	30	20
14	1,4	1,0	1,0	40	24
15	1,0	3,0	1,0	50	28
16	1,0	2,0	1,0	40	30
17	1,2	1,0	2,4	70	32
18	2,0	1,5	2,0	60	20
19	2,6	1,0	1,7	60	18
20	2,0	1,0	1,5	50	22
21	1,5	1,8	1,4	40	15
22	2,0	1,0	1,4	30	16
23	1,2	1,2	1,2	20	20
24	1,5	1,0	2,0	10	16
25	1,4	2,0	1,0	40	18

Таблица 1.2

Расчетные схемы бруса



1.5. Задания для определения напряжений при плоском напряженном состоянии

Стальной кубик находится под действием сил, создающих плоское напряженное состояние (рис. 1.11.). Показать на рисунке элемент и направления напряжений в соответствии с вариантом задания.

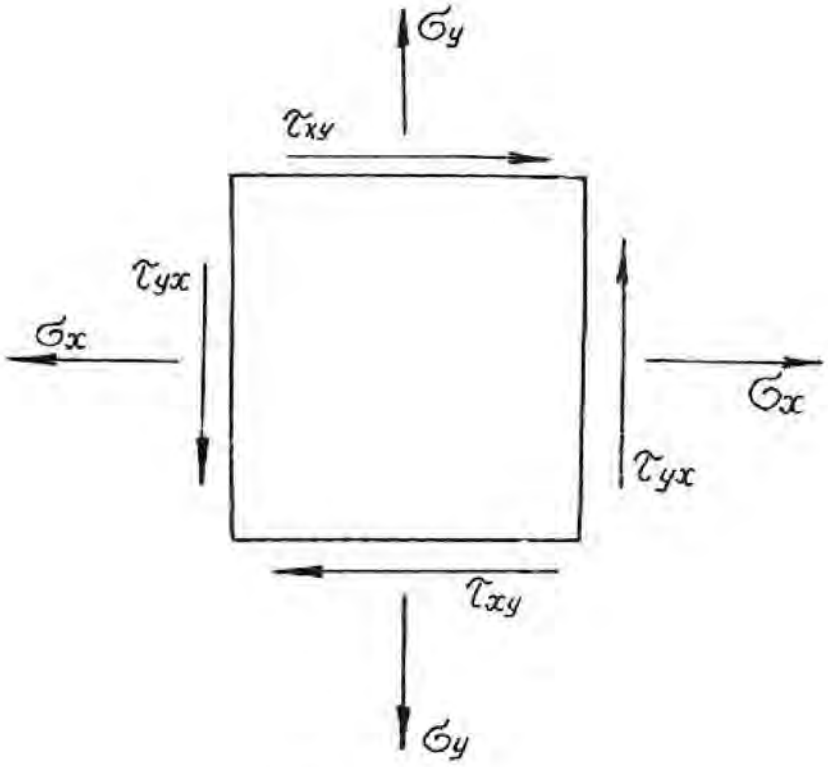


Рис. 1.11.

Требуется найти:

1. Главные напряжения и положение главных площадок.
2. Максимальные касательные напряжения.
3. Определить аналитически величины нормальных σ_α и касательных напряжений τ_α , действующих на площадках, нормаль к которым составляет угол α с горизонтальной осью x.

Данные приведены в табл. 1.3.

Таблица 1.3

Номер варианта	σ_x , МПа	σ_y , МПа	τ_{xy} , МПа	α, град
1	40,0	-20,0	-10,0	30
2	12,0	10,0	-80,0	-45
3	-10,0	-14,0	-12,0	15
4	15,0	12,0	90,0	30
5	20,0	-40,0	80,0	15
6	-12,0	10,0	-80,0	45
7	20,0	-2,0	10,0	-30
8	80,0	10,0	-60,0	45
9	12,0	14,0	10,0	30
10	-14,0	-10,0	50,0	15
11	20,0	10,0	-80,0	-45
12	30,0	-50,0	-10,0	60
13	-25,0	10,0	50,0	15
14	16,0	80,0	10,0	30
15	18,0	-10,0	10,0	-30
16	22,0	12,0	-90,0	45
17	-16,0	-12,0	10,0	20
18	10,0	80,0	-60,0	-20
19	25,0	-25,0	10,0	30
20	-10,0	10,0	60,0	60
21	12,0	10,0	-60,0	20
22	18,0	-10,0	-12,0	45
23	-40,0	30,0	20,0	30
24	50,0	-60,0	10,0	-30
25	45,0	35,0	15,0	-45

1.6. Задания для расчета статически неопределимых стержневых систем

Для статически неопределимой системы, состоящей из жесткой невесомой балки и стальных стержней 1 и 2, соединенных с ней шарнирно (табл.1.4), требуется:

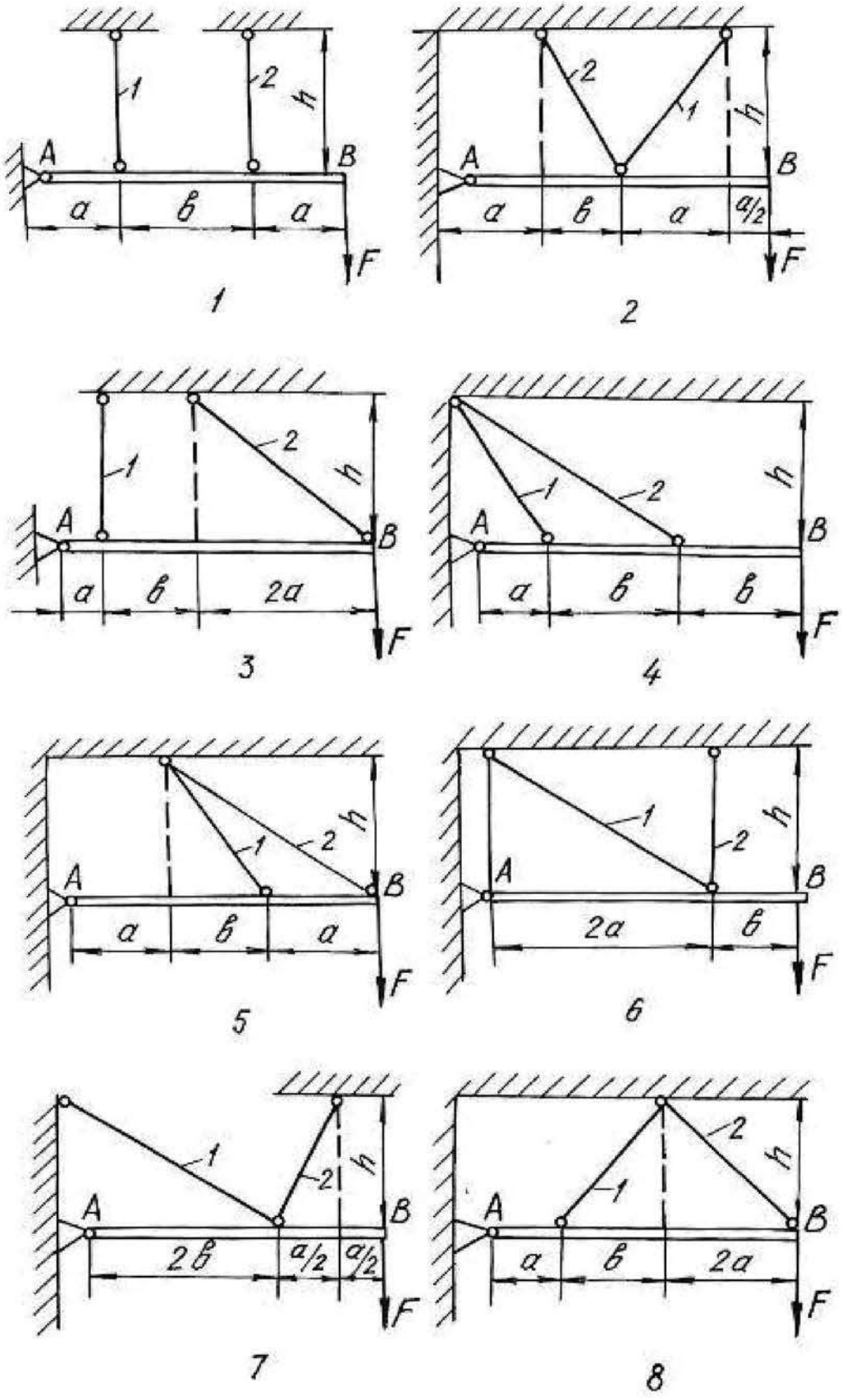
1. Определить усилия, возникающие в стержнях от действия нагрузки F;
2. Подобрать сечение стержней из двух равнобоких уголков каждое по ГОСТ 8509-93 (см. табл. П. 3).
3. Определить дополнительные усилия в стержнях конструкции, если стержень 2 изготовлен короче проектного размера на $\Delta = 5 \cdot 10^{-3}$ м.

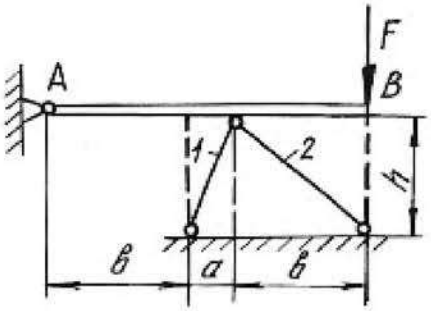
При расчетах принять $E = 2 \cdot 10^5$ МПа; σ_{adm}=160 МПа, остальные данные приведены в табл. 1.4. Расчетные схемы приведены в табл. 1.5.

Таблица 1.4

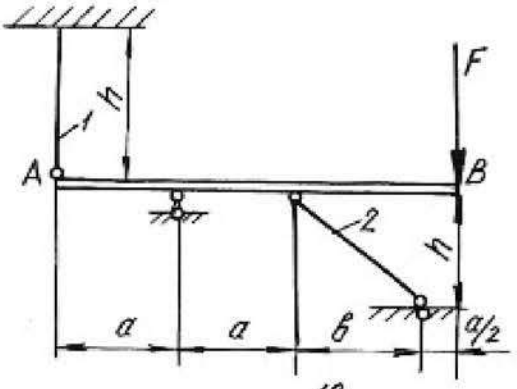
Номер варианта	a, м	b, м	h, м	$A_2 : A_1$	F, кН
1	2,0	1,4	1,8	2,0	80
2	2,2	1,6	2,0	1,5	120
3	2,6	1,8	2,2	1,2	150
4	2,5	1,1	1,5	1,0	180
5	1,8	1,0	1,2	1,5	100
6	2,0	1,0	1,5	2,0	240
7	2,4	1,4	1,6	1,8	140
8	2,8	1,6	2,	2,0	120
9	1,6	1,2	1,5	1,5	100
10	2,4	1,4	1,6	1,8	180
11	3,0	2,0	2,0	1,5	260
12	2,4	1,8	2,2	2,0	320
13	1,8	1,4	1,2	1,5	400
14	2,0	1,5	1,3	1,2	360
15	1,5	1,5	2,0	1,5	400
16	1,0	0,9	1,5	1,1	340
17	1,1	1,3	1,8	1,8	250
18	1,5	1,2	2,0	2,0	120
19	0,9	0,6	3,0	1,4	170
20	0,8	0,7	2,3	1,6	210
21	1,2	1,7	1,3	1,3	200
22	1,3	1,4	0,8	1,7	90
23	2,0	2,0	2,0	0,9	110
24	2,0	1,1	1,0	0,8	130
25	1,5	1,6	0,8	0,7	280

Таблица 1.5

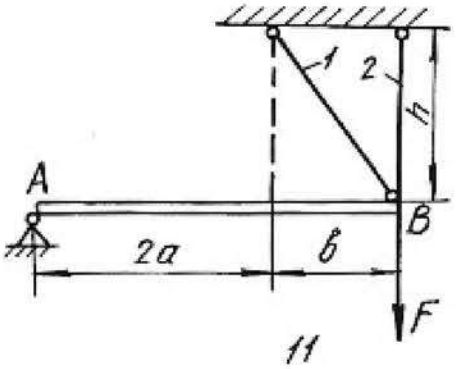




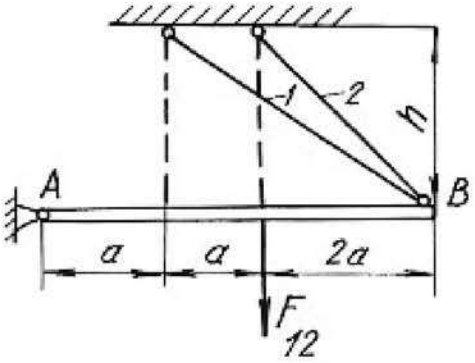
9



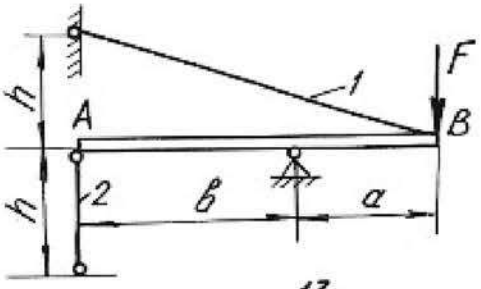
10



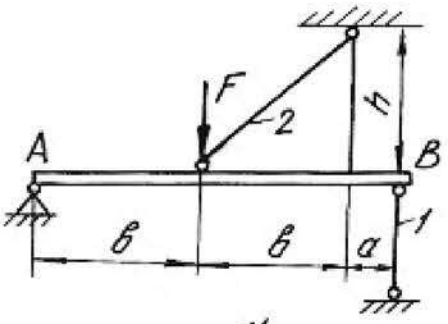
11



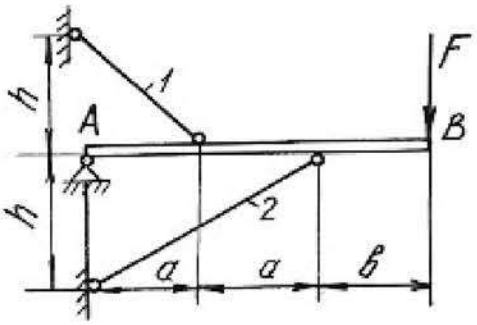
12



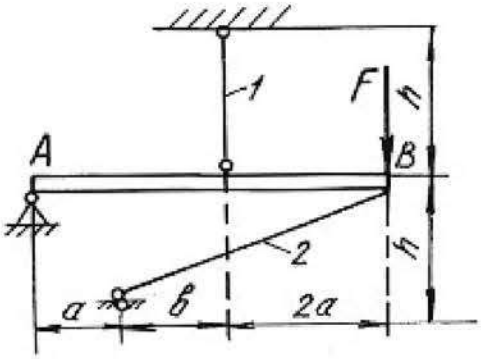
13



14



15



16

Глава 2

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГЛАВНЫХ МОМЕНТОВ ИНЕРЦИИ ПОПЕРЕЧНЫХ СЕЧЕНИЙ

Моментами инерции являются геометрические характеристики, отражающие заполнение веществом плоского поперечного сечения балки. Значения моментов инерции для стандартных поперечных сечений можно найти в любой литературе, список которой приведен в конце настоящего пособия. Моменты инерции относительно собственных осей простых фигур определяются по известным формулам.

Для прямоугольника

$$J_x = \frac{bh^3}{12}; \qquad J_y = \frac{hb^3}{12}; \qquad J_{xy} = 0, \tag{2.1}$$

где x, y – горизонтальная и вертикальная оси, проходящие через центр тяжести прямоугольника; b – ширина; h – высота прямоугольника.

Для круга

$$J_x = J_y = \frac{\pi d^4}{64}; \qquad J_{xy} = 0. \tag{2.2}$$

Для треугольника

$$J_x = \frac{bh^3}{36}; \qquad J_y = \frac{hb^3}{36}; \qquad J_{xy} = \pm\frac{b^2h^2}{72}. \tag{2.3}$$

При этом знак центробежного момента определяется следующим образом. Треугольник вычерчивается в масштабе, через его центр проводятся оси, которые делят треугольник на четыре четверти. В первой и третьей четвертях площадь положительна, в остальных – отрицательна. Если суммарная положительная площадь будет по размеру больше отрицательной, то знак центробежного момента будет тоже положительный и наоборот.

Осевые моменты инерции прокатных профилей выписываются из таблицы (сортамента проката) в соответствии с номером профиля. Для равнополочных уголков центробежный момент относительно горизонтальной и вертикальной осей определяется по формуле:

$$J_{xy} = \left(J_{x_0} - J_{y_0}\right)\frac{\sin 2\alpha}{2} + J_{x_0y_0}\cos 2\alpha, \tag{2.4}$$

где x_0, y_0 – оси, проходящие через центр тяжести уголка под углом 45° к горизонтальной и вертикальной осям уголка.

При этом нужно помнить, что угол поворота осей xy относительно осей x_0y_0 будет отрицательным. Если уголок неравнополочный, то его условно разбивают на два прямоугольника, находят их центры тяжести, и центробежный

момент относительно собственных осей всего уголка определяют по формуле центробежных моментов инерции относительно параллельных осей.

Для составного сечения необходимо определять положение центра тяжести, разбив его на простейшие части (прямоугольник, круг, треугольник, двутавр, швеллер, уголок). Формулы для определения центра тяжести имеют вид:

$$x_C = \frac{\sum S_{x_{\text{вр}}}}{\sum A} = \frac{\left(A_1 x_1 + A_2 x_2 + \ldots, + A_n x_n\right)}{\left(A_1 + A_2 + \ldots, + A_n\right)};$$
$$y_C = \frac{\sum S_{y_{\text{вр}}}}{\sum A} = \frac{\left(A_1 y_1 + A_2 y_2 + \ldots, + A_n y_n\right)}{\left(A_1 + A_2 + \ldots, + A_n\right)}, \qquad (2.5)$$

где $S_{y_{\text{вр}}}, S_{x_{\text{вр}}}$ – статические моменты площадей простых фигур относительно временных осей; $A_1, A_2, \ldots, A_n$ – площади простых фигур; x_n, y_n – координаты центров тяжести простых фигур во временных осях.

Главными моментами инерции плоской фигуры (сечения) называют моменты инерции, определяемые относительно главных центральных осей сечения. Такие оси должны отвечать следующим требованиям:

1) они проходят через центр тяжести сечения;

2) относительно этих осей наблюдаются экстремальные значения моментов инерции (главные моменты инерции);

3) центробежный момент инерции относительно главных осей равен нулю.

В формулы напряжений, содержащие моменты инерции, необходимо всегда подставлять значения главных моментов инерции. Определение главных моментов инерции проводится в следующем порядке.

1. Заданное поперечное сечение сложной конфигурации вычерчивается в выбранном масштабе с указанием всех размеров.

2. Сечение условно разбивается на простейшие фигуры (прямоугольник, круг, треугольник, двутавр, швеллер, уголок).

3. Определяется положение центра тяжести площадки каждой простой фигуры и из этих центров проводятся собственные оси координат.

4. Для всей фигуры сечения проводятся временные (вспомогательные) оси координат ($x_{\text{вр}}, y_{\text{вр}}$) параллельно собственным осям отдельных фигур (желательно, чтобы временные оси проходили через центры тяжести простых фигур, что ведет к уменьшению объема вычислений).

5. Определяются координаты центра тяжести площади всего сечения по формулам (2.5).

6. Центр тяжести сечения наносится на чертеж, и из него проводятся опорные оси координат (x_C, y_C) параллельно временным осям.

7. Определяются осевые и центробежные моменты инерции сечения относительно опорных осей. При этом используют формулы для определения моментов инерции относительно параллельных осей:

$$J_{x_c} = \left(J_{x_1} + A_1 a_1^2\right)^{\text{I}} + \left(J_{x_2} + A_2 a_2^2\right)^{\text{II}} + \ldots + \left(J_{x_n} + A_n a_n^2\right)^{n};$$

$$J_{y_c} = \left(J_{y_1} + A_1 b_1^2\right)^{\text{I}} + \left(J_{y_2} + A_2 b_2^2\right)^{\text{II}} + \ldots + \left(J_{y_n} + A_n b_n^2\right)^{n}; \qquad (2.6)$$

$$J_{x_c y_c} = \left(J_{x_1 y_1} + A_1 a_1 b_1\right)^{\text{I}} + \left(J_{x_2 y_2} + A_2 a_2 b_2\right)^{\text{II}} + \ldots + \left(J_{x_n y_n} + A_n a_n b_n\right)^{n},$$

где $J_{x_1}, J_{x_2}, \ldots, J_{x_n}$ и $J_{y_1}, J_{y_2}, \ldots, J_{y_n}$ – моменты инерции простых фигур относительно собственных осей; $J_{x_1 y_1}, J_{x_2 y_2}, \ldots, J_{x_n y_n}$ – центробежные моменты инерции простых фигур относительно собственных осей; $a_1, a_2, \ldots, a_n$ – расстояния между собственными осями $x_1, x_2 \ldots, x_n$ простых фигур и центральной осью x_c; $b_1, b_2 \ldots, b_n$ – расстояния между собственными осями $y_1, y_2 \ldots, y_n$ простых фигур и центральной осью y_c (с учетом знаков).

8. Определяется положение главных осей инерции по формуле:

$$\operatorname{tg} 2\alpha_0 = \frac{2 \cdot J_{x_c y_c}}{J_{y_c} - J_{x_c}}. \qquad (2.7)$$

Положительным считается угол α_0, откладываемый против хода часовой стрелки.

9. Проводятся главные оси на чертеже под углом α_0 по отношению к центральным осям.

10. Определяются главные моменты инерции по формулам:

$$\begin{aligned} J_{x_0} &= J_{x_c} \cos^2 \alpha_0 + J_{y_c} \sin^2 \alpha_0 - J_{x_c y_c} \sin 2\alpha_0; \\ J_{y_0} &= J_{x_c} \sin^2 \alpha_0 + J_{y_c} \cos^2 \alpha_0 + J_{x_c y_c} \sin 2\alpha_0 \end{aligned} \qquad (2.8)$$

или

$$J_{\max/\min} = \frac{J_{x_c} + J_{y_c}}{2} \pm \frac{1}{2} \sqrt{\left(J_{x_c} - J_{y_c}\right)^2 + 4 \cdot J_{x_c y_c}^2}. \qquad (2.9)$$

11. Проводится проверка правильности решения задачи в двух вариантах:

а) суммы главных моментов инерции и моментов инерции относительно центральных осей должны быть равны

$$J_{x_0} + J_{y_0} = \left(J_{x_c} + J_{y_c}\right) \pm 5\ \%; \qquad (2.10)$$

б) центробежный момент инерции относительно главных осей должен быть равен нулю

$$J_{x_0y_0} = \frac{J_{x_c} - J_{y_c}}{2} \sin 2\alpha_0 + J_{x_c y_c} \cos 2\alpha_0 = 0. \qquad (2.11)$$

Пример 2.1.

Для заданного поперечного сечения, состоящего из швеллера и равнополочного уголка (рис. 2.1), требуется:

1) определить положение центра тяжести;

2) найти осевые и центробежный моменты инерции относительно осей, проходящих через центр тяжести;

3) определить направления главных центральных осей x_0 и y_0;

4) найти моменты инерции относительно главных центральных осей;

5) вычертить сечение в масштабе 1:2 и указать на нем все размеры в числах и все оси.

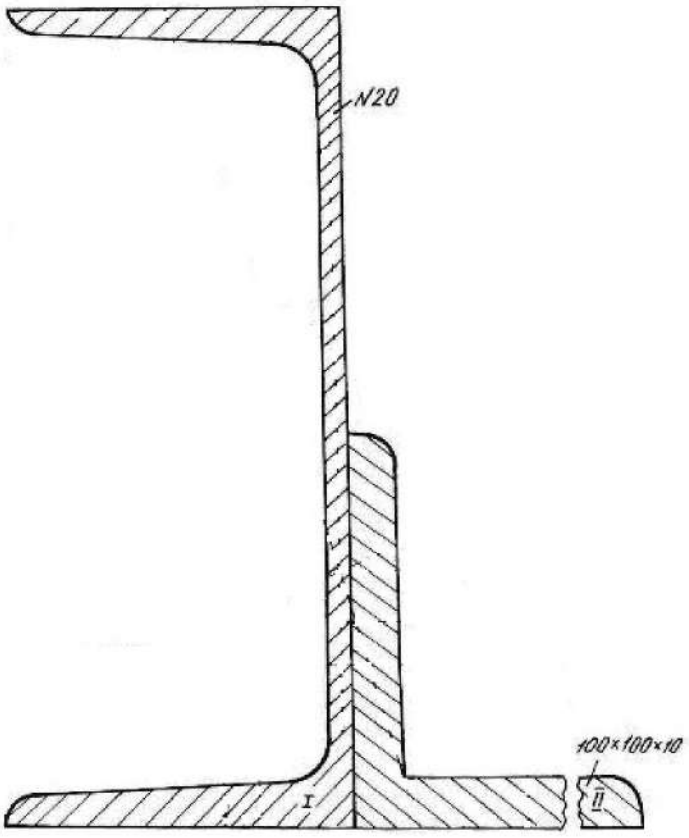


Рис. 2.1.

Решение.

1. Проводим временные оси $x_{вр}$ и $y_{вр}$ через левый нижний угол сечения (рис. 2.2) и разбиваем сечение на две фигуры: швеллер I и уголок II.

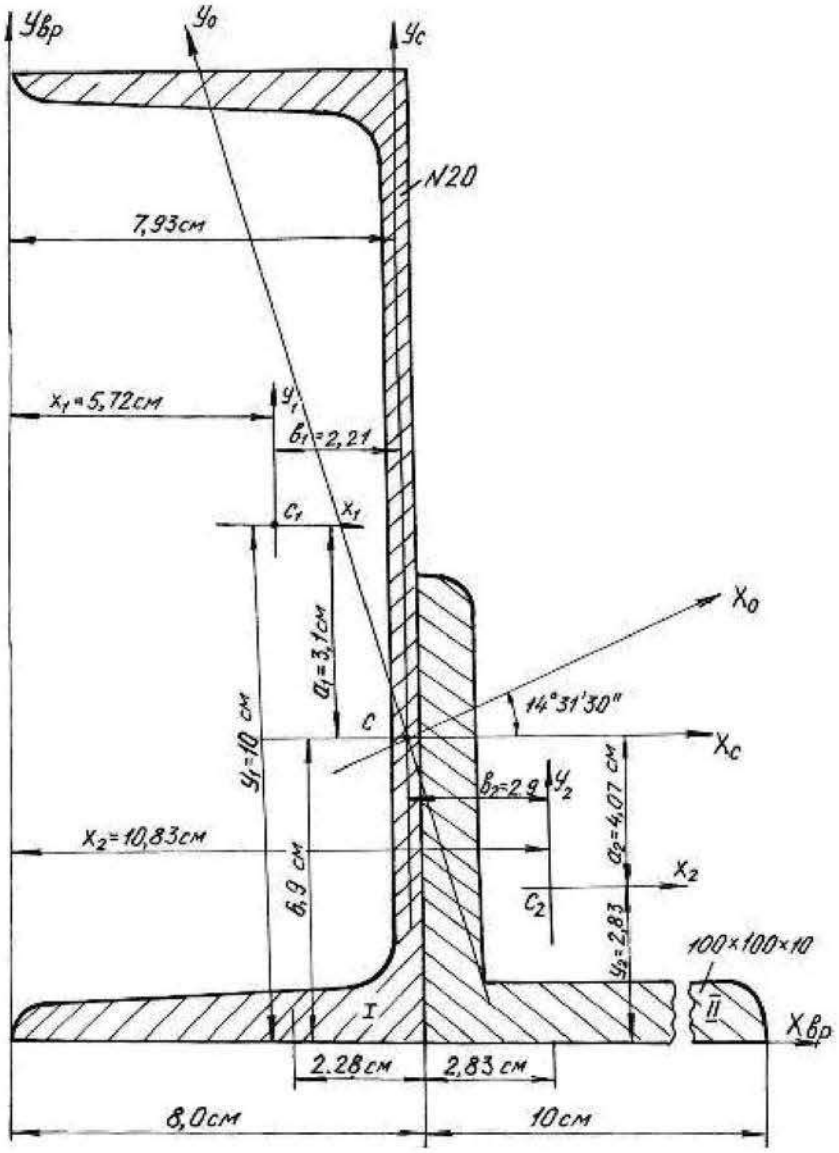


Рис. 2.2.

Основные данные фигур выписываем из таблиц сортамента проката.

Швеллер № 20а: $A_1 = 25{,}2$ см^2, $Z_0 = 2{,}28$ см, $J_{x_1} = 1670$ см^4, $J_{y_1} = 139$ см^4.

Уголок 100×100×10 мм: $A_2 = 19{,}2$ см^2, $Z_0 = 2{,}83$ см, $J_{x_0} = 284$ см^4, $J_{y_0} = 74{,}1$ см^4, $J_{x_2} = J_{y_2} = 179$ см^4 (рис. 2.3).

Координаты центра тяжести сечения

$$x_c = \frac{(A_1 x_1 + A_2 x_2)}{(A_1 + A_2)} = \frac{25{,}2 \cdot 5{,}72 + 19{,}2 \cdot 10{,}83}{25{,}2 + 19{,}2} = 7{,}93 \text{ см};$$

$$y_c = \frac{(A_1 y_1 + A_2 y_2)}{(A_1 + A_2)} = \frac{25{,}2 \cdot 10 + 19{,}2 \cdot 2{,}83}{25{,}2 + 19{,}2} = 6{,}9 \text{ см};$$

где A_1, A_2 – площади поперечного сечения первой и второй фигур; x_1, x_2, y_1, y_2 – координаты центров тяжести фигур относительно временных осей.

По значениям координат центра тяжести фигуры наносим точку C (см. рис. 2.2.) и проводим центральные оси x_c и y_c параллельно временным осям.

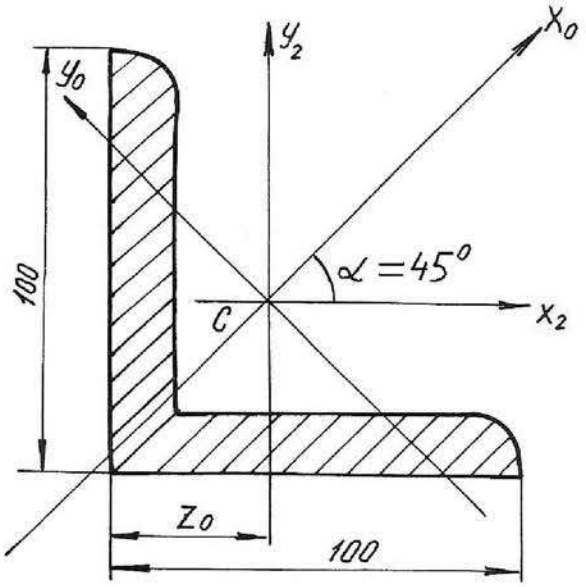


Рис. 2.3.

2. Вычисляем осевые моменты инерции относительно центральных опорных осей

$$J_{x_C} = \left(J_{x_C}\right)^{\text{I}} + \left(J_{x_C}\right)^{\text{II}} = \left(J_{x_1} + A_1 a_1^2\right) + \left(J_{x_2} + A_2 a_2^2\right) =$$

$$= \left[1670 + 25{,}2\left(3{,}1\right)^2\right] + \left[179 + 19{,}2\left(-4{,}07\right)^2\right] = 2409 \text{ см}^4;$$

$$J_{y_C} = \left(J_{y_C}\right)^{\text{I}} + \left(J_{y_C}\right)^{\text{II}} = \left(J_{y_1} + A_1 b_1^2\right) + \left(J_{y_2} + A_2 b_2^2\right) =$$

$$= \left[139 + 25{,}2\left(\text{-}2{,}21\right)^2\right] + \left[179 + 19{,}2\left(2{,}9\right)^2\right] = 603 \text{ см}^4.$$

3. Вычисляем центробежный момент инерции сечения относительно осей x_c и y_c. Центробежный момент швеллера относительно собственных осей равен 0, так как его оси проходят через центр тяжести и одна из них является осью симметрии.

Для уголка собственные центральные оси, т. е. оси x_2 и y_2 не являются главными, поэтому центробежный момент уголка в этой системе координат не равен 0. Вычислим его.

Из таблиц сортамента

$$J_{x_0} = 284 \text{ см}^4; \quad J_{y_0} = 74{,}1 \text{ см}^4;$$

$$J_{x_2y_2} = \frac{\left(J_{x_0} - J_{y_0}\right)}{2}\sin 2\alpha + J_{x_0y_0}\cos 2\alpha = \frac{284 - 74{,}1}{2}(-1) + 0 = -104{,}95 \text{ см}^4.$$

Угол α отрицателен, так как поворот осей x_0, y_0 направлен по ходу часовой стрелки.

$$J_{x_cy_c} = \left(J_{x_cy_c}\right)^{\text{I}} + \left(J_{x_cy_c}\right)^{\text{II}} = (J_{x_1y_1} + A_1a_1b_1) + (J_{x_2y_2} + A_2a_2b_2) =$$

$$= [0 + 25{,}2(3{,}1)(-2{,}21)] + [-104{,}95 + 19{,}2(-4{,}07)(2{,}90)] =$$

$$= -172{,}0 - 104{,}95 - 225 = -501{,}95 \text{ см}^4.$$

Угол поворота главных осей инерции

$$\operatorname{tg}2\alpha_0 = \frac{2J_{x_cy_c}}{\left(J_{y_c} - J_{x_c}\right)} = \frac{2(-501{,}95)}{(603 - 2409)} = 0{,}555, \quad 2\alpha_0 = 29^\circ 03', \quad \alpha_0 = 14^\circ 31' 30''.$$

4. Откладываем полученный угол против хода часовой стрелки от центральных осей x_c, y_c и проводим главные оси инерции x_0, y_0 (см. рис. 2.2).

5. Определяем главные моменты инерции

$$J_{x_0} = J_{x_c}\cos^2\alpha_0 + J_{y_c}\sin^2\alpha_0 - J_{x_cy_c}\sin 2\alpha_0 = 2536 \text{ см}^4;$$

$$J_{y_0} = J_{x_c}\sin^2\alpha_0 + J_{y_c}\cos^2\alpha_0 + J_{x_cy_c}\sin 2\alpha_0 = 476 \text{ см}^4.$$

Так как $J_{x_c} > J_{y_c}$, то $J_{\max}$ будет относительно оси x_0, а $J_{\min}$ будет относительно оси y_0.

Проверка.

а) Согласно формуле (2.10)

$$J_{x_c} + J_{y_c} = \left(J_{x_0} + J_{y_0}\right) \pm 5\ \%;$$

$$(2409 + 603)\cdot 10^{-8} = (2536 + 476)\cdot 10^{-8} \text{ м}^4;$$

$$3012\cdot 10^{-8} \text{ см}^4 = 3012\cdot 10^{-8} \text{ см}^4.$$

б) Согласно формуле (2.11)

$$J_{x_0y_0} = \frac{\left(J_{x_c} - J_{y_c}\right)}{2}\sin 2\alpha_0 + J_{x_cy_c}\cos 2\alpha_0 = 0;$$

$$J_{x_0y_0} = \frac{(2409-603)}{2}\sin 2\left(14°31'30''\right) - 501{,}95 \cdot \cos 2\left(14°31'30''\right) = 0;$$

$$J_{x_0y_0} = 438 - 438 = 0.$$

Проверка показывает, что главные моменты инерции определены правильно.

6. Вычерчиваем поперечное сечение в масштабе 1:2 с указанием всех осей и размеров.

Пример 2.2.

Для заданного поперечного сечения (рис. 2.4) определить положение центра тяжести, найти положение главных осей инерции и значения главных моментов инерции.

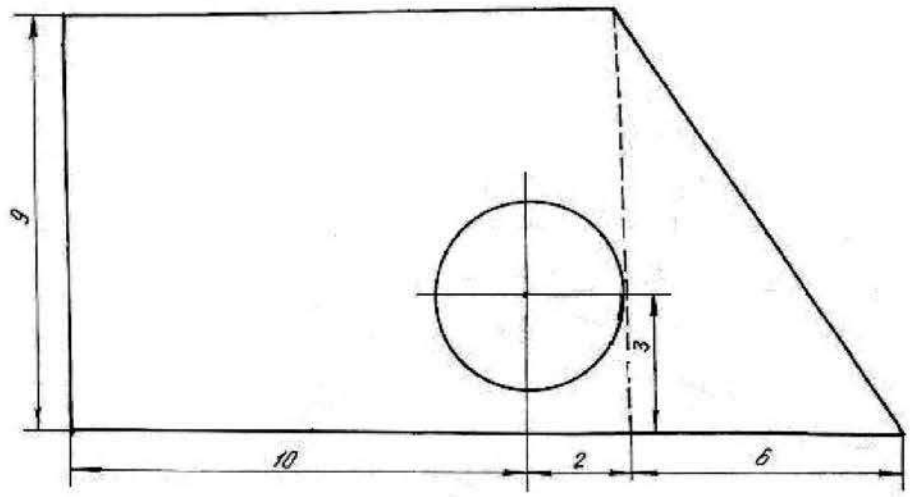


Рис. 2.4.

Решение.

1. Чертим поперечное сечение в масштабе 1:1;

2. Разбиваем сечение на простейшие фигуры: I – прямоугольник, II – прямоугольный треугольник, III – круг;

3. Проводим временные оси $x_{вр}$ и $y_{вр}$ через левый нижний угол заданного сечения (рис. 2.5).

4. Обозначив на рисунке центры тяжести простейших фигур, находим их координаты относительно временных осей и определяем площади фигур

$$C_1\begin{cases} x_1 = 6 \text{ см}; \\ y_1 = 4{,}5 \text{ см}; \end{cases} \qquad C_2\begin{cases} x_2 = 14 \text{ см}; \\ y_2 = 3 \text{ см}; \end{cases} \qquad C_3\begin{cases} x_3 = 10 \text{ см}; \\ y_3 = 3 \text{ см}. \end{cases}$$

$$A_1 = 108 \text{ см}^2, \qquad A_2 = 27 \text{ см}^2, \qquad A_3 = 12{,}56 \text{ см}^2.$$

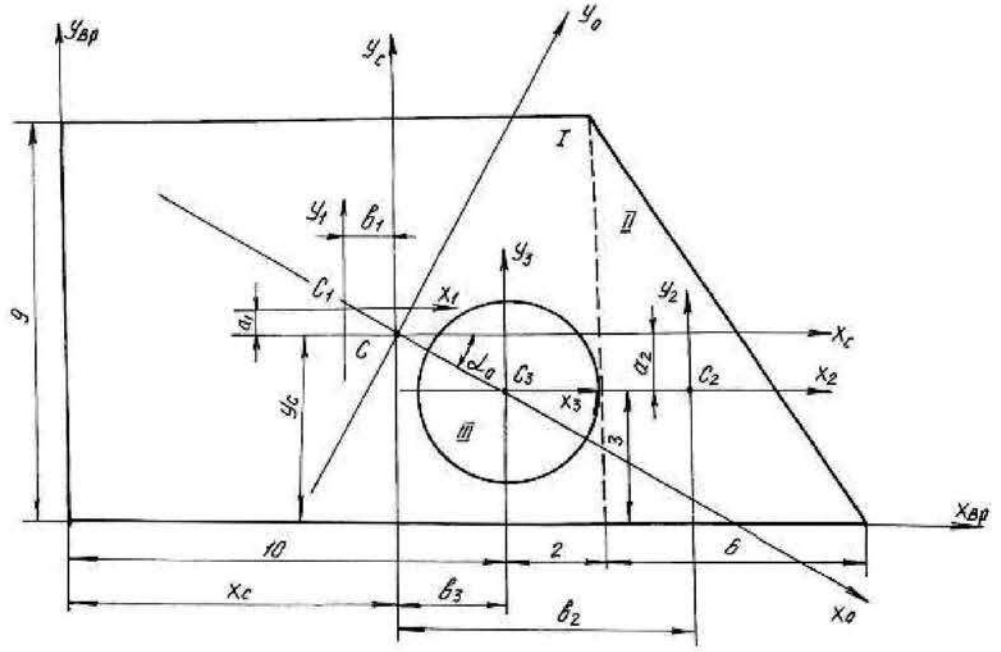


Рис. 2.5.

5. Определим координаты центра тяжести сечения

$$x_C = \frac{S_y}{A} = \frac{x_1A_1 + x_2A_2 - x_3A_3}{A_1 + A_2 - A_3} = \frac{6\cdot 108 + 14\cdot 27 - 10\cdot 12{,}56}{108 + 27 - 12{,}56} = 7{,}35 \text{ см};$$

$$y_C = \frac{S_x}{A} = \frac{y_1A_1 + y_2A_2 - y_3A_3}{A_1 + A_2 - A_3} = \frac{4{,}5\cdot 108 + 3\cdot 27 - 3\cdot 12{,}56}{108 + 27 - 12{,}56} = 4{,}32 \text{ см}.$$

Обозначим на рис. 2.5 положение центра тяжести C (x_c =7,35 см; y_c =4,32 см) и проведем центральные оси x_c и y_c параллельно временным осям.

6. Определим координаты центров тяжести простейших фигур (C_1, C_2, C_3) относительно центральных осей x_c и y_c

$$C_1\begin{cases} b_1 = x_1 - x_C = 1{,}35 \text{ см} \\ a_1 = y_1 - y_C = 0{,}18 \text{ см} \end{cases} \qquad C_2\begin{cases} b_2 = x_2 - x_C = 6{,}65 \text{ см} \\ a_2 = y_2 - y_C = -1{,}32 \text{ см} \end{cases}$$

$$C_3\begin{cases} b_3 = x_3 - x_C = 2{,}65 \text{ см} \\ a_3 = y_3 - y_C = -1{,}32 \text{ см}. \end{cases}$$

7. Определим моменты инерции простейших фигур относительно их центральных осей

Для прямоугольника:

$$J_{x_1} = \frac{bh^3}{12} = \frac{12\cdot 9^3}{12} = 729 \text{ см}^4;\ J_{y_1} = \frac{b^3h}{12} = \frac{12^3\cdot 9}{12} = 1296 \text{ см}^4;\ J_{x_1y_1} = 0.$$

Для треугольника:

$$J_{x_2}=\frac{bh^3}{36}=\frac{6\cdot 9^3}{36}=121{,}5\text{ см}^4;\qquad J_{y_2}=\frac{b^3h}{36}=\frac{6^3\cdot 9}{36}=54\text{ см}^4;$$

$$J_{x_2y_2}=-\frac{b^2h^2}{72}=-\frac{6^2\cdot 9^2}{72}=-40{,}5\text{ см}^4,$$

знак минус указывает на преобладание суммарной отрицательной части площади поперечного сечения.

Для круга:

$$J_{x_3}=J_{y_3}=\frac{\pi d^4}{64}=\frac{3{,}14\cdot 4^4}{64}=12{,}56\text{ см}^4;\qquad J_{x_3y_3}=0.$$

8. Определим моменты инерции всего сечения относительно центральных осей x_c и y_c, используя формулы моментов инерции относительно параллельных осей

$$J_{x_c}=\left(J_{x_c}\right)^{\text{I}}+\left(J_{x_c}\right)^{\text{II}}-\left(J_{x_c}\right)^{\text{III}}=\left(J_{x_1}+A_1a_1^2\right)+\left(J_{x_2}+A_2a_2^2\right)-\left(J_{x_3}+A_3a_3^2\right)=$$

$$=\left(729+0{,}18^2\cdot 108\right)+\left(121{,}5+(-1{,}32)^2\cdot 27\right)-\left(12{,}56+(-1{,}32)^2\cdot 12{,}56\right)=866{,}6\text{ см}^4;$$

$$J_{y_c}=\left(J_{y_c}\right)^{\text{I}}+\left(J_{y_c}\right)^{\text{II}}-\left(J_{y_c}\right)^{\text{III}}=\left(J_{y_1}+A_1b_1^2\right)+\left(J_{y_2}+A_2b_2^2\right)-\left(J_{y_3}+A_3b_3^2\right)=$$

$$=\left(1296+(-1{,}35)^2\cdot 108\right)++\left(54+6{,}65^2\cdot 27\right)-\left(12{,}56+2{,}65^2\cdot 12{,}56\right)=1093{,}32\text{ см}^4;$$

$$J_{x_cy_c}=\left(J_{x_cy_c}\right)^{\text{I}}+\left(J_{x_cy_c}\right)^{\text{II}}-\left(J_{x_cy_c}\right)^{\text{III}}=$$

$$=\left(J_{x_1y_1}+a_1b_1A_1\right)+\left(J_{x_2y_2}+a_2b_2A_2\right)-\left(J_{x_3y_3}+a_3b_3A_3\right)=$$

$$=\left(0+0{,}18\cdot(-1{,}35)\cdot 108\right)+\left(-40{,}5+(-1{,}32)\cdot 6{,}65\cdot 27\right)-\left(0+(-1{,}32)\cdot 2{,}56\cdot 12{,}56\right)=$$

$$=-259{,}82\text{ см}^4.$$

Получили, что центробежный момент сечения $J_{x_cy_c}\neq 0$, следовательно, оси x_c и y_c не являются главными осями инерции.

9. Найдём положение главных осей инерции по формуле:

$$\operatorname{tg}2\alpha_0=\frac{-2\cdot J_{x_cy_c}}{J_{x_c}-J_{y_c}}=-2{,}29;\text{ откуда }2\cdot\alpha_0=-66^\circ 20';\ \alpha_0=-33^\circ 10'.$$

10. Проводим главные оси инерции x_0, y_0 под углом α_0 относительно центральных осей и определяем значение главных моментов инерции

$$J_{x_0}=J_{x_c}\cos^2\alpha_0+J_{y_c}\sin^2\alpha_0-J_{x_cy_c}\sin 2\alpha_0=696{,}48\text{ см}^4;$$

$$J_{y_0} = J_{x_c}\sin^2\alpha_0 + J_{y_c}\cos^2\alpha_0 + J_{x_c y_c}\sin 2\alpha_0 = 1263{,}42 \text{ см}^4.$$

$$J_{\min} = J_{x_0} = 696{,}48 \text{ см}^4; \qquad J_{\max} = J_{y_0} = 1263{,}42 \text{ см}^4.$$

Проверка.

а) Согласно формуле (2.10)

$$J_{x_c} + J_{y_c} = \left(J_{x_0} + J_{y_0}\right) \pm 5\%;$$

$$\left(866{,}6 + 1093{,}32\right)\cdot 10^{-8} = \left(696{,}48 + 1263{,}42\right)\cdot 10^{-8} \text{ м}^4;$$

$$1959{,}9\cdot 10^{-8}\text{см}^4 = 1959{,}9\cdot 10^{-8}\text{см}^4.$$

б) Согласно формуле (2.11)

$$J_{x_0 y_0} = \frac{\left(J_{x_c} - J_{y_c}\right)}{2}\sin 2\alpha_0 + J_{x_c y_c}\cos 2\alpha_0 = 0;$$

$$J_{x_0 y_0} = \frac{\left(866{,}6 - 1093{,}32\right)}{2}\sin 2\left(-33^\circ 10'\right) + \left(-259{,}82\right)\cos 2\left(-33^\circ 10'\right) = 0;$$

$$J_{x_0 y_0} = 104 - 104 = 0.$$

Проверка показывает, что главные моменты инерции определены правильно.

2.1. Задания для определения главных моментов инерции

а) Для заданного поперечного сечения (табл. 2.1), состоящего из швеллера и равнополочного уголка или из швеллера и двутавра (табл. 2.2), требуется:

1. Определить положение центра тяжести;
2. Найти осевые и центробежный моменты инерции относительно осей x_C и y_C, проходящих через центр тяжести сечения;
3. Определить положение главных осей инерции x_0 и y_0;
4. Найти главные моменты инерции относительно главных осей x_0 и y_0;
5. Вычертить сечение в выбранном масштабе и указать на нем все размеры в числах и все оси;
6. Сделать проверочные расчеты.

б) Для заданного поперечного сечения (табл. 2.3) требуется:

1. Определить положение центра тяжести;
2. Найти осевые и центробежный моменты инерции относительно осей x_C и y_C, проходящих через центр тяжести сечения;
3. Определить положение главных осей инерции x_0 и y_0;

4. Найти главные моменты инерции относительно главных осей x_0 и y_0;

5. Сделать проверочные расчеты.

Таблица 2.1

Номер варианта	Тип сечения	Швеллер №	Равнобокий уголок, мм	Двутавр №
1	I	14	80×80×8	12
2	II	16	80×80×6	14
3	III	18	90×90×8	16
4	IV	20	90×90×7	18
5	V	22	90×90×6	20а
6	VI	24	100×100×8	20
7	VII	27	100×100×10	22а
8	VIII	30	100×100×12	22
9	IX	33	125×125×10	24а
10	X	36	125×125×12	24

Таблица 2.2

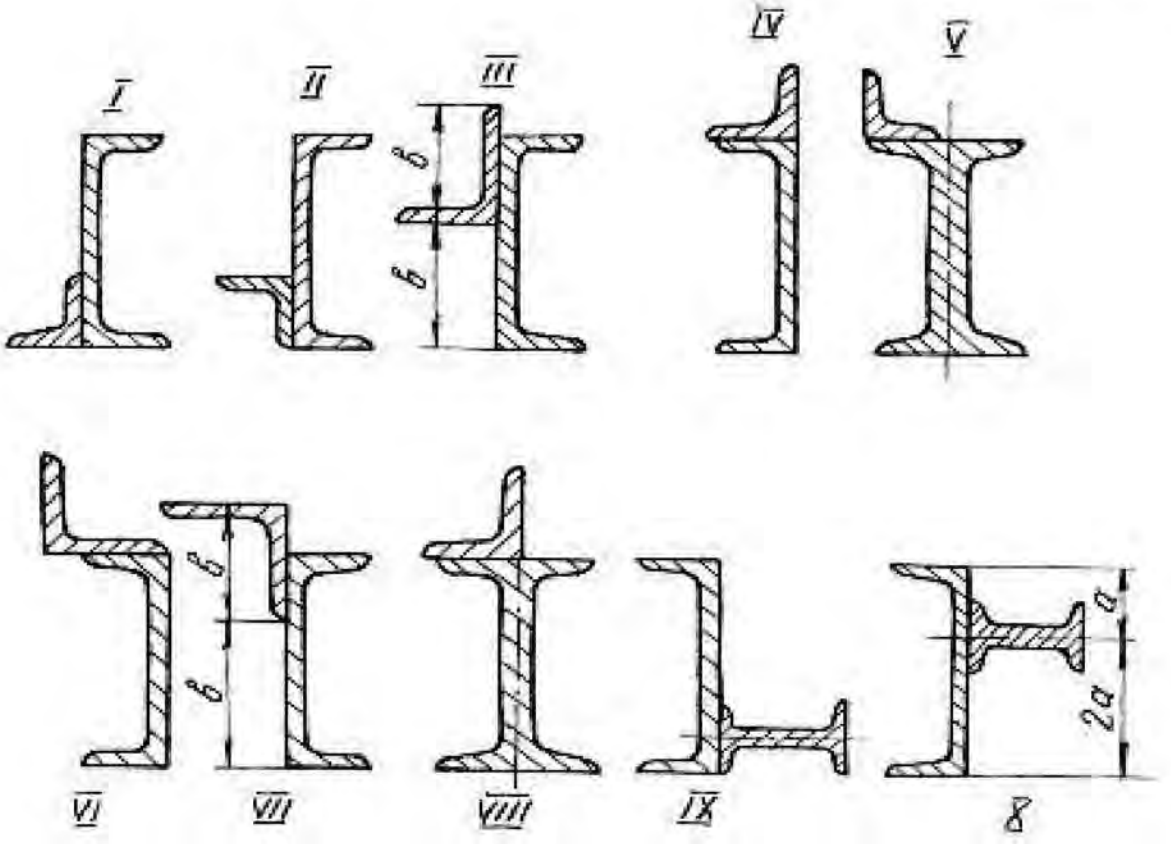
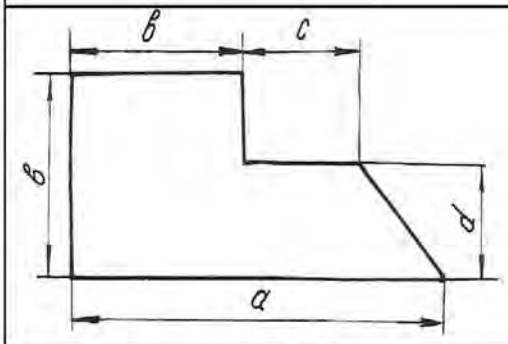
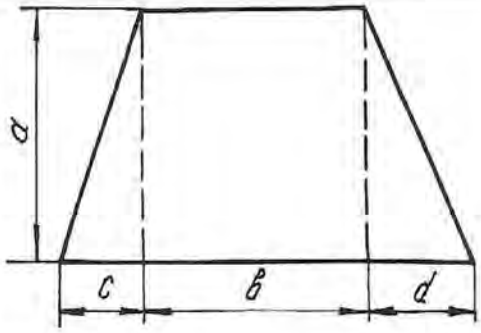
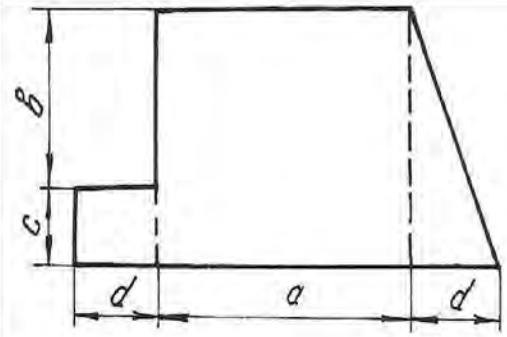
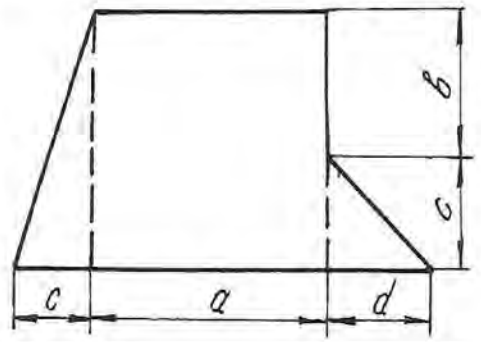
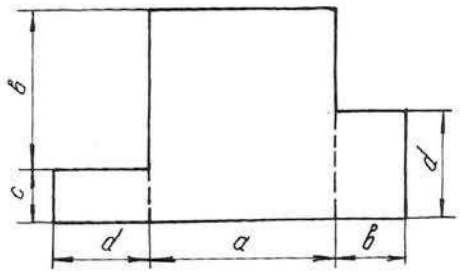
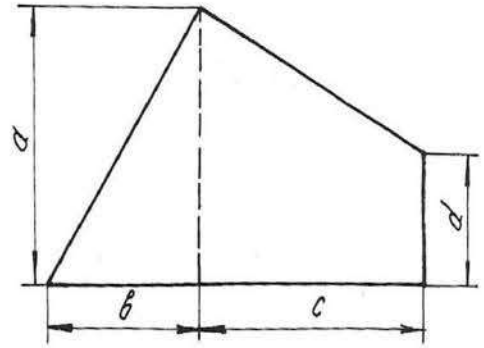
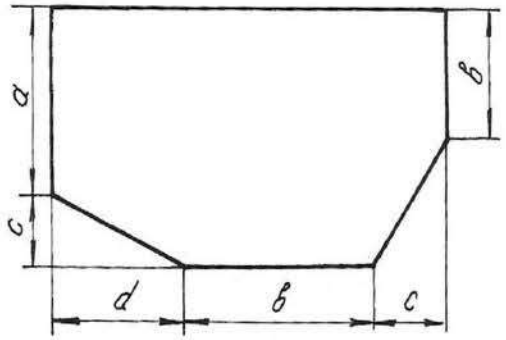
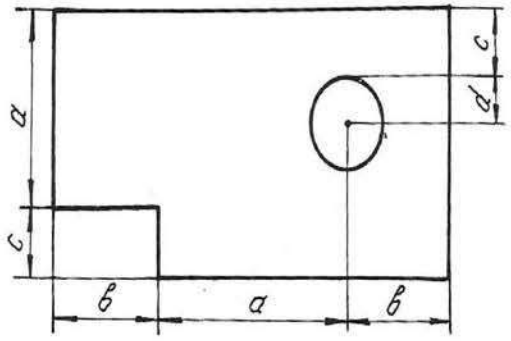


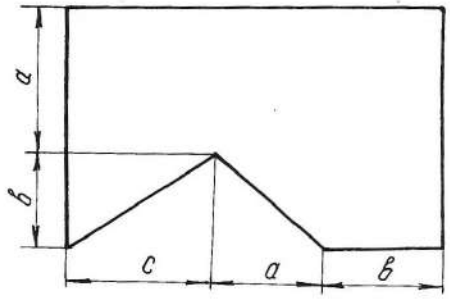
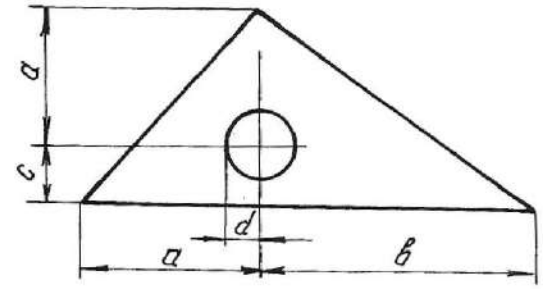
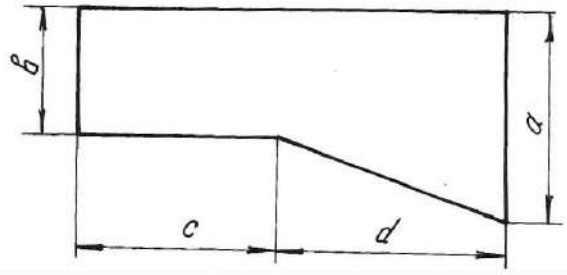
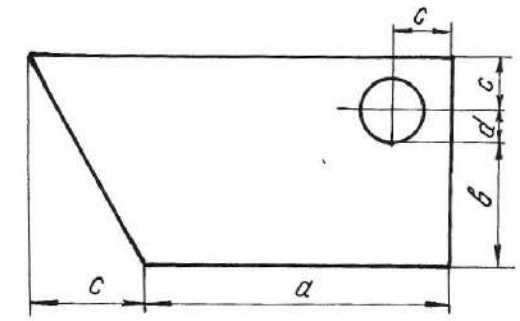
Таблица 2.3

Вид поперечного сечения	Номер варианта	*a*, см	*в*, см	*c*, см	*d*, см
	1	12	6	4	2
	2	16	10	2	6
	3	9	6	1	3
	4	6	9	3	5
	5	7	8	6	9
	6	8	6	4	6
	7	9	5	2	3
	8	6	4	3	4
	9	5	2	4	4
	10	4	3	2	5
	11	7	5	3	2
	12	9	4	4	6
	13	7	5	3	3
	14	6	3	6	4
	15	4	2	5	6

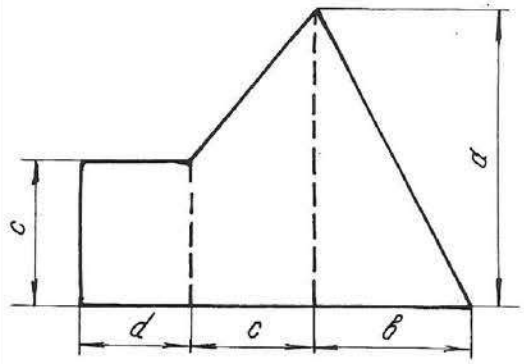
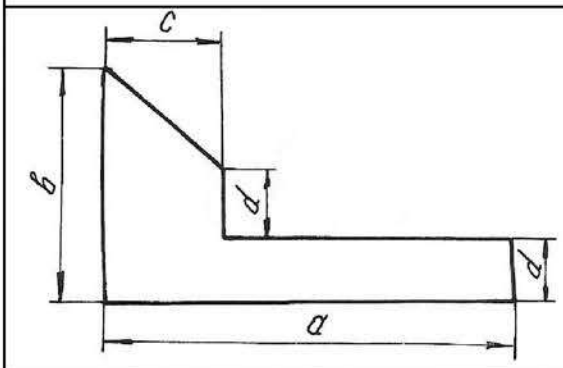
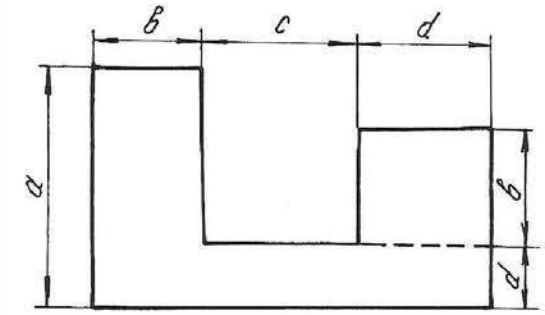
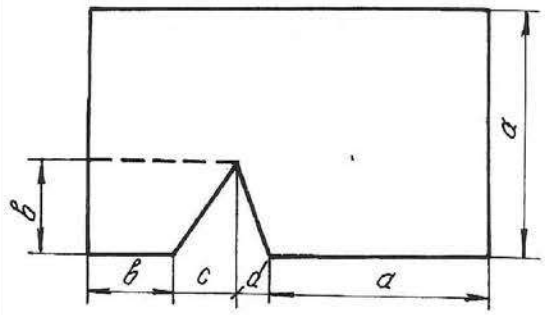
Продолжение табл. 2.3

Вид поперечного сечения	Номер варианта	*a*, см	*в*, см	*c*, см	*d*, см
	16	12	9	4	6
	17	18	12	5	8
	18	14	6	6	7
	19	15	19	3	4
	20	12	10	6	6
	21	16	8	9	4
	22	20	9	8	12
	23	14	14	12	6
	24	24	20	10	4
	25	10	8	4	3
	26	11	9	6	6
	27	13	12	5	9
	28	15	10	5	6
	29	8	4	8	12
	30	8	5	2	2
	31	9	4	1	2
	32	6	9	3	3
	33	10	6	4	1
	34	12	8	5	1

Продолжение табл. 2.3

Вид поперечного сечения	Номер варианта	*a*, см	*в*, см	*c*, см	*d*, см
	35	6	6	3	4
	36	9	4	6	5
	37	10	6	12	9
	38	12	9	10	6
	39	12	10	3	1
	40	10	12	3	2
	41	9	12	3	1
	42	8	10	3	2
	43	20	12	4	4
	44	18	10	3	5
	45	12	9	5	6
	46	15	12	6	4
	47	10	4	3	1
	48	12	6	4	2
	49	14	5	5	3
	50	16	6	4	1

Окончание табл. 2.3

Вид поперечного сечения	Номер варианта	*a*, см	*в*, см	*c*, см	*d*, см
	51	12	10	6	3
	52	18	12	4	9
	53	20	14	8	6
	54	22	16	10	4
	55	30	12	12	4
	56	24	14	10	6
	57	18	16	9	5
	58	12	10	8	3
	59	9	6	2	4
	60	6	5	4	2
	61	10	8	3	8
	62	12	9	4	1
	63	20	10	6	3
	64	12	6	4	3
	65	15	9	3	6
	66	18	10	9	6

Глава 3
ДЕФОРМАЦИЯ КРУЧЕНИЯ ВАЛА

Деформация кручения возникает при действии на вал пар сил, действующих в плоскостях, перпендикулярных к его продольной оси. При расчетах вала на кручение выполняются следующие условия прочности и жесткости:

$$\tau_{max} \le \tau_{adm}, \quad \varphi_{max} \le \varphi_{adm},$$

где τ_{max} – максимальное касательное напряжение, φ_{max} – максимальный угол закручивания вала.

Для определения максимального касательного напряжения и максимального угла закручивания необходимо иметь представление о том, как изменяется величина крутящего момента по длине вала. Текущие значения крутящих моментов определяются графиками их изменения, называемыми эпюрами. Вал по длине делится на участки вертикальными линиями, проведенными через те сечения, где приложены моменты пар сил. На каждом участке крутящий момент имеет постоянное значение и равен алгебраической сумме моментов относительно продольной оси, приложенных слева от сечения, проведенного условно на данном участке, или же приложенных справа от этого сечения.

Правило знаков: момент в сечении считается положительным, если, смотря на торцевое крайнее правое сечение вала, момент направлен по ходу часовой стрелки. Параллельно продольной оси вала проводится нулевая линия, от которой положительные моменты откладываются вверх, отрицательные – вниз в выбранном масштабе. Эпюра штрихуется вертикальными линиями. Диаметр сечения вала определяется из условия прочности

$$\tau_{max} = \frac{T_{max}}{W_p} \le \tau_{adm}, \tag{3.1}$$

где T_{max} – максимальный крутящий момент из эпюры T; $W_p = \dfrac{J_p}{d/2} = \dfrac{\left(\pi d^4/32\right)}{(d/2)} = \dfrac{\pi d^3}{16}$ – полярный момент сопротивления кручению поперечного сечения.

Исходя из условия прочности $\dfrac{\pi d^3}{16} \ge \dfrac{T_{max}}{\tau_{adm}}$, можно определить диаметр вала

$$d \ge \sqrt[3]{\frac{16T_{max}}{(\pi\tau_{adm})}}. \tag{3.2}$$

Углы закручивания вала на отдельных участках определяются по формуле:

$$\varphi = \frac{Tl}{GJ_p}, \tag{3.3}$$

где T – крутящий момент на рассматриваемом участке вала, взятый из эпюры моментов; l - длина участка вала; GJ_p – жесткость вала при кручении; G – модуль сдвига; $J_p = \frac{\pi d^4}{32}$ – полярный момент инерции поперечного сечения вала.

При построении эпюры углов закручивания вала необходимо помнить, что полный угол закручивания равен алгебраической сумме углов закручивания вала на отдельных участках. Значения углов закручивания в промежуточных сечениях определяются по формуле:

$$\alpha_{\text{прав}} = \alpha_{\text{лев}} + \varphi, \tag{3.4}$$

где $\alpha_{\text{лев}}$ – суммарный угол закручивания всех участков, которые находятся слева от рассматриваемого участка; φ – угол закручивания на данном участке.

Для определения максимального относительного угла закручивания определяют углы для каждого участка по формуле:

$$\theta = \frac{\varphi}{l}, \tag{3.5}$$

где l – длина рассматриваемого участка.

Пример 3.1.

К стальному валу приложены три известных момента: T_1=1100 Н·м, T_2=1400 Н·м, T_3= 1800 Н·м, a = 1,1 м, b = 1,4 м, c = 1,8 м (рис. 3.1).

Требуется:

1. Установить, при каком значении момента X угол закручивания правого концевого сечения вала равен нулю.

2. Построить эпюру крутящих моментов.

3. При заданном значении τ_{adm} определить диаметр вала из расчета на прочность и округлить его величину до ближайшего большого, соответственно равного 30, 35,40, 45, 50, 60, 70, 80, 90, 100 мм.

4. Построить эпюру углов закручивания.

5. Найти наибольший относительный угол закручивания и проверить вал на жесткость при $\theta_{\text{adm}} = 1{,}5$ град/м.

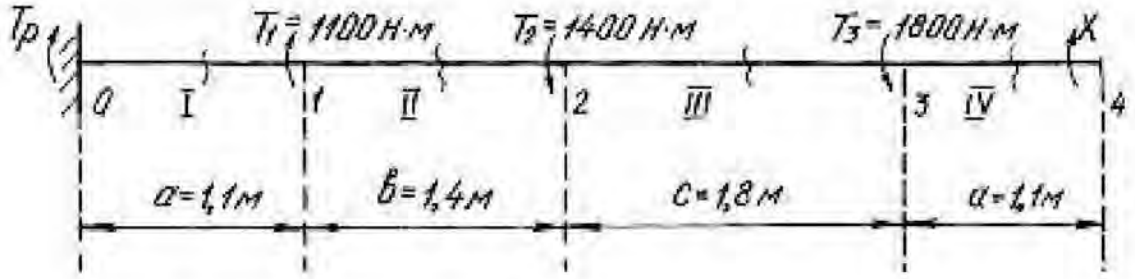


Рис. 3.1.

Решение.

1. Задача является статически неопределимой, так как невозможно определить из одного уравнения равновесия два неизвестных момента T_p и X. Для решения составим одно уравнение статики и одно уравнение совместности деформации. Уравнение статики представляем в виде уравнения моментов относительно продольной оси вала

$$\sum T = T_p + T_1 - T_2 - T_3 + X = 0.$$

Угол закручивания правого концевого сечения может быть выражен как алгебраическая сумма взаимных углов закручивания сечений отдельных участков под действием каждого из моментов в отдельности

$$\sum \varphi = \varphi_1 + \varphi_2 + \varphi_3 + \varphi_4 = 0,$$

где φ_1 – угол закручивания вала на участке 0-1 под действием момента T_1; φ_2 – угол закручивания вала на участке под действием момента T_2; φ_3 – угол закручивания вала на участке под действием момента T_3; φ_4 – угол закручивания вала на участке 3-4 под действием неизвестного момента X.

При этом

$$\varphi_1 = \frac{T_1 a}{GJ_p};\quad \varphi_2 = -\frac{T_2(a+b)}{GJ_p};\quad \varphi_3 = -\frac{T_3(a+b+c)}{GJ_p};\quad \varphi_4 = \frac{X(2a+b+c)}{GJ_p}.$$

$$\sum \varphi = \frac{T_1 a}{GJ_p} - \frac{T_2(a+b)}{GJ_p} - \frac{T_3(a+b+c)}{GJ_p} + \frac{X(2a+b+c)}{GJ_p} =$$

$$= T_1 a - T_2(a+b) - T_3(a+b+c) + X(2a+b+c) = 0.$$

Подставив данные, получим

$$1100 \cdot 1{,}1 - 1400 \cdot 2{,}5 - 1800 \cdot 4{,}3 + X \cdot 5{,}4 = 0;$$

откуда $X = \dfrac{-1210 + 3500 + 7740}{5{,}4} = 1857$ Н·м.

Реактивный момент находим из уравнения статики:

$$T_p = -T_1 + T_2 + T_3 - X;$$

$$T_p = -1100 + 1400 + 1800 - 1857 = 243 \text{ Н·м}.$$

2. Для построения эпюры моментов (рис. 3.2) определяем значения мо-

ментов методом сечений.

В сечении IV-IV $T_{IV} = 1857$ Н·м.

В сечении III-III $T_{III} = 1857 - 1800 = 57$ Н·м.

В сечении II-II $T_{II} = 1857 - 1800 - 1400 = -1343$ Н·м.

В сечении I-I $T_{I} = 1857 - 1800 - 1400 + 1100 = -243$ Н·м.

3. Найдем полярный момент инерции сечения

$$W_P \geq \frac{|T_{max}|}{\tau_{adm}} \geq \frac{1857}{60 \cdot 10^6} \geq 30{,}95 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3,$$

где $\tau_{adm} = 60$ МПа; $T_{max} = 1857$ Нм.

Из соотношения $W_p = \frac{\pi d^3}{16}$ найдем диаметр вала:

$$d = \sqrt[3]{\frac{16 \cdot W_P}{\pi}} = \sqrt[3]{\frac{16 \cdot 30{,}95 \cdot 10^{-6}}{3{,}14}} = 5{,}5 \cdot 10^{-2} \text{ м} = 55 \text{ мм}.$$

Принимаем диаметр вала равным 60 мм.

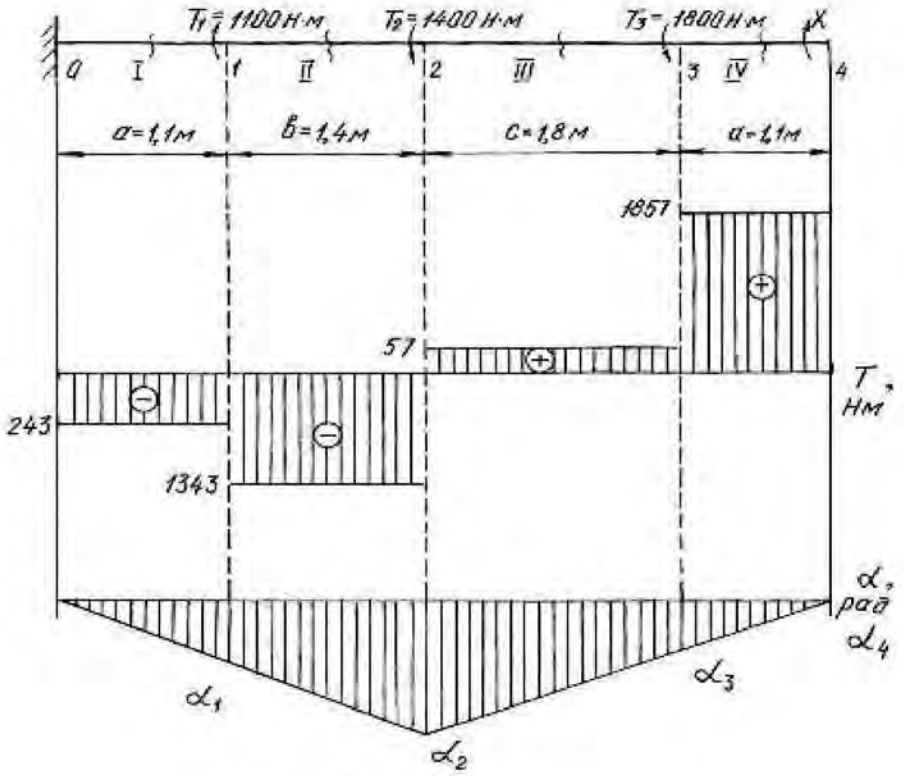


Рис. 3.2.

4. Углы закручивания вала на участках находим по формуле (3.3). Для этого сначала найдем J_p

$$J_p = \frac{3{,}14 \cdot 6^4}{32} = 127{,}2 \text{ см}^4 = 127{,}2 \cdot 10^{-8} \text{ м}^4.$$

$$\varphi_{\text{I}} = \frac{T_{\text{I}} a}{G J_p} = -\frac{243 \cdot 10^{-6} \cdot 1{,}1}{8 \cdot 10^4 \cdot 127{,}2 \cdot 10^{-8}} = -0{,}0026 \text{ рад};$$

$$\varphi_{\text{II}} = \frac{T_{\text{II}} b}{G J_p} = -\frac{-1343 \cdot 10^{-6} \cdot 1{,}4}{8 \cdot 10^4 \cdot 127{,}2 \cdot 10^{-8}} = -0{,}0185 \text{ рад};$$

$$\varphi_{\text{III}} = \frac{T_{\text{III}} c}{G J_p} = \frac{57 \cdot 10^{-6} \cdot 1{,}8}{8 \cdot 10^4 \cdot 127{,}2 \cdot 10^{-8}} = 0{,}0010 \text{ рад};$$

$$\varphi_{\text{IV}} = \frac{T_{\text{IV}} a}{G J_p} = \frac{1857 \cdot 10^{-6} \cdot 1{,}1}{8 \cdot 10^4 \cdot 127{,}2 \cdot 10^{-8}} = 0{,}0200 \text{ рад}.$$

В месте жёсткой заделки в сечении 0 вал неподвижен. По формуле (3.4), находим угол закручивания вала в сечениях 1, 2, 3, 4:

$\alpha_1 = \alpha_0 + \varphi_{\text{I}} = 0 - 0{,}0026$ рад;

$\alpha_2 = \alpha_1 + \varphi_{\text{II}} = -0{,}0026 - 0{,}0185 = -0{,}0211$ рад;

$\alpha_3 = \alpha_2 + \varphi_{\text{III}} = -0{,}0211 + 0{,}001 = -0{,}0201$ рад;

$\alpha_4 = \alpha_3 + \varphi_{\text{IV}} = -0{,}0201 + 0{,}02 = -0{,}0001 \approx 0$ рад.

Строим эпюру углов закручивания (см. рис.3.2). Относительный угол закручивания на каждом участке можно определить по формуле (3.5):

$$\theta_{\text{I}} = \frac{\varphi_{\text{I}}}{1{,}1} = -\frac{0{,}0026}{1{,}1} = -0{,}0023 \text{ рад/м};$$

$$\theta_{\text{II}} = \frac{\varphi_{\text{II}}}{1{,}4} = -\frac{0{,}0185}{1{,}4} = -0{,}0132 \text{ рад/м};$$

$$\theta_{\text{III}} = \frac{\varphi_{\text{III}}}{1{,}8} = \frac{0{,}0010}{1{,}8} = 0{,}0006 \text{ рад/м};$$

$$\theta_{\text{IV}} = \frac{\varphi_{\text{IV}}}{1{,}1} = \frac{0{,}0200}{1{,}1} = 0{,}0182 \text{ рад/м}.$$

5. Наибольшим является относительный угол закручивания на участке 3-4

$$\theta_{\max} = 0{,}0182 \text{ рад/м} = 0{,}0182 \frac{180^\circ}{\pi} = 1{,}04 \text{ град/м}.$$

Таким образом, $\theta_{\max} = 1{,}04$ град/м $< \theta_{\text{adm}} = 1{,}5$ град/м, т. е. условие жесткости выполняется.

Пример 3.2.

Шкив двухколодочного тормоза крана, имеющий диаметр $D = 300$ мм, жестко крепится на стальном валу диаметром $d = 30$ мм (рис. 3.3). Определить наибольшие напряжения кручения в сечении вала, если сила нажатия на колодки тормозного шкива Q = 820 Н, коэффициент трения скольжения между колодками и шкивом $f = 0{,}4$. Определить угол закручивания вала, если $l = 400$ мм.

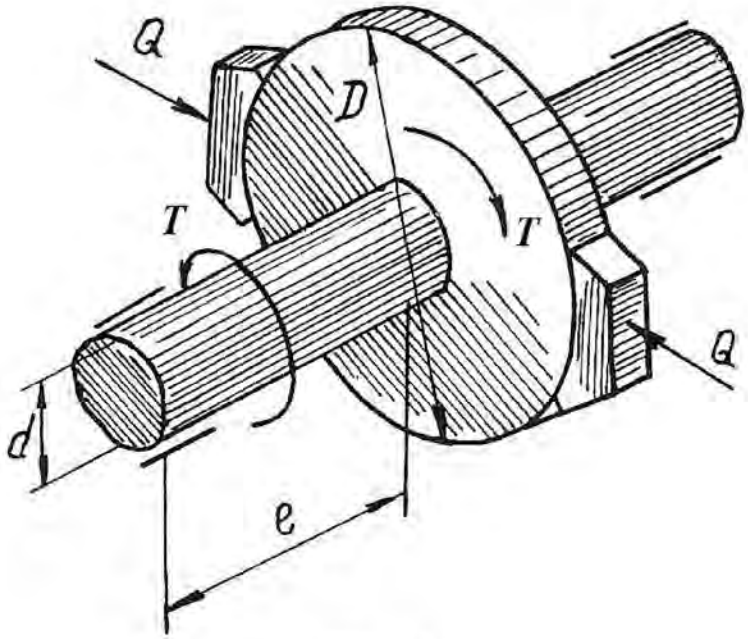


Рис. 3.3.

Решение.

Окружное усилие на тормозном шкиве равно силе трения, возникающей между колодками и шкивом

$$F = Qf = 820 \cdot 0{,}4 = 328 \text{ Н}.$$

Крутящий момент на тормозном шкиве

$$T = FD = 328 \cdot 30 \cdot 10^{-2} = 98{,}4 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

Полярный момент сопротивления и полярный момент инерции сечения вала равны

$$W_p = \frac{\pi}{16} d^3 = \frac{\pi}{16}\left(3 \cdot 10^{-2}\right)^3 = 5{,}3 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3;$$

$$J_p = \frac{\pi}{32} d^4 = \frac{\pi}{32}\left(3 \cdot 10^{-2}\right)^4 = 7{,}96 \cdot 10^{-8} \text{ м}^4.$$

Наибольшее касательное напряжение в сечении определяем по формуле (3.1)

$$\tau_{max} = \frac{T}{W_P} = \frac{98,4}{5,3 \cdot 10^{-6}} = 18,5 \cdot 10^6 \text{ Па} = 18,5 \text{ МПа}.$$

Угол закручивания вала тормозного шкива

$$\varphi = \frac{Tl}{GJ_p} \cdot \frac{180^\circ}{\pi} = \frac{98,4 \cdot 0,4}{8 \cdot 10^{-10} \cdot 7,96 \cdot 10^{-8}} \cdot \frac{180^\circ}{\pi} = 0,36^\circ,$$

следовательно $\varphi = 22'$.

Пример 3.3.

К стальному валу, оба конца которого защемлены (рис. 3.4, *а*), приложен крутящий момент $T = 440$ Н·м. Определить реактивные моменты в опорах A и B и построить эпюру крутящих моментов при $l_1 = 0,2$ м, $l = 0,8$ м.

Решение.

Обозначим реактивные моменты в защемлении через T_A и T_B. Из статики знаем уравнение равновесия

$$-T_A + T - T_B = 0 \text{ или } T_A + T_B = T$$

Далее составим уравнение совместности деформаций. Для этого отбросим (мысленно) защемление правого конца вала и заменим его действием на вал неизвестным реактивным моментом T_B (рис. 3.4, *б*).

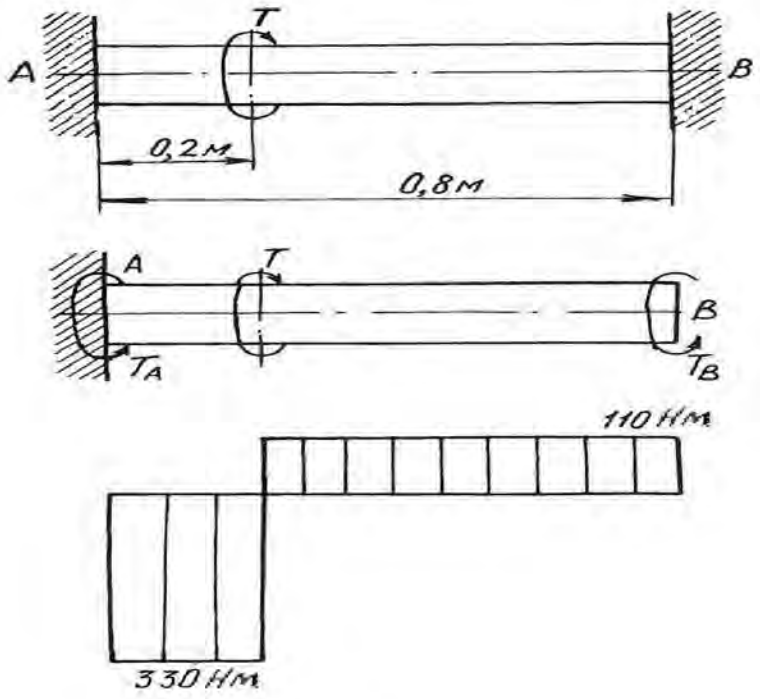


Рис. 3.4.

Величину момента T_B определим из условия, что угол закручивания правого крайнего сечения от действия моментов T и T_A равен нулю, так как это сечение вследствие защемления неподвижно. Угол закручивания правого освобожденного сечения вала на основе принципа независимости действия сил можно определить как сумму двух слагаемых

$$\varphi = \varphi' + \varphi'',$$

где φ' и φ'' – углы закручивания правого освобожденного сечения вала, найденные отдельно от моментов T и T_B, при этом $\varphi' = \dfrac{Tl_1}{GJ_p}$; $\varphi'' = -\dfrac{T_B l}{GJ_p}$.

Знак минус в выражении φ'' взят потому, что моменты T и T_B противоположны по направлению.

Полный угол закручивания правого сечения равен нулю, поэтому

$$\varphi = \varphi' + \varphi'' = \frac{Tl_1}{GJ_p} - \frac{T_B l}{GJ_p} = 0,$$

откуда $T_B = \dfrac{Tl_1}{l} = \dfrac{440 \cdot 0{,}2}{0{,}8} = 110$ Н·м.

Из уравнения статики определим момент T_A

$$T_A = T - T_B = 440 - 110 = 330 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

Эпюра крутящих моментов приведена на рис. 3.4, *в*.

3.1. Задания для расчета валов на кручение

К стальному валу приложены три известных момента T_1, T_2, T_3.

Требуется:

1. Установить, при каком значении момента X угол закручивания правого концевого сечения вала равен нулю.

2. Построить эпюру крутящих моментов.

3. При заданном значении τ_{adm} определить диаметр вала из расчета на прочность и округлить его значение до ближайшего равного: 30, 35, 40, 45, 50, 60, 70, 80, 90, 100 мм.

4. Построить эпюру углов закручивания, найти наибольший относительный угол закручивания и проверить вал на жесткость при $\theta_{adm} = 1{,}5$ град/м.

Данные для расчета приведены на рис. 3.5 и в табл. 3.1.

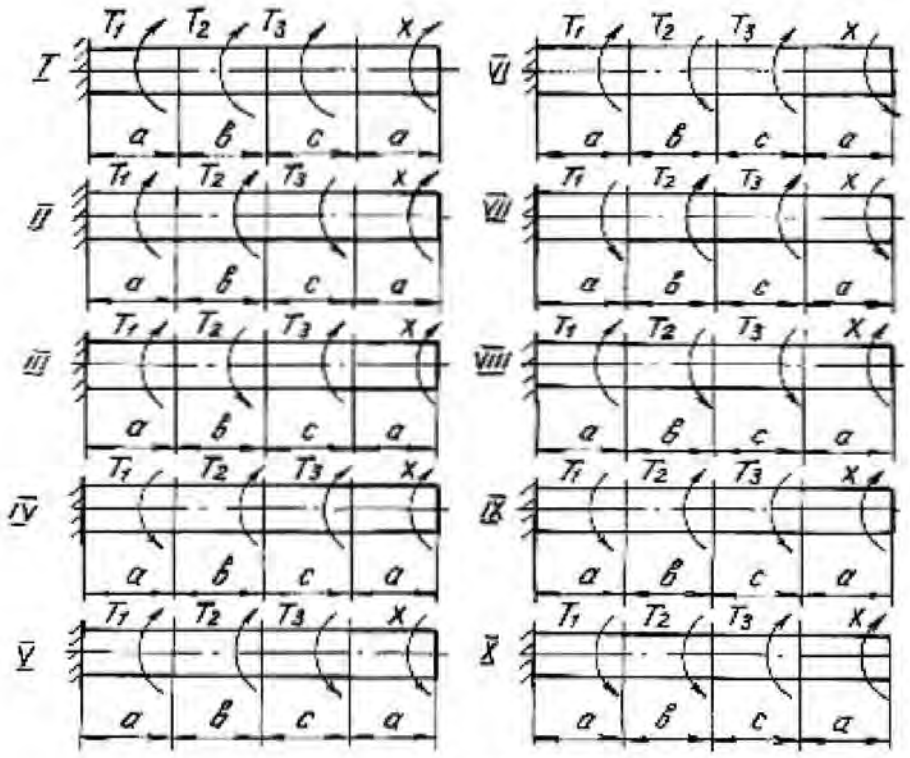


Рис. 3.5.

Таблица 3.1

Номер варианта	Номер схемы	Расстояние, м			Момент, Н·м			τ_{adm}, МПа
		a	b	c	T_1	T_2	T_3	
1	I	1,1	1,2	1,1	1100	1000	1200	35
2	II	1,2	1,3	1,2	1200	1100	1000	40
3	III	1,3	1,4	1,3	1300	1200	1100	45
4	IV	1,4	1,5	1,4	1400	1300	1200	50
5	V	1,5	1,6	1,5	1500	1400	1300	55
6	VI	1,6	1,7	1,6	1600	600	1500	60
7	VII	1,7	1,8	1,7	1700	700	1600	65
8	VIII	1,8	1,9	1,8	1800	800	1700	70
9	IX	1,9	2,0	1,9	1900	900	1800	75
10	X	2,0	2,1	2,0	2000	1000	2100	80

Глава 4
ДЕФОРМАЦИЯ ПОПЕРЕЧНОГО ИЗГИБА БАЛОК

Деформация поперечного изгиба может возникнуть от любых нагрузок, если линии действия этих нагрузок находятся в плоскости, проходящей через продольную ось балки. Если в такой плоскости располагается одна из главных осей инерции поперечного сечения, то возникает деформация плоского изгиба. От действия внешних нагрузок в поперечных сечениях балок возникают внутренние силовые факторы – поперечные силы и изгибающие моменты. Для их нахождения пользуемся методом сечений и, изучая равновесие сил, приводим внешние нагрузки к центру тяжести поперечного сечения.

Поперечная сила Q_x в любом сечении равна алгебраической сумме проекций всех внешних сил, приложенных с одной стороны от рассматриваемого сечения, на ось, перпендикулярную к продольной оси балки.

Изгибающий момент M_x в любом сечении равен алгебраической сумме моментов всех сил, действующих с одной стороны от рассматриваемого сечения балки, относительно центра тяжести сечения.

Правило знаков для Q_x и M_x:

1) поперечная сила считается положительной, если она сдвигает левую часть балки от сечения вверх, а правую часть балки вниз;

2) изгибающий момент в сечении считается положительным, если он изгибает балку выпуклостью вниз; при изгибе балки выпуклостью вверх изгибающий момент считается отрицательным.

Уравновесить момент внешних сил может только момент внутренних сил упругости, который образован силами, направленными нормально к сечению балки. Поперечная сила может быть уравновешена силой, которая является равнодействующей внутренних сил упругости, расположенных в плоскости сечения балки.

Таким образом, нормальные напряжения, возникающие в поперечных сечениях балок, зависят от величины изгибающих моментов в этих сечениях, а касательные напряжения – от величины поперечных сил в этих сечениях. Эту зависимость в общем виде можно записать

$$\sigma = f_1(M_x); \quad \tau = f_2(Q_x)$$

Таким образом, для того, чтобы определить напряжения в поперечных сечениях, необходимо знать законы изменения Q_x и M_x по длине балок. Для этого строят два графика, называемых эпюрами поперечных сил и изгибающих моментов.

Порядок построения эпюр сводится к следующему:

1. Заданная балка вычерчивается в выбранном масштабе с указанием размеров и нагрузок;

2. С помощью уравнений равновесия статики определяются реакции опор с обязательной последующей проверкой;

3. Балка разбивается на отдельные участки. Каждый участок имеет свой закон изменения нагрузки;

4. Для каждого участка записываются уравнения для определения Q_x и M_x;

5. Вычисляют ординаты Q_x и M_x по составленным для отдельных участков уравнениям;

6. Строят в принятом масштабе эпюры Q_x и M_x.

Положительные значения найденных величин откладываются выше нулевой линии эпюры, а отрицательные – ниже ее.

Построение эпюр поперечных сил и изгибающих моментов можно выполнить, применяя следующие контрольные правила для построения эпюр:

1. На концевых шарнирных опорах Q_x равны реакциям, а M_x равны нулю, если на опорах не приложены пары с моментами M.

2. На участках балки, где отсутствует распределенная нагрузка, поперечная сила постоянна, а изгибающий момент изменяется по линейному закону.

3. На участках, где приложена равномерно распределенная нагрузка, эпюра Q_x изменяется по закону прямой наклонной линии, а эпюра M_x – по закону квадратичной параболы. В том сечении, где эпюра Q_x пересекается с нулевой линией, на эпюре M_x наблюдается экстремальное значение момента (вершина параболы).

4. На участках, где приложена нагрузка, изменяющаяся по закону треугольника, эпюра Q_x изменяется по закону квадратичной параболы, а эпюра M_x – по закону кубической параболы.

5. В тех сечениях, где приложены сосредоточенные силы (включая и реакции), на эпюре Q_x наблюдаются скачки (перепады) на величину этих сил, а на эпюре M_x – переломы смежных линий.

6. В тех сечениях, где приложены пары с моментами M, на эпюре M_x наблюдаются скачки на величину этих моментов.

7. На свободном конце консольной балки поперечная сила Q_x равна нулю, если в этом месте не приложена сосредоточенная сила; и изгибающий момент M_x равен нулю, если в этом месте не приложена пара с моментом M.

8. В жесткой заделке консольной балки Q_x равна реакции, а изгибающий момент M_x равен моменту заделки.

Нормальные напряжения при изгибе определяются по формуле:

$$\sigma = \frac{M_x}{J_{\text{н.о.}}} y, \qquad (4.1)$$

где M_x – изгибающий момент в сечении; $J_{\text{н.о.}}$ – момент инерции сечения относительно нейтральной оси поперечного сечения (нейтральная ось – это ось, в любой точке которой нормальные напряжения всегда равны нулю); y – расстояние до рассматриваемого волокна от нейтральной оси.

Касательные напряжения при изгибе могут быть определены по формуле Д. И. Журавского:

$$\tau = \frac{Q_x S_{\text{н.о.}}}{J_{\text{н.о.}} b}, \tag{4.2}$$

где Q_x – поперечная сила в сечении; $S_{\text{н.о.}}$ – статический момент площади отсеченной части поперечного сечения выше уровня, на котором определяются касательные напряжения относительно нейтральной оси; b – ширина сечения на уровне, для которого определяются напряжения.

Подбор поперечного сечения балки производится на основании следующего условия прочности:

$$\sigma_{\max} = \frac{M_{\max}}{W_{\text{н.о.}}} \le \sigma_{\text{adm}}, \tag{4.3}$$

откуда

$$W_{\text{н.о.}} \ge \frac{M_{\max}}{\sigma_{\text{adm}}}, \tag{4.4}$$

где $M_{\max}$ – максимальный изгибающий момент, взятый из эпюры M_x; $W_{\text{н.о.}}$ – момент сопротивления поперечного сечения балки изгибу относительно нейтральной оси; σ_{adm} – допускаемое нормальное напряжение для материала балки.

После подбора поперечного сечения производится полная проверка балки на прочность по следующим напряжениям:

а) по рабочим нормальным напряжениям

$$\sigma_{\text{раб.}} = \frac{M_{\max}}{W_{\text{н.о.}}} \le \sigma_{\text{adm}},$$

где $W_{\text{н.о.}}$ – момент сопротивления выбранного поперечного сечения.

б) по максимальным касательным напряжениям

$$\tau_{\max} = \frac{Q_{\max} S_{\text{н.о.}}}{J_{\text{н.о.}} b} \le \tau_{\text{adm}},$$

где $Q_{\max}$ – наибольшая поперечная сила, взятая из эпюры Q_x; $S_{\text{н.о.}}$ – статический момент части площади выбранного поперечного сечения, находящейся выше или ниже нейтральной оси, относительно этой оси; b – ширина сечения на уровне нейтральной оси; $J_{\text{н.о.}}$ – момент инерции выбранного сечения относительно нейтральной оси.

в) по главным напряжениям:

проверка проводится для балок, ширина сечений которых не постоянна. При этой проверке на основании эпюр выбирается опасное сечение балки, в котором одновременно значения Q_x и M_x большие. По формулам (4.1) и (4.2) для этого сечения строят эпюры нормальных и касательных напряжений, а затем определяют главные напряжения для характерных волокон сечения по его высоте, пользуясь формулой:

$$\sigma_{1.2} = \frac{1}{2}(\sigma \pm \sqrt{\sigma^2 + 4\tau^2}). \tag{4.5}$$

Для стальных балок определяют расчётное (эквивалентное) напряжение для верхних (нижних), средних, переходных волокон (где резко изменяется ширина сечения) по III или IV теориям прочности.

Проверка прочности сводится к рассмотрению выполнения следующих условий прочности:

$$\sigma_p^{III} = \sigma_1 - \sigma_2 \le \sigma_{adm}, \tag{4.6}$$

$$\sigma_p^{IV} = \sqrt{\sigma_1^2 + \sigma_2^2 - \sigma_1\sigma_2} \le \sigma_{adm}. \tag{4.7}$$

4.1. Расчет балки на прочность

Пример 4.1.

Для расчетной схемы с указанными размерами и нагрузками (рис. 4.1.) построить по длине балки эпюры изгибающих моментов и поперечных сил.

Подобрать поперечное сечение балки в двух вариантах:

а) прямоугольного профиля, полагая, что балка деревянная при σ_{adm} = 10 МПа; соотношение между размерами сечения принять равным b:h = = 1:2;

б) двутаврового профиля (см. табл. П.1), материал сталь при σ_{adm} = 160 МПа, τ_{adm} = 96 МПа.

в) провести полную проверку стальной балки на прочность.

Решение.

Определение опорных реакций.

Расчёт балки следует начинать с расстановки и определения величины опорных реакций. Величина и направление опорных реакций и реактивных моментов могут быть определены из решения уравнений равновесия. Для плоской

системы параллельных сил (поперечный плоский изгиб) условия равновесия описываются двумя уравнениями статики: $\sum M_A = 0;\ \sum M_B = 0$.

Рассматриваемая балка (см. рис. 4.1) имеет две шарнирные опоры. В опоре A (шарнирно-подвижной) возникает одна реакция R_A, в опоре B (шарнирно-неподвижной) направление реакции в общем случае неизвестно, поэтому разложим её на две составляющие: H_B – горизонтальную и R_B – вертикальную. Все нагрузки действуют перпендикулярно продольной оси балки, поэтому из уравнения проекций на горизонтальную ось x получается, что составляющая $H_B = 0$. Запишем уравнения моментов сил относительно опоры B

$$\sum M_B = 0, \qquad M_1 - R_A \cdot 5 + F \cdot 3 - M_2 + q \cdot 3 \cdot 0{,}5 = 0.$$

Решаем уравнение относительно R_A

$$R_A = \frac{M_1 + F \cdot 3 - M_2 + q \cdot 3 \cdot 0{,}5}{5} = \frac{30 + 60 \cdot 3 - 50 + 20 \cdot 1{,}5}{5} = 38 \text{ кН}.$$

Запишем уравнения моментов сил относительно опоры A

$$\sum M_A = 0, \quad R_B \cdot 5 - q \cdot 3 \cdot 4{,}5 - M_2 - F \cdot 2 + M_1 = 0.$$

Решаем уравнение относительно R_B

$$R_B = \frac{q \cdot 3 \cdot 4{,}5 + M_2 + F \cdot 2 - M_1}{5} = \frac{20 \cdot 3 \cdot 4{,}5 + 50 + 60 \cdot 2 - 30}{5} = \frac{410}{5} = 82 \text{ кН}.$$

Для проверки правильности вычисления опорных реакций составим уравнение проекций всех сил на вертикальную ось y:

$$\sum y = 0, \quad R_A - F - q \cdot 3 + R_B = 0; \quad 38 - 60 - 60 + 82 = 0, \quad 120 - 120 = 0.$$

Последнее уравнение обращается в тождество, следовательно, величина реакций и их направление определены правильно.

Если в результате решения уравнения реакция имеет отрицательное значение, то следует изменить направление реакции на противоположное и в дальнейших расчётах считать её положительной.

После определения опорных реакций можно перейти к построению эпюр изгибающих моментов и поперечных сил, предварительно разбив балку по длине на участки, в пределах которых закон изменения внешних нагрузок остаётся постоянным.

Границы участков располагаются в местах приложения моментов пар сил, сосредоточенных сил, начала или конца распределенной нагрузки.

Участки нумеруются слева или справа от концевых сечений балки. Рассчитываемая балка имеет пять участков I - V.

При составлении аналитических выражений для Q_x и M_x в пределах I-го участка проведём сечение с абсциссой x_1 и рассмотрим равновесие левой части консоли. На эту часть балки действует пара сил с моментом $M_1 = 30$ кН·м, поэтому поперечная сила $Q_1 = 0$, а изгибающий момент в любом сечении будет постоянным $M_1 = -M_1 = -30$ кН·м.

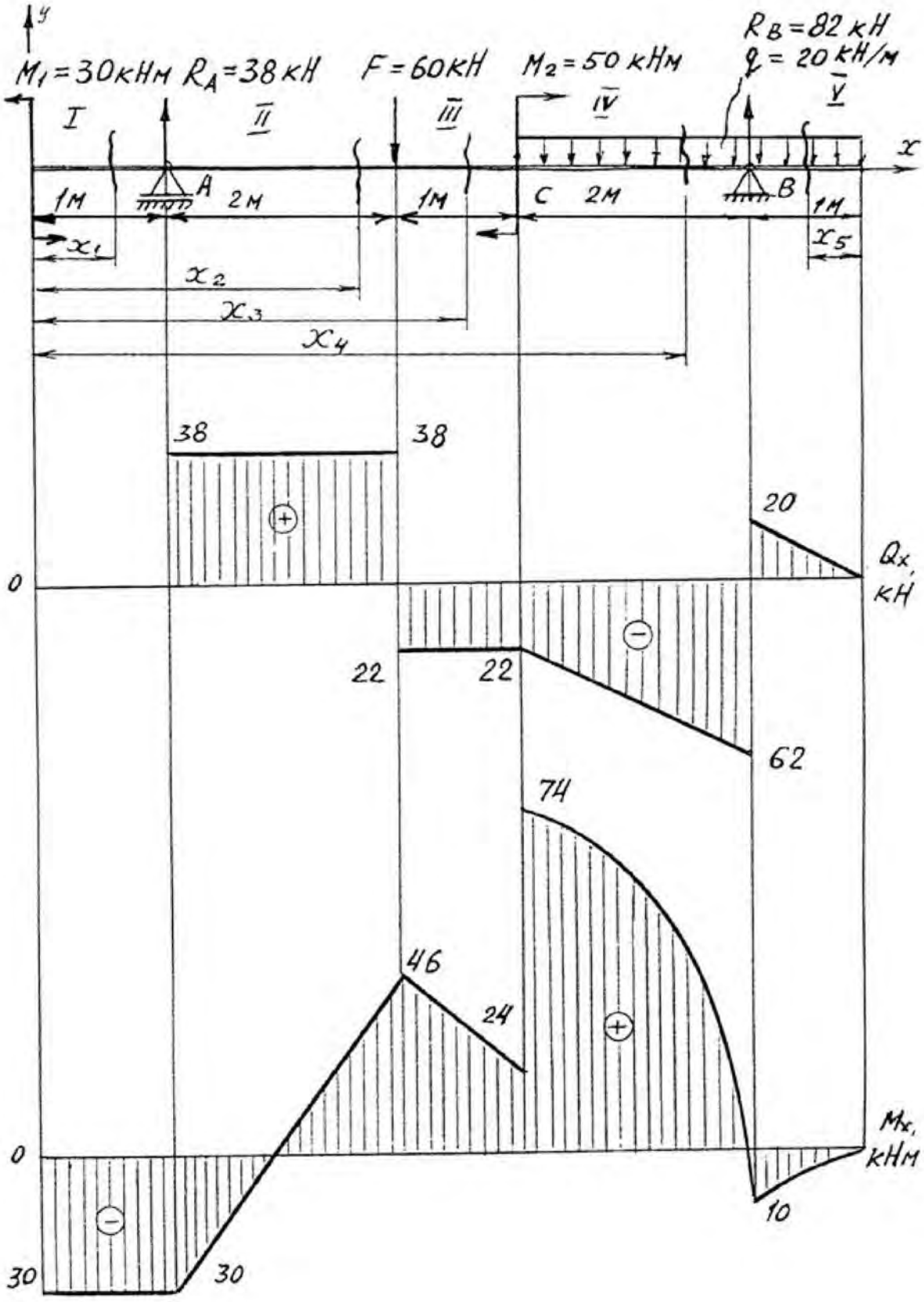

y
M1 = 30кНм
RA = 38 кН
F = 60кН
M2 = 50 кНм
RB = 82 кН
q = 20 кН/м
I
II
III
IV
V
x
A
B
C
1м
2м
1м
2м
1м
x1
x2
x3
x4
x5
38
38
20
0
Qx, кН
22
22
62
74
46
24
0
Mx, кНм
30
30
10

Рис. 4.1.

Для составления аналитических выражений Q_x и M_x в пределах II-го участка проводим сечение с абсциссой x_2 и рассматриваем равновесие левой части балки.

$Q_{II} = R_A = 38$ кН – поперечная сила в пределах II-го участка постоянна.

$M_{II} = -M + R_A(x_2 - 1)$.

Это уравнение прямой линии, для её построения достаточно определить ординаты изгибающего момента в двух точках (на концах участка):

при $x_2 = 1$ м $\quad M_{II} = -M_1 = -30$ кН·м;

при $x_2 = 3$ м $\quad M_{II} = -M_1 + R_A \cdot 2 = -30 + 76 = 46$ кН·м.

Для III-го участка (сечение с абсциссой x_3)

$Q_{III} = R_A - F = 38 - 60 = -22$ кН.

На этом участке поперечная сила не зависит от x_3 и поэтому на протяжении всего участка она не меняет своего значения.

$M_{III} = -M_1 + R_A(x_3 - 1) - F(x_3 - 3)$.

Это уравнение прямой линии.

Вычислим моменты при следующих значениях x_3:

при $x_3 = 3$ м $\quad M_{III} = -30 + 38 \cdot 2 = 46$ кН·м;

при $x_3 = 4$ м $\quad M_{III} = -30 + 38 \cdot 3 - 60 = 24$ кН·м.

Для IV-го участка (сечение с абсциссой x_4) поперечная сила равна:

$Q_{IV} = R_A - F - q(x_4 - 4)$.

Это уравнение прямой линии.

Вычислим ординаты в начале и в конце участка:

при $x_4 = 4$ м $\quad Q_{IV} = 38 - 60 = -22$ кН;

при $x_4 = 6$ м $\quad Q_{IV} = 38 - 60 - 40 = -62$ кН.

Уравнение изгибающих моментов для IV-го участка имеет вид

$$M_{IV} = -M_1 + R_A(x_4 - 1) - F(x_4 - 3) + M_2 - q\frac{(x_4 - 4)^2}{2}.$$

Это уравнение параболы.

Для её построения определяем моменты:

при $x_4 = 4$ м $\quad M_{IV} = -30 + 114 - 60 + 50 - 20 \cdot 0 = 74$ кН;

при $x_4 = 6$ м $\quad M_{IV} = -30 + 38 \cdot 5 - 60 \cdot 3 + 50 - 20 \cdot (4/2) = -10$ кН.

Прежде, чем составлять выражение поперечной силы и изгибающего момента для V-го участка, заметим, что их можно найти как из равновесия левой части, так и из равновесия отсеченной правой части. Каждый раз к выбору решения нужно подходить с точки зрения возможной простоты и наименьшего количества вычислений.

Для V-го участка (сечение с абсциссой x_5) поперечная сила равна

$Q_V = q x_5$.

Вычислим значения ординат:

при $x_5 = 0$ $\quad Q_V = 0$;

при $x_5 = 1$ м $\quad Q_V = 20$ кН.

Составим уравнение изгибающего момента для V-го участка:

$$M_V = -qx_5 \frac{x_5}{2} = -\frac{qx_5^2}{2}.$$

Получили уравнение параболы. Для её построения вычислим ординаты:

при $x_5 = 0$, $\quad M_V = 0$;

при $x_5 = 1$, $\quad M_V = -10$ кН·м.

При построении эпюр Q_x и M_x выбираем масштаб и откладываем положительные значения ординат эпюр от нулевой линии вверх, а отрицательные вниз (см. рис. 4.1). После построения эпюр устанавливаем наибольшие значения поперечной силы $Q_{max} = 62$ кН и изгибающего момента $M_{max} = 74$ кН·м.

Сечение C является опасным, в нем $Q_x = 22$ кН, $M_x = 74$ кН·м.

Подбор поперечного сечения балки проводим в соответствии с условием задания в двух вариантах:

а) подбор сечения прямоугольного профиля деревянной балки

$$W_{н.о.} \geq \frac{M_{max}}{\sigma_{adm}} = \frac{74 \cdot 10^3}{10 \cdot 10^6} = 7{,}4 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3 = 7400 \text{ см}^3.$$

Для прямоугольного сечения $W_{н.о.} = \dfrac{J_{н.о.}}{y_{max}} = \dfrac{(bh)^3/12}{h/2} = \dfrac{bh^2}{6}$.

При $h = 2b$, $\quad W_{н.о.} = (2/3)b^3 \geq 7400$ см^3, $\quad$ отсюда $\quad b \geq \sqrt[3]{\dfrac{3 \cdot 7400}{2}} = 22{,}3$ см;

$h = 2 \cdot 22{,}3 = 44{,}6$ см.

После округления размеров в большую сторону принимаем: $h = 46$ см, $b = 23$ см.

б) подбор сечения двутаврового профиля

$$W_{н.о.} \geq \frac{M_{max}}{\sigma_{adm}} = \frac{74 \cdot 10^3}{160 \cdot 10^6} = 4{,}62 \cdot 10^{-4} \text{ м}^3 = 462 \text{ см}^3.$$

Из таблицы сортамента проката этому значению соответствует двутавр № 30, для которого $W_{н.о.} = W_x^{табл.} = 472$ см^3.

Основные размеры и геометрические характеристики профиля:

высота $h = 0{,}3$ м; ширина полки $b = 0{,}135$ м; толщина полки $t = 0{,}01$ м; толщина стенки $d = 0{,}65 \cdot 10^{-2}$ м; площадь сечения $A = 46{,}5 \cdot 10^{-4}$ м^2; момент инерции сечения относительно нейтральной оси $J_{н.о.} = J_x^{табл.} = 0{,}708 \cdot 10^{-4}$ м^4; статический момент половины площади сечения относительно нейтральной оси $S_{н.о.}^{max.} = S_x^{табл.} = 2{,}68 \cdot 10^{-4}$ м^3.

Полная проверка стальной балки на прочность:

а) проверка по рабочим нормальным напряжениям

$$\sigma_{\text{раб.}} = \frac{M_{\max}}{W_x^{\text{табл.}}} = \frac{74 \cdot 10^3}{4{,}72 \cdot 10^{-4}} = 157 \cdot 10^6 \text{ Па} = 157 \text{ МПа};$$

$$\sigma_{\text{раб.}} = 157 \text{ МПа} < \sigma_{\text{adm}} = 160 \text{ МПа},$$

т. е. условие прочности выполняется.

б) проверка по максимальным касательным напряжениям

$$\tau_{\max} = \frac{Q_{\max} S_x^{\text{табл.}}}{J_x^{\text{табл.}} d} = \frac{62 \cdot 2{,}68 \cdot 10^{-4}}{0{,}708 \cdot 10^{-4} \cdot 0{,}65 \cdot 10^{-2}} = 36{,}2 \cdot 10^6 \text{ Па} = 36{,}2 \text{ МПа};$$

$$\tau_{\max} = 36{,}2 \text{ МПа} < \tau_{\text{adm}} = 96 \text{ МПа}.$$

Таким образом, условие прочности выполняется.

в) проверка по главным напряжениям в опасном сечении C, в котором $Q_x = 22$ кН, $M_x = 74$ кН$\cdot$м.

Строим эпюру нормальных напряжений для этого сечения по уровням (рис. 4.2):

$$\sigma_{1-1} = -\frac{M_x}{J_x^{\text{табл.}}} y_{1-1} = -\frac{74 \cdot 10^3}{0{,}708 \cdot 10^{-4}} 0{,}15 = -157 \cdot 10^6 \text{ Па} = -157 \text{ МПа}.$$

Знак «минус» при напряжении для верхних волокон указывает на то, что при положительной эпюре M_x в этом сечении верхняя часть волокон испытывает деформацию осевого сжатия.

$$\sigma_{7-7} = \sigma_{1-1} = 157 \text{ МПа};$$

$$\sigma_{2-2} = \sigma_{3-3} = -\frac{M_x}{J_x^{\text{табл.}}} y_{2-2} = -\frac{M_x}{J_x^{\text{табл.}}} \left(\frac{h}{2} - t\right) = -\frac{74 \cdot 10^3}{0{,}708 \cdot 10^{-4}} (0{,}15 - 0{,}01) =$$

$$= -147 \cdot 10^6 \text{ Па} = -147 \text{ МПа}; \qquad \sigma_{4-4} = 0, \text{ так как } y_{4-4} = 0.$$

Эпюра касательных напряжений также строится по значениям, определяемым для различных уровней (волокон) сечения

$$\tau_{1-1} = \tau_{7-7} = 0,$$

так как $S_{\text{н.о.}}^{1-1} = 0$, т. е. статический момент площади сечения, находящейся выше или ниже уровня 1-1 относительно нейтральной оси, равен нулю.

Напряжения в волокнах уровня 2-2 и 6-6 можно не определять, так как они обычно очень малы.

В переходных волокнах 3-3 и 5-5 напряжения будут равны

$$\tau_{3-3} = \tau_{5-5} = \frac{Q_x S_{\text{н.о.}}^{3-3}}{J_x^{\text{табл.}} b_{3-3}} = \frac{Q_x bt(h/2 - t/2)}{J_x^{\text{табл.}} d} =$$

$$= \frac{22 \cdot 10^3 \cdot 0{,}135 \cdot 0{,}01 \cdot (0{,}15 - 0{,}005)}{0{,}708 \cdot 10^{-4} \cdot 0{,}65 \cdot 10^{-2}} = 9{,}7 \cdot 10^6 \text{ Па} = 9{,}7 \text{ МПа}.$$

Для волокон нейтрального слоя

$$\tau_{4-4} = \frac{Q_x S_{\text{н.о.}}^{4-4}}{J_x^{\text{табл.}} b_{4-4}} = \frac{Q_x S_x^{\text{табл.}}}{J_x^{\text{табл.}} d} = \frac{22 \cdot 2{,}68 \cdot 10^{-4}}{0{,}708 \cdot 10^{-4} \cdot 0{,}65 \cdot 10^{-2}} = 12{,}8 \cdot 10^6 \text{ Па} = 12{,}8 \text{ МПа}.$$

Эпюры σ и τ строятся в масштабе (см. рис. 4.2).

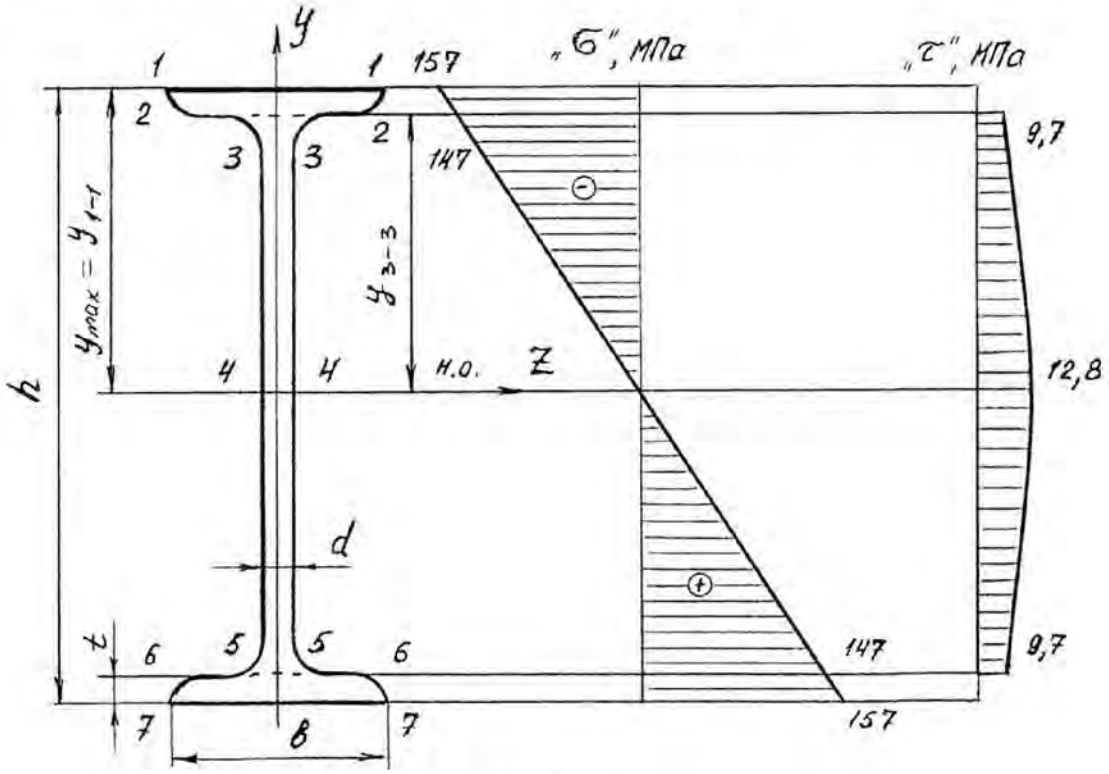


Рис. 4.2.

На основании эпюр напряжений определяют главные напряжения для верхних, переходных и средних волокон

$$\sigma_1^{1-1} = 1/2(\sigma_{1-1} + \sqrt{\sigma_{1-1}^2 + 4\tau_{1-1}^2}) = 1/2(-157 + \sqrt{157^2 + 4 \cdot 0^2}) = 0;$$

$$\sigma_2^{1-1} = 1/2(-157 - \sqrt{157^2 + 4 \cdot 0^2}) = -157 \text{ МПа};$$

$$\sigma_1^{3-3} = 1/2(-147 + \sqrt{147^2 + 4 \cdot 9{,}7^2}) = 0{,}5 \text{ МПа};$$

$$\sigma_2^{3-3} = 1/2(-147 - \sqrt{147^2 + 4 \cdot 9{,}7^2}) = -147{,}5 \text{ МПа};$$

$$\sigma_1^{4-4} = 1/2(0 + \sqrt{0^2 + 4 \cdot 12{,}8^2}) = 12{,}8 \text{ МПа};$$

$$\sigma_2^{4-4} = -12{,}8 \text{ МПа}.$$

Определим величины расчётных напряжений по третьей теории прочности:

$$\sigma_{\text{p}}^{1-1} = \sigma_1^{1-1} - \sigma_2^{1-1} = 0 - (-157) = 157 \text{ МПа};$$

$$\sigma_{\text{p}}^{3-3} = \sigma_1^{3-3} - \sigma_2^{3-3} = 0{,}5 - (-147{,}5) = 148 \text{ МПа};$$

$$\sigma_{\text{p}}^{4-4} = \sigma_1^{4-4} - \sigma_2^{4-4} = 12{,}8 - (-12{,}8) = 25{,}6 \text{ МПа},$$

таким образом условие прочности $\sigma_{\text{p}}^{\text{III}} < \sigma_{\text{adm}}$ выполняется.

По четвертой теории прочности

$$\sigma_{\text{p}}^{1-1} = \sqrt{(\sigma_1^{1-1})^2 + (\sigma_2^{1-1})^2 - \sigma_1^{1-1}\sigma_2^{1-1}} = \sqrt{0^2 + 157^2 - 0^2} = 157 \text{ МПа}.$$

Аналогично: $\sigma_{\text{p}}^{3-3} = 148$ МПа; $\sigma_{\text{p}}^{4-4} = 22{,}1$ МПа.

Таким образом, результаты по всем вариантам полной проверки прочности балки показывают, что все условия прочности выполняются, следовательно, к практическому применению принимается двутавр № 30.

Пример 4.2. Консольная балка, сложное сечение.

Для заданной схемы балки (рис. 4.3) построить эпюры поперечных сил Q_x и изгибающих моментов M_x, определить размеры сечения заданной формы из условия прочности, принимая $\sigma_{\text{adm}} = 160$ МПа.

Решение.

Определим реакции опоры A из уравнений равновесия

1) $\sum M_A = 0;\quad -M_A + M - q \cdot 1 \cdot 2{,}5 + F \cdot 3 = 0;$

$M_A = M - q \cdot 1 \cdot 2{,}5 + F \cdot 3 = 6 - 10 + 24 = 20$ кН·м.

2) $\sum Y = 0;\quad R_A - q \cdot 1 + F = 0$ (предварительное направление реакции R_A вверх);

$R_A = q \cdot 1 - F = 4 - 8 = -4$ кН (меняем направление реакции на противоположное).

Проверка

$$\sum M_C = 0;\quad -M_A + R_A \cdot 3 + M + q \cdot 1 \cdot 0{,}5 = -20 + 12 + 6 + 2 = 0.$$

Определим размеры поперечного сечения (см. рис. 4.3), для чего условно разбиваем это сечение на фигуры 1, 2, 3 и 4, площади которых равны: $A_1 = 5b \cdot 6b;\ A_2 = 2b \cdot 3b;\ A_3 = A_4 = b \cdot b.$

Для определения положения центра тяжести сечения проводим вспомогательную ось $x_{\text{вр}}$ и найдем координату y_C по известной формуле

$$y_c = \frac{S_{x_{\text{вр}}}}{A} = \frac{A_1 y_1 - A_2 y_2 + A_3 y_3 + A_4 y_4}{A_1 - A_2 + \cdot A_3 + A_4} =$$

$$= \frac{6b \cdot 5b \cdot 2{,}5b - 2b \cdot 3b \cdot 1{,}5b + 2b \cdot b \cdot 0{,}5b}{6b \cdot 5b - 2b \cdot 3b + 2b \cdot b} = 2{,}58b,$$

где y_1, y_2, y_3, y_4 – расстояния от центров тяжести фигур 1, 2, 3, 4 до оси $x_{вр}$.

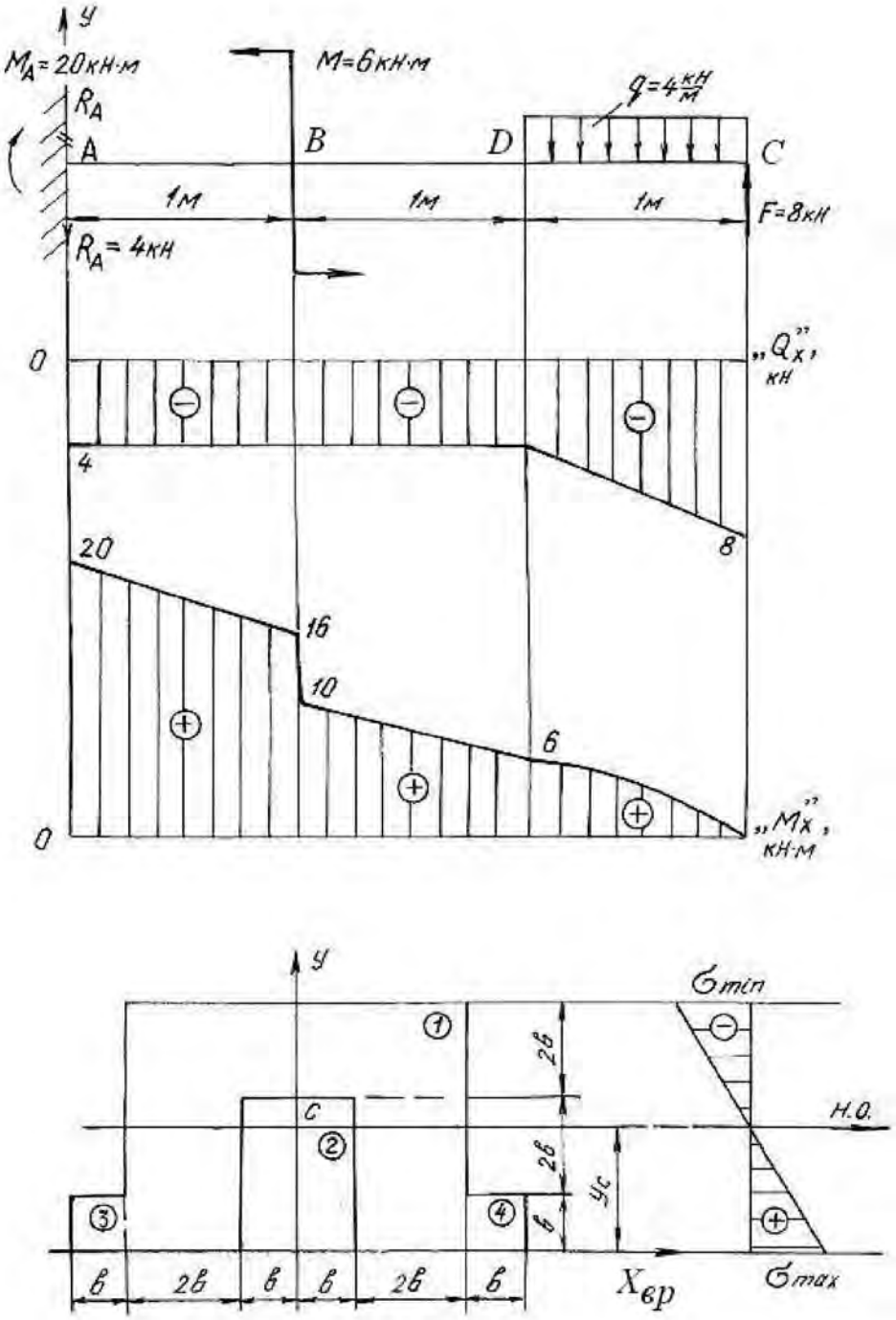


Рис. 4.3.

Так как сечение симметричное, то его центр тяжести лежит на оси симметрии y.

Проводим нейтральную ось через центр тяжести параллельно вспомогательной оси $x_{вр}$. Находим момент инерции относительно нейтральной оси

$$J_{н.о.} = (J_{н.о.})^1 - (J_{н.о.})^2 + 2(J_{н.о.})^3 = \left[\frac{6b\cdot(5b)^3}{12} + 6b\cdot 5b\cdot(y_1 - y_c)^2\right] -$$

$$-\left[\frac{2b\cdot(3b)^3}{12} + 2b\cdot 3b\cdot(y_2 - y_c)^2\right] + 2\cdot\left[\frac{b\cdot b^3}{12} + b\cdot b\cdot(y_3 - y_c)^2\right] = 60\cdot b^4,$$

где $(y_n - y_C)$ – расстояние между собственной осью простой фигуры и нейтральной осью.

Строим эпюры поперечных сил Q_x и изгибающих моментов M_x, пользуясь контрольными правилами и начиная построения со свободного конца балки.

$Q_C = -F = -8$ кН; $Q_D = -F + q\cdot 1 = -8 + 4 = -4$ кН $= Q_B = Q_A$;

$M_C = 0$; $M_D = F\cdot 1 - q\cdot 1\cdot 0{,}5 = 8 - 2 = 6$ кН·м;

$M_B = F\cdot 2 - q\cdot 1\cdot 1{,}5 = 16 - 6 = 10$ кН·м.

В сечении B изгибающий момент возрастает на момент $M = 6$ кН·м, что на эпюре M_x отражается в виде скачка. Изгибающий момент в жесткой заделке равен моменту заделки M_A.

Максимальный изгибающий момент $M_{max} = M_A = 20$ кН·м. Максимальные напряжения, возникающие в нижних волокнах этого сечения

$$\sigma_{max} = \frac{M_{max} y^{н}_{max}}{J_{н.о.}} = \frac{20\cdot 2{,}58\cdot b}{60\cdot b^4} = \frac{0{,}83\ \text{кН}\cdot\text{м}}{b^3}.$$

Максимальные напряжения, возникающие в верхних волокнах этого сечения

$$\sigma_{min} = \frac{M_{max} y^{в}_{max}}{J_{н.о.}} = \frac{20\cdot 2{,}42\cdot b}{60\cdot b^4} = \frac{0{,}81\ \text{кН}\cdot\text{м}}{b^3}.$$

Приравнивая наибольшее напряжение к допускаемому напряжению σ_{adm}, получим размер сечения b

$$\sigma_{max} = \frac{0{,}83\ \text{кН}\cdot\text{м}}{b^3} \le \sigma_{adm} = 160\ \text{МПа};\ b^3 \ge \frac{0{,}83\cdot 10^3}{160\cdot 10^6},$$

$$b \ge \sqrt[3]{5{,}2\cdot 10^{-6}} = 1{,}73\cdot 10^{-2}\ \text{м};\ b = 18\ \text{мм}.$$

4.2. Задания для расчета балок на прочность

Для расчетной схемы балки необходимо:

1. Построить по длине балки эпюры изгибающих моментов и поперечных сил.

2. Подобрать поперечное сечение балки в двух вариантах:

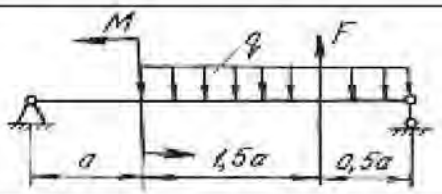
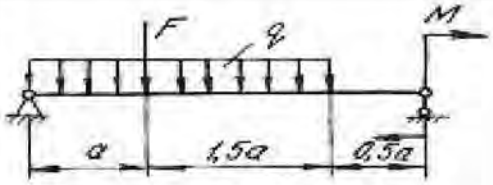
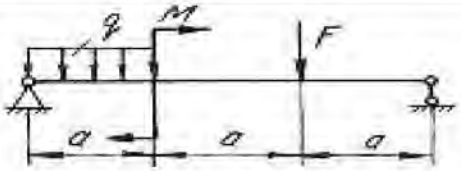
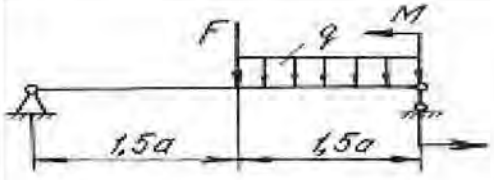
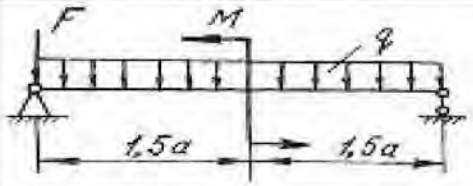
а) прямоугольного профиля, полагая, что балка деревянная при $\sigma_{adm} = 10$ МПа; соотношение между размерами сечения принять равными $b:h = 1:2$;

б) двутаврового профиля (см. табл. П. 1) при $\sigma_{adm} = 160$ МПа, $\tau_{adm} = 96$ МПа.

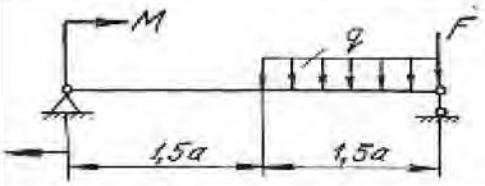
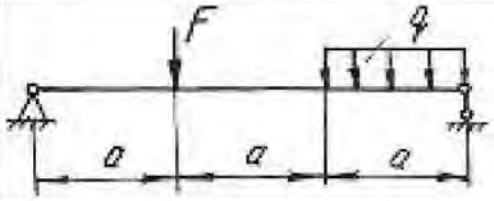
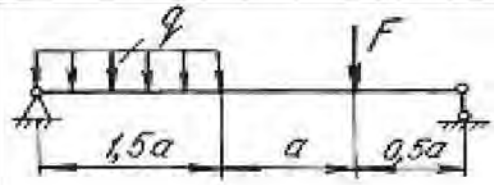
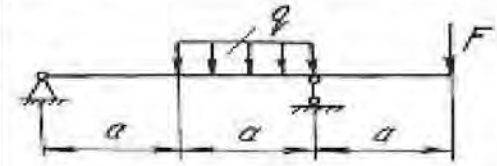
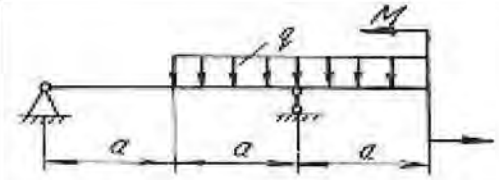
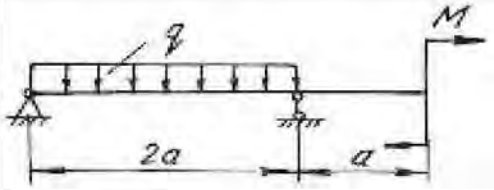
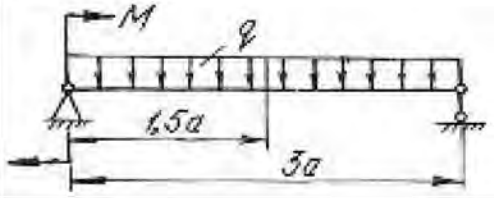
3. Провести полную проверку стальной двутавровой балки на прочность.

Данные для расчета приведены в табл. 4.1.

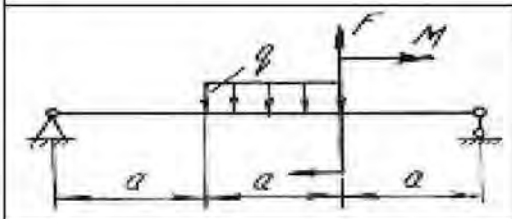
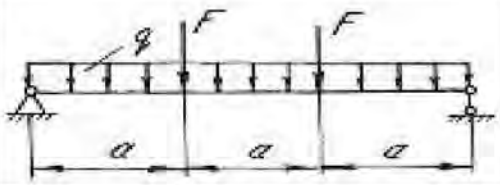
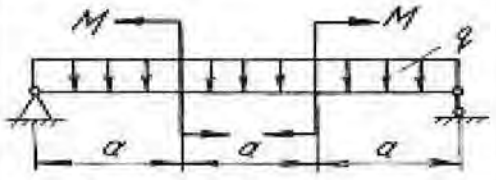
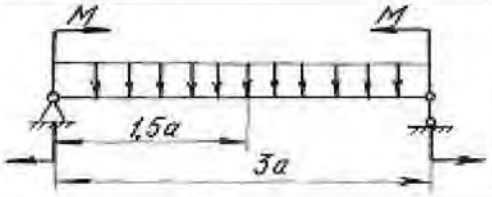
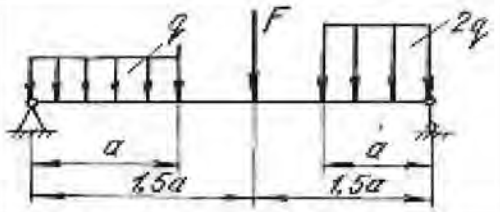
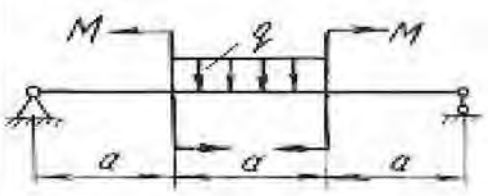
Таблица 4.1

Схема балки и нагрузки	Номер варианта	Числовые значения нагрузок и размеров			
		a, м	q, кН/м	M, кН·м	F, кН
	1	2,0	19	20	20
	2	1,0	16	35	40
	3	1,2	10	30	40
	4	2,0	10	25	50
	5	2,2	30	50	40
	6	2,4	10	10	20
	7	1,0	10	65	20
	8	1,2	10	55	40
	9	2,0	20	45	15
	10	1,0	18	32	60
	11	2,2	10	35	50
	12	1,8	30	42	30
	13	2,0	12	26	20
	14	1,0	14	14	20
	15	2,0	15	25	30

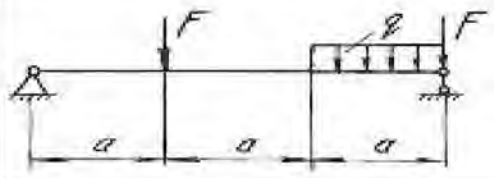
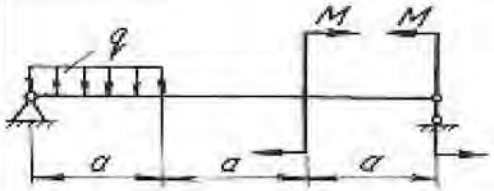
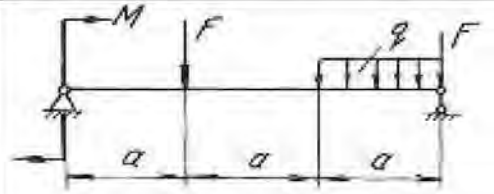
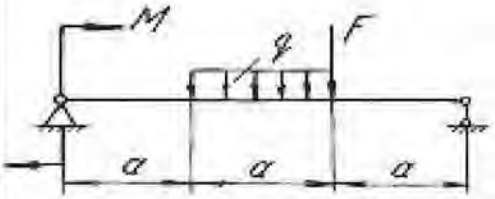
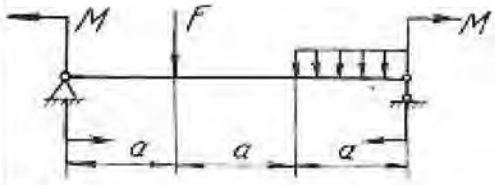
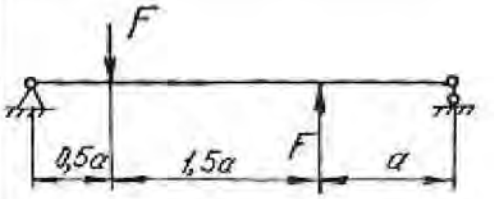
Продолжение табл. 4.1

Схема балки и нагрузки	Номер варианта	Числовые значения нагрузок и размеров			
		a, м	q, кН/м	M, кН·м	F, кН
	16	1,0	10	32	40
	17	2,0	25	42	20
	18	1,6	30	50	30
	19	1,0	10	–	10
	20	2,0	11	–	30
	21	1,0	12	–	30
	22	1,2	13	–	60
	23	2,2	14	–	70
	24	3,0	15	–	40
	25	3,0	16	–	20
	26	1,2	17	–	70
	27	2,0	18	–	70
	28	3,0	20	10	–
	29	2,0	21	60	–
	30	2,0	22	10	–
	31	2,1	23	30	–
	32	2,0	24	30	–
	33	2,2	25	30	–
	34	2,0	26	40	–
	35	2,0	27	40	–
	36	2,0	28	40	–

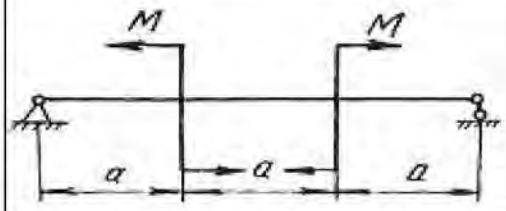
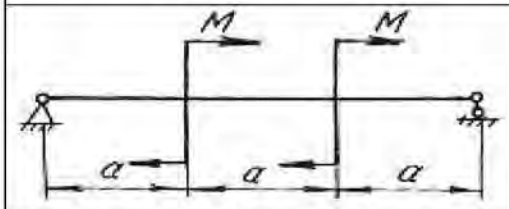
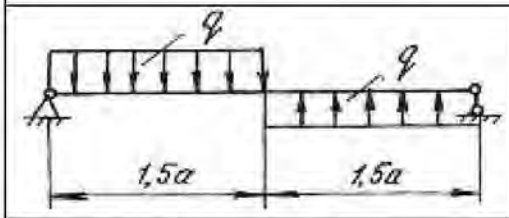
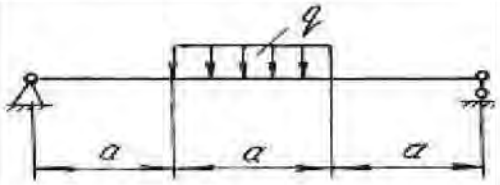
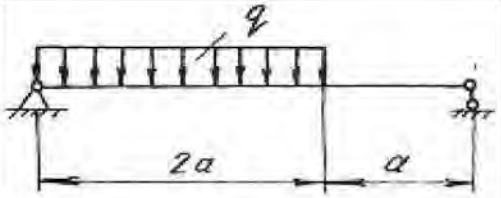
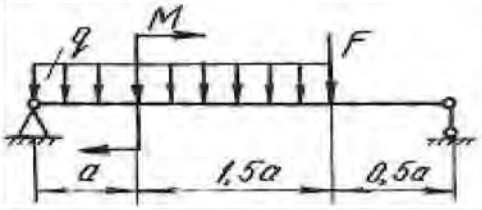
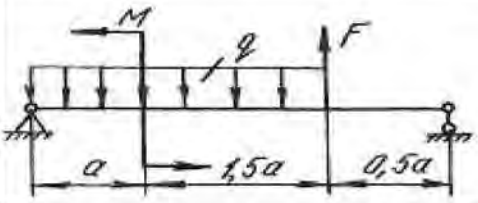
Продолжение табл. 4.1

Схема балки и нагрузки	Номер варианта	Числовые значения нагрузок и размеров			
		a, м	q, кН/м	M, кН·м	F, кН
	37	1,2	10	30	15
	38	1,3	12	40	10
	39	1,4	15	45	12
	40	1,0	14	50	10
	41	2,0	13	60	20
	42	2,0	12	55	12
	43	1,1	16	–	20
	44	1,4	17	–	16
	45	1,5	20	–	15
	46	1,6	18	30	–
	47	1,2	11	20	–
	48	1,3	14	10	–
	49	0,8	15	40	–
	50	0,7	13	13	–
	51	1,1	17	22	–
	52	0,5	24	–	20
	53	0,6	28	–	30
	54	0,9	30	–	40
	55	1,1	10	30	–
	56	1,2	20	31	–
	57	1,3	30	32	–

Продолжение табл. 4.1

Схема балки и нагрузки	Номер варианта	Числовые значения нагрузок и размеров			
		a, м	q, кН/м	M, кН·м	F, кН
	58	1,4	40	–	40
	59	1,2	35	–	50
	60	2,0	28	–	80
	61	1,5	12	20	–
	62	1,7	14	30	–
	63	1,9	16	40	–
	64	2,1	18	20	20
	65	2,3	19	30	30
	66	2,5	20	25	40
	67	2,0	12	30	25
	68	2,4	10	35	30
	69	2,7	10	30	35
	70	1,0	12	10	40
	71	2,0	14	20	30
	72	2,0	16	30	40
	73	1,0	–	–	20
	74	2,0	–	–	30
	75	2,5	–	–	40

Продолжение табл. 4.1

Схема балки и нагрузки	Номер варианта	Числовые значения нагрузок и размеров			
		a, м	q, кН/м	M, кН·м	F, кН
	76	1,5	–	30	–
	77	2,5	–	40	–
	78	1,2	–	50	–
	79	1,3	–	40	–
	80	1,4	–	25	–
	81	1,6	–	30	–
	82	1,7	10	–	–
	83	1,8	10	–	–
	84	1,9	10	–	–
	85	2,1	30	–	–
	86	2,2	20	–	–
	87	2,3	10	–	–
	88	2,0	25	–	–
	89	1,0	15	–	–
	90	2,3	10	–	–
	91	1,0	15	30	80
	92	2,0	20	40	90
	93	2,0	25	50	100
	94	1,2	10	45	25
	95	1,4	12	50	30
	96	1,6	15	60	35

Продолжение табл. 4. 1

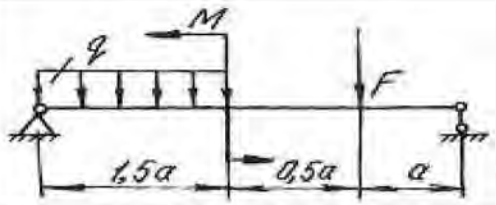
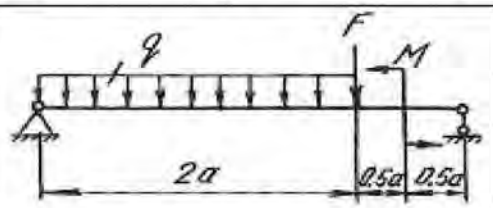
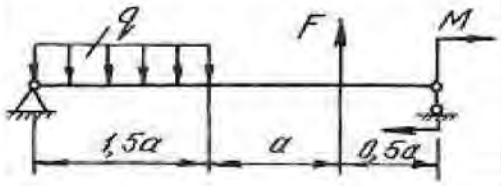
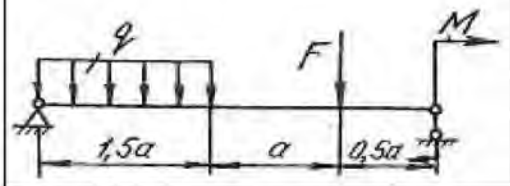
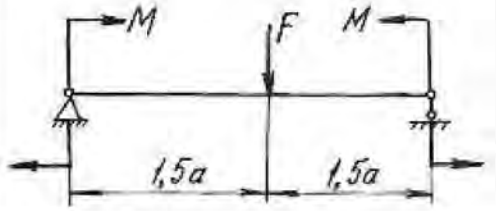
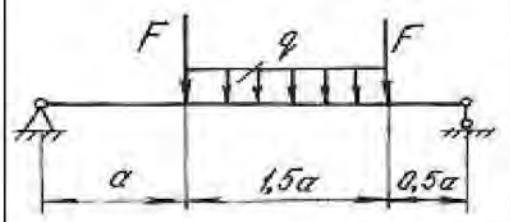
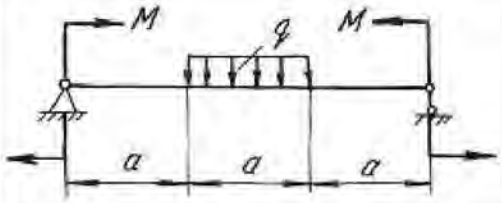
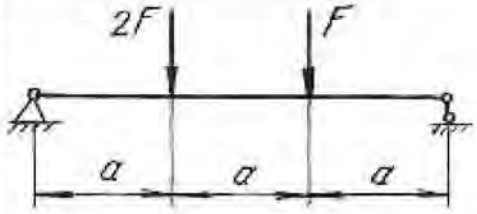
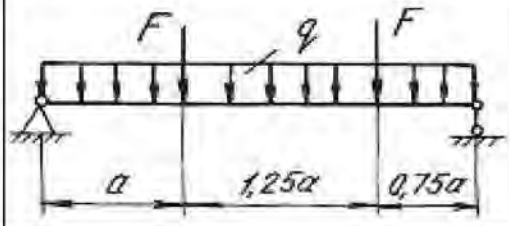
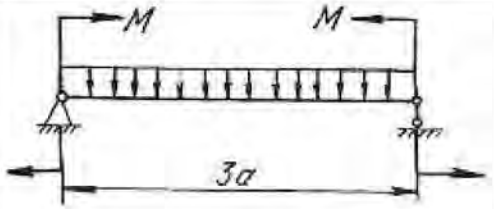
Схема балки и нагрузки	Номер варианта	Числовые значения нагрузок и размеров			
		a, м	q, кН/м	M, кН·м	F, кН
	97	1,8	15	30	40
	98	1,0	18	20	45
	99	1,4	21	55	50
	100	1,0	10	30	55
	101	2,0	20	35	80
	102	1,0	30	60	40
	103	1,9	15	25	60
	104	1,7	13	50	40
	105	1,3	17	75	20
	106	1,0	18	20	35
	107	2,2	16	60	45
	108	2,3	14	40	55
	109	1,0	–	30	50
	110	0,6	–	40	50
	111	0,8	–	30	60
	112	1,0	2	–	70
	113	0,6	30	–	60
	114	1,2	40	–	50

Схема балки и нагрузки	Номер варианта	Числовые значения нагрузок и размеров			
		a, м	q, кН/м	M, кН·м	F, кН
	115	1,2	20	40	–
	116	1,3	10	20	–
	117	1,4	20	30	–
	118	1,5	–	–	40
	119	1,0	–	–	30
	120	1,3	–	–	20
	121	1,0	10	–	20
	122	1,0	20	–	40
	123	1,0	30	–	10
	124	1,2	10	20	–
	125	1,3	11	40	–
	126	1,5	12	50	–

4.3. Расчет балки на жесткость

После проверки балок на прочность они обычно проверяются на жесткость.

Проверка состоит в определении максимальных перемещений балки при изгибе и сравнении их с допускаемыми значениями для данного материала и типа балки. При этом должны выполняться следующие условия:

$$y_{\max} \le y_{\text{adm}}; \quad y_{\text{adm}} = (\frac{1}{20} \div \frac{1}{250})l; \qquad \theta_{\max} \le \theta_{\text{adm}},$$

где y_{adm} – допускаемый прогиб; θ_{adm} – допускаемый угол поворота; l – пролёт балки.

Для определения прогибов и углов поворота в статически определимых балках обычно применяют метод начальных параметров, который записывается в виде следующих универсальных уравнений:

$$EJ_Z\theta = EJ_Z\theta_0 + \sum_{i=1}^{n}\frac{M_i(x-a_i)^1}{1!} + \sum_{i=1}^{n}\frac{F_i(x-b_i)^2}{2!} + \sum_{i=1}^{n}\frac{q_i(x-c_i)^3}{3!}, \quad (4.8)$$

где n – количество нагрузок на рассматриваемых участках.

$$EJ_z y = EJ_Z y_0 + EJ_Z\theta_0 x + \sum_{i=1}^{n}\frac{M_i(x-a_i)^2}{2!} + \sum_{i=1}^{n}\frac{F_i(x-b_i)^3}{3!} + \sum_{i=1}^{n}\frac{q_i(x-c_i)^4}{4!}, \quad (4.9)$$

где θ – угол поворота в исследуемом сечении; y – прогиб в исследуемом сечении; y_0 – прогиб в начале координат; θ_0 – угол поворота в начале координат; x – расстояние от начала координат до сечения, в котором определяются перемещения; M, F, q – внешние нагрузки, включая и реакции; a – расстояния от начала координат до сечений, где приложены моменты; b – расстояния от начала координат до сечений, где приложены сосредоточенные силы; c – расстояния от начала координат до начала каждого участка, нагруженного равномерно распределенной нагрузкой; EJ_Z – жесткость балки при поперечном изгибе.

Метод начальных параметров применяется при условии, что жесткость EJ_Z постоянна по всей длине балки.

Слагаемые, которые включают M, F, q, по знаку определяются в соответствии с правилами знаков, принятыми для определения M_x при расчете слева. При использовании метода начальных параметров необходимо выполнить следующие требования:

1. Начало координат принимается единым для всей балки (обычно в левом крайнем сечении балки);

2. Если равномерно распределенная нагрузка не доходит до рассматриваемого сечения, то ее необходимо продлить до этого сечения, а для сохранения равновесия приложить такую же по величине, но противоположного направления нагрузку. Эту контрнагрузку необходимо включить в уравнения.

Начальные параметры y_0 и θ_0 определяются следующим образом. Если начало координат находится не на опоре (рис. 4.4, *б*), то составляем два дополнительных уравнения прогибов для двух опор, где заранее известно, что прогибы на опорах равны нулю. Если начало координат находится на концевой шарнирной опоре (рис. 4.4, *в*), то составляем одно дополнительное уравнение прогибов для другой опоры. Если начало координат находится в жесткой заделке (рис. 4.4, *г*), то дополнительные уравнения составлять не нужно.

При решении задач необходимо иметь в виду, что положительное направление оси y принято вверх. При этом условии положительное значение угла поворота соответствует вращению сечения против хода часовой стрелки, положительный прогиб направлен вверх.

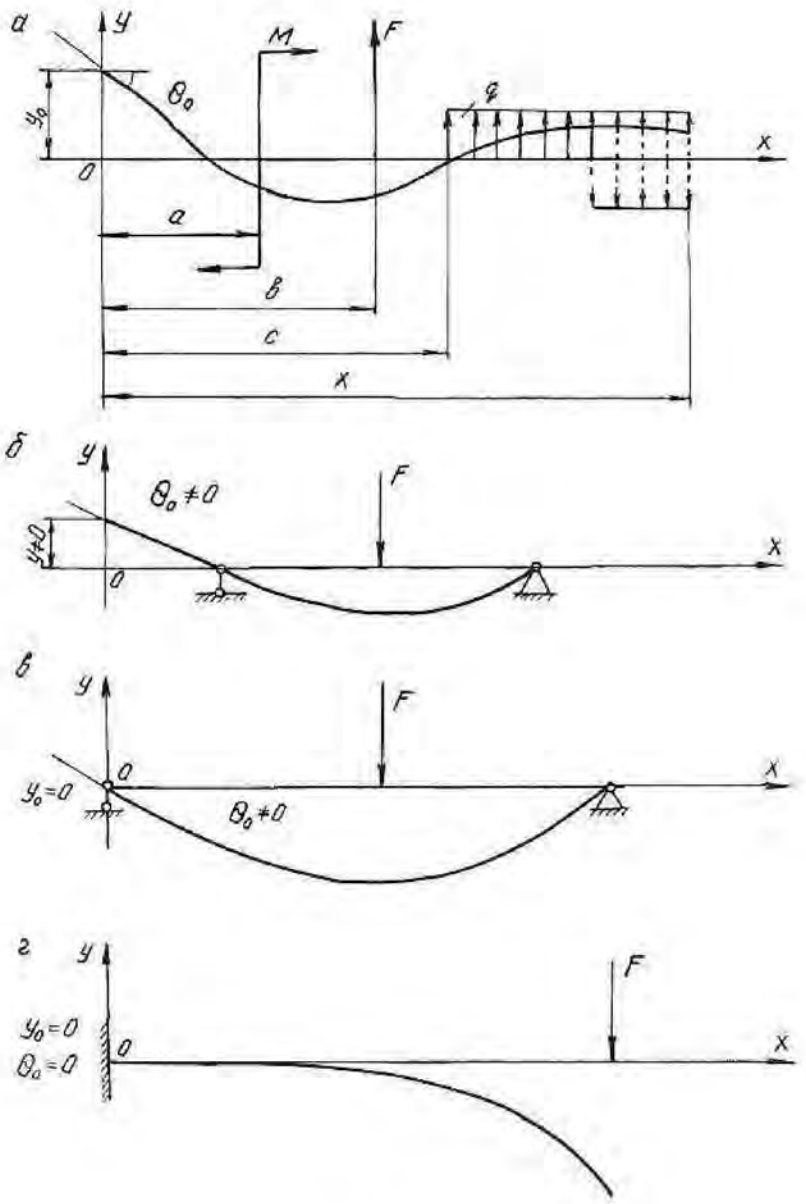


Рис. 4.4.

Пример 4.3.

Для балки, изображенной на рис. 4.5, построить эпюры Q_x и M_x, подобрать поперечное двутавровое сечение (см. табл. П. 1) при $\sigma_{adm} = 160$ МПа, $E = 2 \cdot 10^5$ МПа. По методу начальных параметров определить прогибы в сечениях C и D и угол поворота сечения B. Построить эпюру прогибов и провести проверку на жесткость при $y_{adm} = (1/200)l = (1/200)4 = 0,02$ м $= 2$ см, где l – пролет балки.

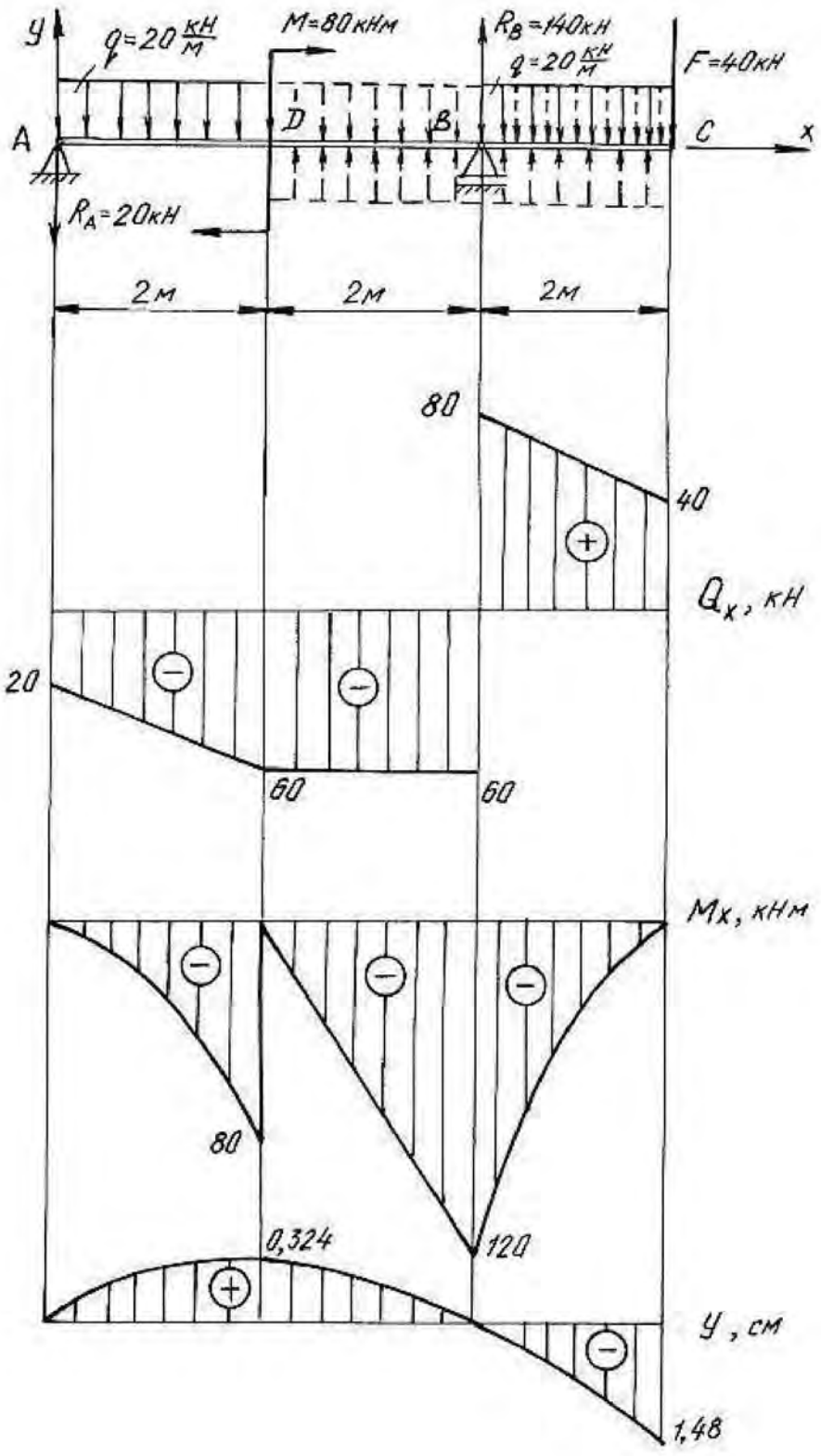

y
q=20 кН/м
M=80 кНм
R_B=140кН
q=20 кН/м
F=40кН
A
D
B
C
x
R_A=20кН
2м
2м
2м
80
40
Q_x, кН
20
60
60
M_x, кНм
80
0,324
120
y, см
1,48

Рис. 4.5.

Решение.

Определим опорные реакции:

$$\sum M_B = 0, \qquad R_A \cdot 4 + q \cdot 2 \cdot 3 - M - q \cdot 2 \cdot 1 - F \cdot 2 = 0;$$

$$R_A \cdot 4 + 20 \cdot 2 \cdot 3 - 80 - 20 \cdot 2 \cdot 1 - 40 \cdot 2 = 0; \quad R_A = 20 \text{ кН}.$$

$$\sum M_A = 0, \quad R_B \cdot 4 - q \cdot 2 \cdot 1 - M - q \cdot 2 \cdot 5 - F \cdot 6 = 0;$$

$$R_B \cdot 4 - 20 \cdot 2 \cdot 1 - 80 - 20 \cdot 2 \cdot 5 - 40 \cdot 6 = 0; \qquad R_B = 140 \text{ кН}.$$

Проводим проверку

$$\sum Y = 0; \qquad -R_A + R_B - q \cdot 2 - F - q \cdot 2 = 0;$$

$$-20 + 140 - 20 \cdot 2 - 40 - 20 \cdot 2 = 0; \quad 0 = 0$$

По контрольным правилам строим эпюры Q_X и M_X, и подбираем поперечное сечение при $M_{\max} = 120$ кН.

$$W_z = \frac{M_{\max}}{\sigma_{\text{adm}}} = \frac{120 \cdot 10^3}{160 \cdot 10^6} = 0{,}75 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3 = 750 \text{ см}^3.$$

По таблице сортамента (см. табл. П.1) принимаем двутавр № 36:

$J_z = J_x^{\text{табл.}} = 13380 \text{ см}^4 = 13380 \cdot 10^{-8} \text{ м}^4$.

Для определения перемещений помещаем начало координат на левой опоре (прогиб $y_0 = 0$, угол поворота $\theta_0 \neq 0$). Составляем дополнительное уравнение прогибов для сечения B (при $x_B = 4$ м), где заранее известно, что прогиб на опоре y_B равен нулю.

Распределенная нагрузка обрывается в сечении D. Продолжим её до сечения B, в котором определяем перемещение, но, чтобы не нарушить прежнее равновесие, вводим уравновешивающую нагрузку обратного направления на участке BD.

$$EJ_Z y_B = EJ_Z \theta_0 x_B + \frac{M(x-2)^2}{2} - \frac{R_A(x_B - 0)^3}{6} - \frac{q(x_B - 0)^4}{24} + \frac{q(x_B - 2)^4}{24};$$

$$0 = EJ_Z \theta_0 \cdot 4 + \frac{80(4-2)^2}{2} - \frac{20(4-0)^3}{6} - \frac{20(4-0)^4}{24} + \frac{20(4-2)^4}{24}.$$

Последний член уравнения учитывает компенсирующую нагрузку. Подставляя числовые значения, получим $EJ_Z \theta_0 = EJ_Z \theta_A = 63{,}3 \text{ кН} \cdot \text{м}^2$.

Определим прогибы на границах заданных участков. При определении прогиба в сечении C равномерно распределенную нагрузку необходимо продлить до этого сечения и уравновесить её.

В сечении C ($x_C = 6$ м):

$$EJ_Z y_C = EJ_Z \theta_0 x_C + \frac{M(x_C-2)^2}{2} - \frac{R_A(x_C-0)^3}{6} + \frac{R_B(x_C-4)^3}{6} -$$
$$- \frac{q(x_C-0)^4}{24} + \frac{q(x_C-2)^4}{24} - \frac{q(x_C-4)^4}{24};$$

$$EJ_Z y_C = 63{,}3 \cdot 6 + \frac{80 \cdot (6-2)^2}{2} - \frac{20 \cdot (6-0)^3}{6} + \frac{140 \cdot (6-4)^3}{6} - \frac{20 \cdot (6-0)^4}{24} +$$
$$+ \frac{20(6-2)^4}{24} - \frac{20(6-4)^4}{24} = -393 \text{ кНм}^3;$$

$$y_C = \frac{-393 \cdot 10^3}{EJ_Z} = \frac{-393 \cdot 10^3}{2 \cdot 10^{11} \cdot 13380 \cdot 10^{-8}} = -0{,}0148 \text{ м}; \; y_C = -1{,}480 \text{ см};$$

в сечении D ($x_D = 2$ м):

$$EJ_Z y_D = EJ_Z \theta_0 \cdot x_D - \frac{R_A(x_D-0)^3}{6} - \frac{q(x_D-0)^4}{24} = 63{,}3 \cdot 2 - \frac{20(2-0)^3}{6} - \frac{20(2-0)^4}{24} =$$

$$= 86{,}7 \text{ кНм}^3; \qquad y_D = \frac{86{,}7 \cdot 10^3}{EJ_Z} = \frac{86{,}7 \cdot 10^3}{2 \cdot 10^{11} \cdot 13380 \cdot 10^{-8}} = 0{,}00324 \text{ м} = 0{,}324 \text{ см}.$$

По полученным значениям прогибов строим изогнутую ось балки (см. рис. 4.5).

Определим угол поворота сечения B ($x_B = 4$ м), продлив и уравновесив распределенную нагрузку

$$EJ_Z \theta_B = EJ_Z \theta_0 + \frac{M(x-2)^1}{1} - \frac{R_A(x-0)^2}{2} - \frac{q(x-0)^3}{6} + \frac{q(x-2)^3}{6} =$$

$$= 63{,}3 + \frac{80(4-2)^1}{1} - \frac{20(4-0)^2}{2} - \frac{20(4-0)^3}{6} + \frac{20(4-2)^3}{6} = -123 \text{ кНм}^2;$$

$$\theta_B = -\frac{123 \cdot 10^3}{EJ_Z} = -\frac{123 \cdot 10^3}{2 \cdot 10^{11} \cdot 13380 \cdot 10^{-8}} = -46 \cdot 10^{-4} \text{ рад} =$$
$$= -46 \cdot 10^{-4} \cdot \frac{180}{\pi} = -0{,}26^\circ = -0^\circ 15' 36''.$$

Максимальный прогиб балки $y_{\max} = y_C = 1{,}480$ см.

Таким образом, $y_{\max} = 1{,}480$ см $< y_{\text{adm}} = 2$ см, следовательно, условие жесткости выполняется.

4.4. Задания для расчета балок на жесткость

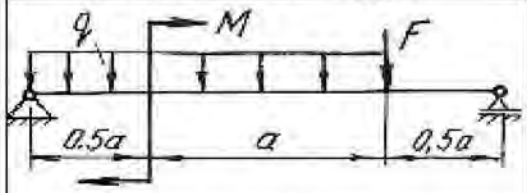
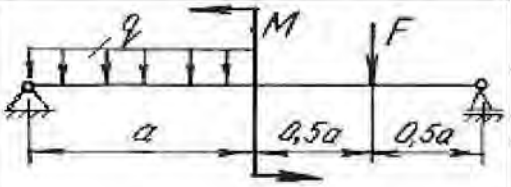
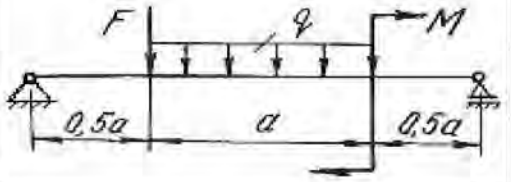
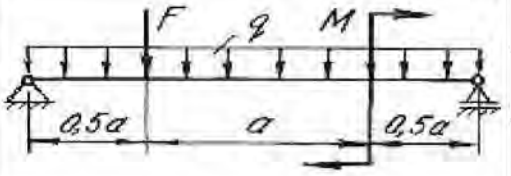
Для расчетной схемы (табл. 4.2) необходимо:

1. Построить по длине балки эпюры изгибающих моментов и поперечных сил.

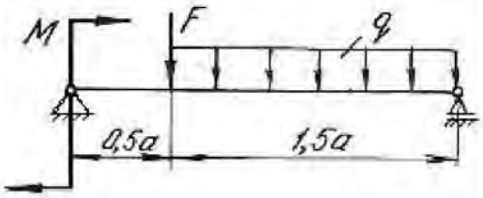
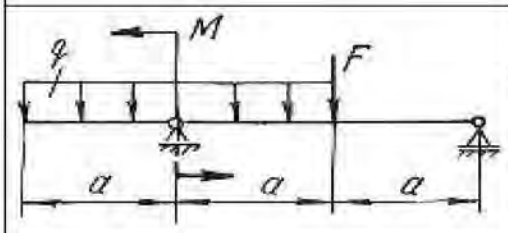
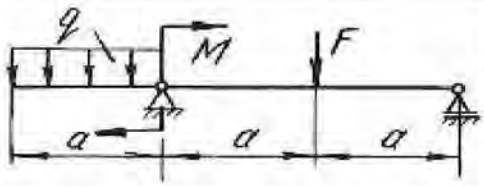
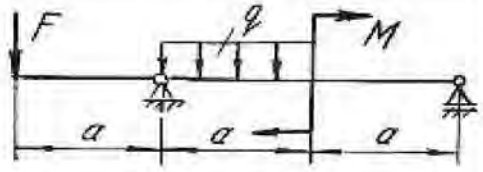
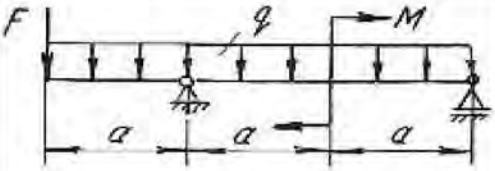
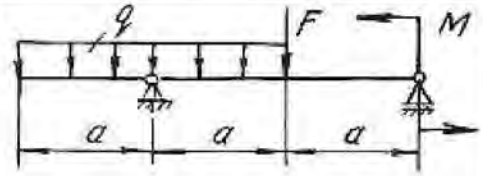
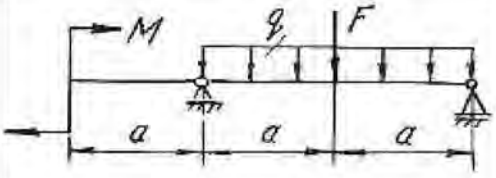
2. Подобрать поперечное сечение балки двутаврового профиля (см. табл. П. 1), материал – сталь при σ_{adm} = 160 МПа.

3. Определить по методу начальных параметров величину прогибов балки в характерных сечениях и провести проверку балки на жесткость, приняв $y_{adm} = (1/100)l$.

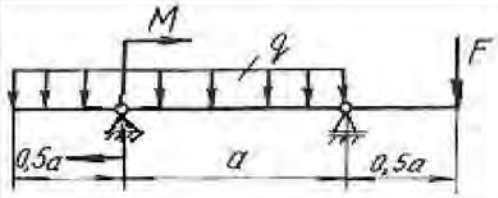
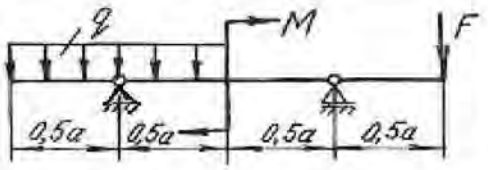
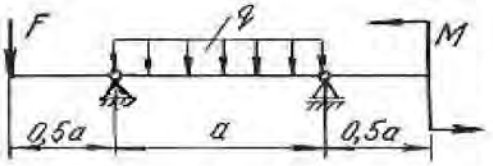
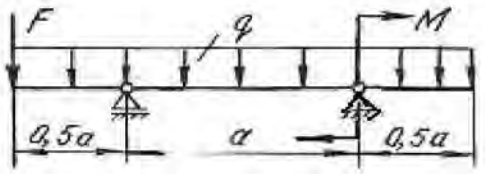
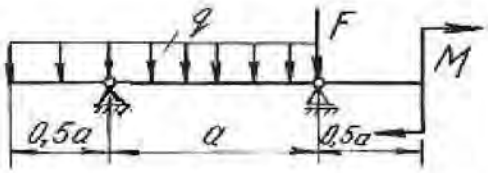
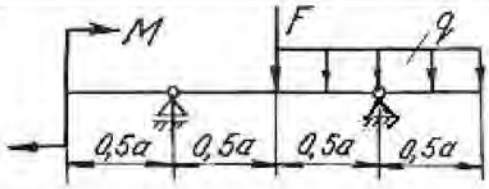
Таблица 4.2

Схема балки и нагрузки	Вариант	a, м	q, кН/м	M, кН·м	F, кН
	1	1	10	30	20
	2	0,5	20	25	30
	3	1	10	10	16
	4	2	20	30	10
	5	0,5	30	15	12
	6	1	12	36	24
	7	2	6	12	10
	8	1	4	12	8
	9	0,5	10	20	16
	10	2	4	12	10
	11	1	20	24	12
	12	1	12	12	10
	13	2	10	4	10
	14	1	8	20	30

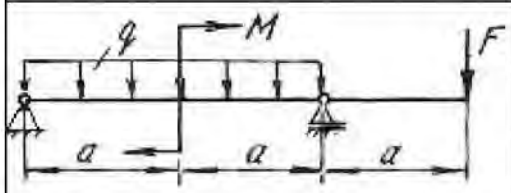
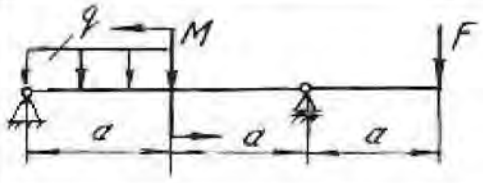
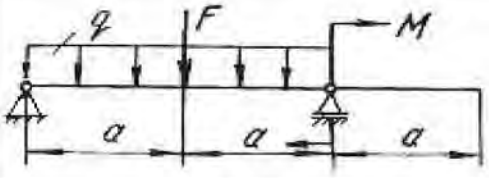
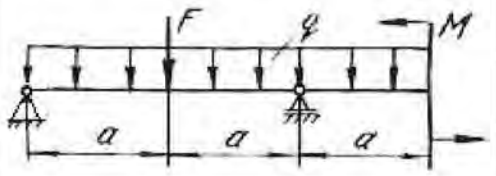
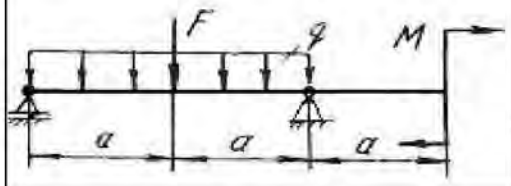
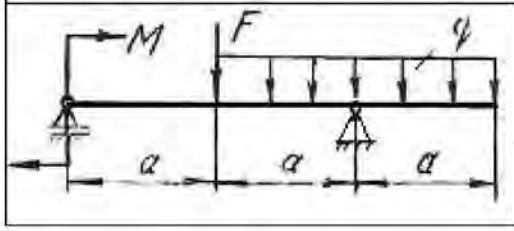
Продолжение табл. 4.2

Схема балки и нагрузки	Вариант	a, м	q, кН/м	M, кН·м	F, кН
	15	1	8	12	16
	16	1	12	14	10
	17	2	4	16	6
	18	1	10	18	24
	19	2	4	16	16
	20	0,5	20	32	24
	21	1	20	15	8
	22	2	8	14	4
	23	0,5	10	28	12
	24	1	24	10	10
	25	2	12	16	12
	26	0,5	4	18	24
	27	1	20	10	6
	28	2	10	8	16
	29	0,5	4	15	8
	30	1	2	6	4
	31	2	4	12	10
	32	0,5	8	12	18
	33	1	10	12	4
	34	2	12	18	12
	35	0,5	20	30	10

Продолжение табл. 4.2

Схема балки и нагрузки	Вариант	a, м	q, кН/м	M, кН·м	F, кН
	36	1	20	12	8
	37	2	12	16	16
	38	1	40	24	20
	39	1	10	20	12
	40	2	4	12	8
	41	1	8	4	12
	42	1	24	12	8
	43	2	8	10	4
	44	1	12	24	20
	45	1	36	12	24
	46	2	32	16	20
	47	1	16	8	8
	48	1	16	18	10
	49	2	12	20	12
	50	1	32	10	6
	51	1	24	20	4
	52	2	4	24	16
	53	1	8	30	10

Окончание табл. 4.2

Схема балки и нагрузки	Вариант	a, м	q, кН/м	M, кН·м	F, кН
	54	1	10	12	6
	55	2	4	10	8
	56	0,5	8	8	4
	57	1	20	12	6
	58	2	12	36	8
	59	1	24	16	12
	60	1	10	40	16
	61	0,5	12	18	10
	62	2	4	36	12
	63	1	10	20	10
	64	1	12	16	8
	65	2	4	16	12
	66	1	12	10	20
	67	2	8	32	16
	68	0,5	24	12	12
	69	1	10	18	12
	70	2	8	36	16
	71	0,5	20	42	8

Глава 5

СТАТИЧЕСКИ НЕОПРЕДЕЛИМЫЕ НЕРАЗРЕЗНЫЕ МНОГОПРОЛЕТНЫЕ БАЛКИ И ПЛОСКИЕ РАМЫ

5.1. Статически неопределимые балки

Цельная балка, лежащая на нескольких опорах, называется неразрезной. С промежуточными опорами такая балка обычно соединена шарнирно. Концевые опоры могут быть или шарнирными или защемленными.

Неразрезные балки представляют собой статически неопределимые системы, так как для их расчета уравнений статики недостаточно. Эти балки могут быть рассчитаны с помощью теоремы о трех моментах или методом сил.

В данном разделе рассматривается решение неразрезной балки по методу сил.

Способ расчета статически неопределимых систем, при котором за «лишние» неизвестные принимаются силы или моменты, называется **методом сил**. Для расчета статически неопределимой балки необходимо раскрыть ее статическую неопределимость, для чего эту балку освобождают сначала от «лишних» связей, превращая ее тем самым в статически определимую (геометрически неизменяемую) систему, называемую основной системой. Она может быть получена путем введения необходимого количества шарниров, балочных опор, путем разреза контура (чаще для рам) и др.

Дополнительные уравнения для нахождения «лишних» неизвестных составляются из условий, что взаимные перемещения основной системы в местах приложения «лишних» неизвестных равны нулю (условия совместности деформаций – условия неразрезности).

Степень статической неопределимости балки соответствует количеству «лишних» неизвестных. В качестве «лишних» неизвестных можно принимать реакции на опорах балки или опорные моменты. Для многопролетных неразрезных балок за «лишние» неизвестные удобнее принять опорные моменты. Опорными моментами называют суммарные моменты внутренних сил упругости, возникающих в поперечных сечениях над опорами.

На рис. 5.1, *а* показана дважды статически неопределимая балка. За «лишние» неизвестные приняты опорные моменты на первой и второй опорах. Моменты на нулевой и третьей опорах равны нулю (рис. 5.1, *б*).

Для определения «лишних» неизвестных воспользуемся условием:

$$\begin{aligned} \Delta_1 &= 0, \\ \Delta_2 &= 0, \end{aligned} \qquad (5.1)$$

где Δ_1 – суммарное возможное перемещение центра тяжести поперечного сечения от всех внешних нагрузок и от всех «лишних» неизвестных по направле-

нию действия первой «лишней» неизвестной X_1; Δ_2 – суммарное возможное перемещение центра тяжести поперечного сечения от всех внешних нагрузок и от всех «лишних» неизвестных по направлению действия второй «лишней» неизвестной X_2.

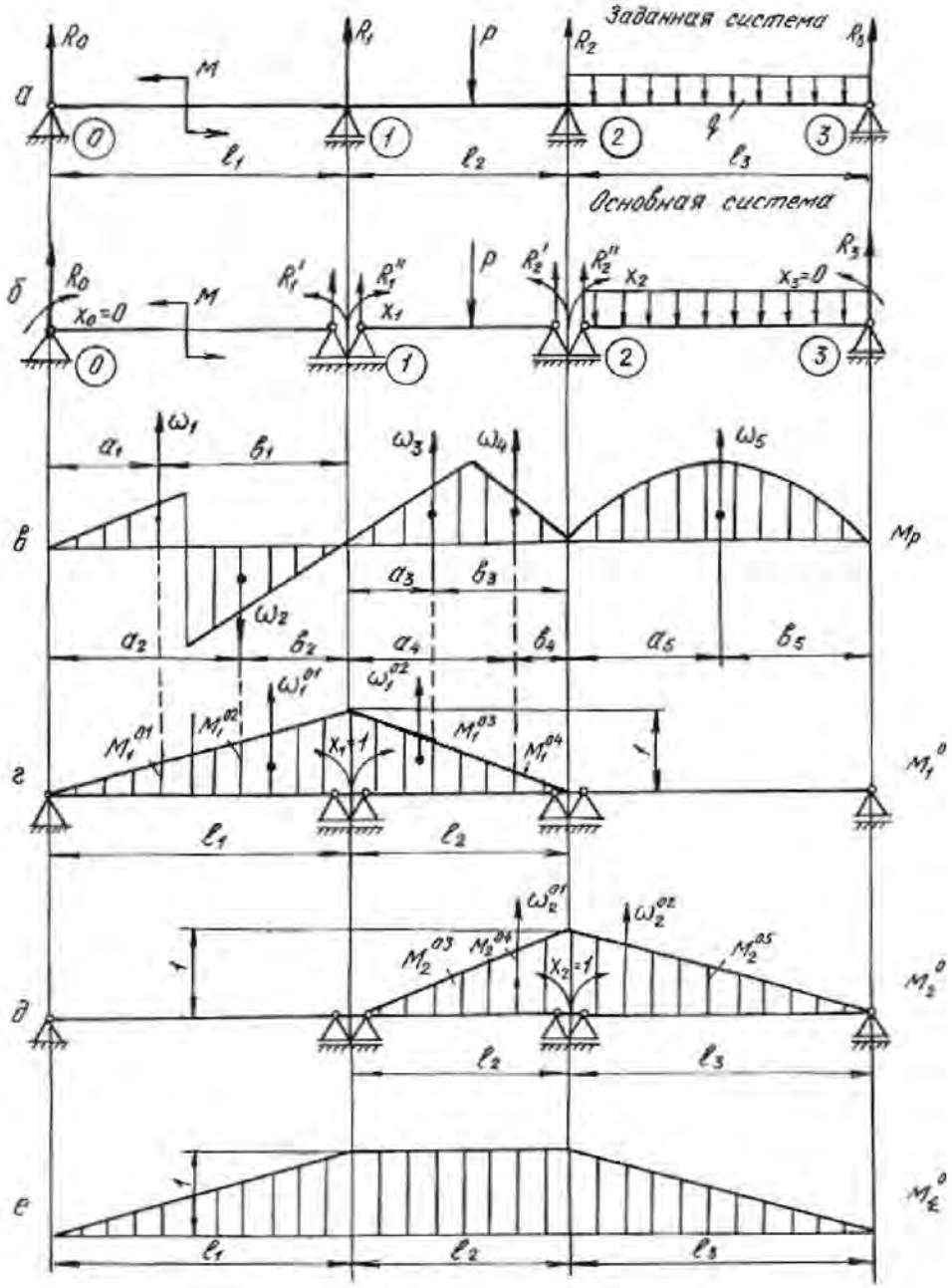


Рис. 5.1.

Эти перемещения в силу принципа независимости действия сил можно представить как сумму перемещений от каждой отдельной силы, приложенной к системе, т. е. от внешней нагрузки, обобщенно обозначаемой буквой P, и от неизвестных X_1, X_2, приложенных на опорах основной системы. Указанные пе-

ремещения выражаются через неизвестные X_1, X_2, нагрузку P и перемещения от единичных сил X_1=1, X_2=1.

$$\begin{aligned} \delta_{11}X_1 + \delta_{12}X_2 + \Delta_{1p} = 0, \\ \delta_{21}X_1 + \delta_{22}X_2 + \Delta_{2p} = 0. \end{aligned} \qquad (5.2)$$

Эти уравнения носят название канонических уравнений метода сил. Число их равно степени статической неопределимости системы. На примере первого уравнения рассмотрим обозначения:

δ_{11} – возможное перемещение центра тяжести поперечного сечения от действия единичной силы $X_1 = 1$ по направлению действия первой «лишней» неизвестной X_1;

$\delta_{11}X_1$ – возможное перемещение, вызванное действием X_1 по ее направлению;

δ_{12} – возможное перемещение от единичной нагрузки $X_2 = 1$ по направлению X_1;

$\delta_{12}X_2$– возможное перемещение от второй «лишней» неизвестной X_2 по направлению X_1;

Δ_{1p} – возможное перемещение от всех внешних нагрузок по направлению «лишней» неизвестной X_1.

Коэффициенты канонических уравнений с одинаковыми числовыми индексами δ_{11}, δ_{22} называются *главными коэффициентами.* Они всегда положительны. Коэффициенты с разными числовыми индексами δ_{21}, δ_{12} называются *побочными.* Они могут быть положительными или отрицательными. На основании теоремы о взаимности перемещений побочные коэффициенты $\delta_{21} = \delta_{12}$.

Свободные члены канонических уравнений Δ_{1p}, и Δ_{2p} еще называют *грузовыми членами*, так как они представляют собой перемещения от внешних нагрузок.

Для вычисления коэффициентов и грузовых членов канонических уравнений строим эпюры изгибающих моментов от единичных нагрузок (единичные эпюры) – рис. 5.1, *г*, *д* и эпюры изгибающих моментов от внешних нагрузок (грузовые эпюры) – рис. 5.1, *в*.

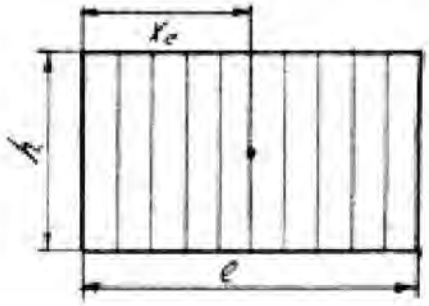
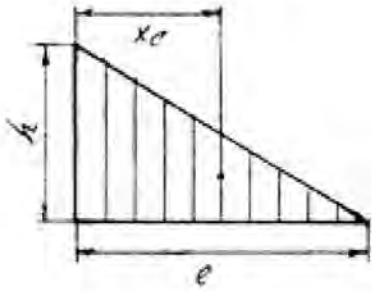
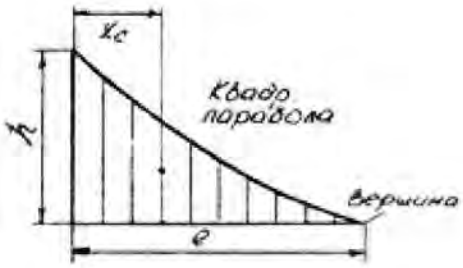
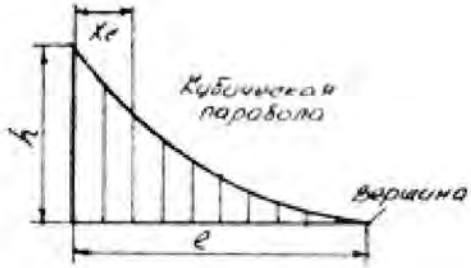
Коэффициенты уравнений и свободные члены находим путем перемножения эпюр по формуле Верещагина (или по формуле Симпсона)

$$\delta = \frac{1}{EJ}\sum \omega M_c^0, \qquad (5.3)$$

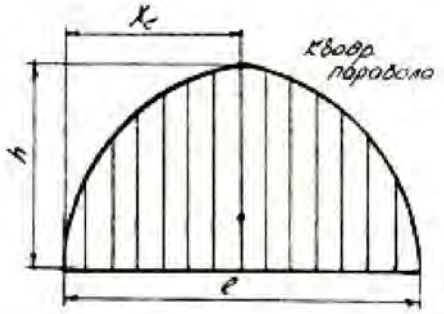
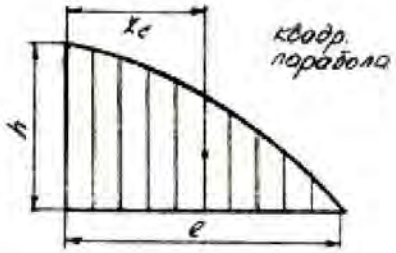
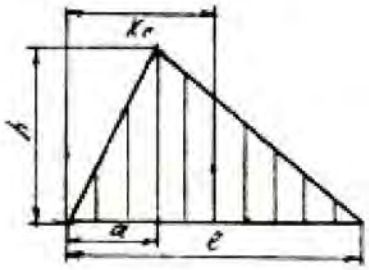
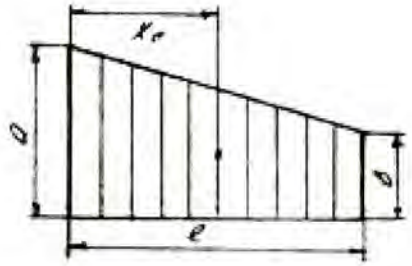
где ω – площадь эпюры изгибающих моментов; M_c^0 – ордината из единичной эпюры напротив центра тяжести грузовой эпюры; EJ – жесткость балки при изгибе.

Формулы для определения площадей и координат их центров тяжести приведены в табл. 5.1.

Таблица 5.1

Фигура	ω	x_c
	lh	$\frac{1}{2}l$
	$\frac{1}{2}lh$	$\frac{1}{3}l$
	$\frac{1}{3}lh$	$\frac{1}{4}l$
	$\frac{1}{4}lh$	$\frac{1}{5}l$

Окончание табл. 5.1

Фигура	ω	x_c
	$\frac{2}{3}lh$	$\frac{1}{2}l$
	$\frac{2}{3}lh$	$\frac{3}{8}l$
	$\frac{1}{2}lh$	$\frac{a+l}{3}$
	$l\frac{a+b}{2}$	$\frac{(a+2b)}{3(a+b)}l$

Главные коэффициенты δ_{11} и δ_{22} находим в результате перемножения единичных эпюр M_1^0, M_2^0 самих на себя

$$\delta_{11}=\frac{1}{EJ}\sum\omega_1^0 M_{c1}^0=\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}l_1\cdot 1\frac{2}{3}\cdot 1\right)+\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}l_2\cdot 1\cdot\frac{2}{3}\cdot 1\right)=\frac{1}{EJ}\left(\frac{l_1}{3}+\frac{l_2}{3}\right);$$

$$\delta_{22}=\frac{1}{EJ}\sum\omega_2^0 M_{c2}^0=\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}l_2\cdot 1\frac{2}{3}\cdot 1\right)+\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}l_3\cdot 1\cdot\frac{2}{3}\cdot 1\right)=\frac{1}{EJ}\left(\frac{l_2}{3}+\frac{l_3}{3}\right);$$

Побочные коэффициенты находим путем взаимного перемножения указанных единичных эпюр.

Для определения коэффициента δ_{12} берется площадь эпюры M_2^0 на участке длиной l_2, которая умножается на ординату с эпюры M_1^0

$$\delta_{12}=\delta_{21}=\frac{1}{EJ}\sum\omega_2^0 M_{c1}^0=\frac{1}{EJ}\sum\omega_1^0 M_{c2}^0=\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}l_2\cdot 1\right)\cdot\frac{1}{3}\cdot 1=\frac{l_2}{6\cdot EJ}.$$

Свободные члены уравнений находим путем умножения грузовых эпюр M_p на единичные M_1^0 и M_2^0

$$\Delta_{1p}=\frac{1}{EJ}\sum\omega_p M_{c1}^0=\frac{1}{EJ}\left(\omega_1 M_1^{01}-\omega_2 M_1^{02}+\omega_3 M_1^{03}+\omega_4 M_1^{04}\right)=$$

$$=\frac{1}{EJ}\left(\omega_1\frac{a_1}{l_1}-\omega_2\frac{a_2}{l_1}+\omega_3\frac{b_3}{l_2}+\omega_4\frac{b_4}{l_2}\right),$$

где $\omega_1,\omega_2,\omega_3,\omega_4$ – площади грузовых эпюр; $M_1^{01},M_1^{02},M_1^{03},M_1^{04}$ – ординаты, взятые из единичной эпюры M_1^0 напротив центров тяжести указанных площадей.

$$\Delta_{2p}=\frac{1}{EJ}\sum\omega_p M_{c2}^0=\frac{1}{EJ}\left(\omega_3 M_2^{03}+\omega_4 M_2^{04}+\omega_5 M_2^{05}\right)=$$

$$=\frac{1}{EJ}\left(\omega_3\frac{a_3}{l_2}+\omega_4\frac{a_4}{l_2}+\omega_5\frac{b_5}{l_3}\right).$$

После подстановки найденных перемещений в канонические уравнения получим

$$\frac{1}{EJ}\left(\frac{l_1}{3}+\frac{l_2}{3}\right)X_1+\frac{l_2}{6EJ}X_2+\frac{1}{EJ}\left(\omega_1\frac{a_1}{l_1}-\omega_2\frac{a_2}{l_1}+\omega_3\frac{b_3}{l_2}+\omega_4\frac{b_4}{l_2}\right)=0;$$

$$\frac{l_2}{6EJ}X_1+\frac{1}{EJ}\left(\frac{l_2}{3}+\frac{l_3}{3}\right)X_2+\frac{1}{EJ}\left(\omega_3\frac{a_3}{l_2}+\omega_4\frac{a_4}{l_2}+\omega_5\frac{b_5}{l_3}\right)=0.$$

Во избежание ошибок при определении «лишних» неизвестных необходимо проверить правильность определения коэффициентов и свободных членов канонических уравнений. Для этого необходимо построить суммарную эпюру единичных моментов M_Σ^0.

При умножении по правилу Верещагина суммарной единичной эпюры M_{Σ}^{0} на единичную эпюру M_{1}^{0} должна получиться сумма коэффициентов первого канонического уравнения

$$\delta_{11}+\delta_{12}=\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}l_1\cdot 1\frac{2}{3}\cdot 1\right)+\frac{1}{EJ}\left(l_2\cdot 1\frac{1}{2}\cdot 1\right)=\frac{1}{EJ}\left(\frac{l_1}{3}+\frac{l_2}{2}\right).$$

При умножении суммарной эпюры M_{Σ}^{0} на эпюру M_{2}^{0} должна получиться сумма коэффициентов второго канонического уравнения

$$\delta_{21}+\delta_{22}=\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}l_3\cdot 1\frac{2}{3}\cdot 1\right)+\frac{1}{EJ}\left(l_2\cdot 1\frac{1}{2}\cdot 1\right)=\frac{1}{EJ}\left(\frac{l_3}{3}+\frac{l_2}{2}\right).$$

Эта проверка называется построчной.

Произведение суммарной единичной эпюры саму на себя должно быть равным сумме всех коэффициентов канонических уравнений

$$\delta_{11}+\delta_{12}+\delta_{21}+\delta_{22}=\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}l_1\cdot 1\frac{2}{3}\cdot 1\right)+\frac{1}{EJ}\left(l_2\cdot 1\cdot 1\right)+\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}l_3\cdot 1\frac{2}{3}\cdot 1\right)=$$

$$=\frac{1}{EJ}\left(\frac{l_1}{3}+l_2+\frac{l_3}{3}\right).$$

Эта проверка называется универсальной.

Правильность определения грузовых членов уравнений состоит в следующем: их сумма должна равняться произведению грузовой эпюры M_p на суммарную единичную эпюру M_{Σ}^{0}

$$\Delta_{1p}+\Delta_{2p}=\frac{1}{EJ}\left(\omega_1\frac{a_1}{l_1}-\omega_2\frac{a_2}{l_1}+\omega_3\cdot 1+\omega_4\cdot 1+\omega_5\frac{b_5}{l_3}\right).$$

Убедившись в правильности определения коэффициентов и свободных членов уравнений методом последовательного исключения, находим «лишние» неизвестные X_1 и X_2 из канонических уравнений. При правильном определении «лишних» неизвестных после их подстановки в канонические уравнения, последние должны обращаться в тождества.

Учитывая опорные моменты и внешние нагрузки, определяют по уравнениям статики опорные реакции, строят эпюру поперечных сил Q_x и эпюру изгибающих моментов M_x.

Порядок решения неразрезной балки методом сил сводится к следующему:

1. Определяют степень статической неопределимости балки;

2. Выбирают основную систему (тем самым выбираются «лишние» неизвестные);

3. По числу «лишних» неизвестных составляются канонические уравнения;

4. Строят эпюры изгибающих моментов от действующих на основную систему внешних нагрузок – грузовые эпюры;

5. В местах действия «лишних» неизвестных и по направлению их действия прикладывают единичные моменты и строят эпюры изгибающих моментов от этих единичных моментов – единичные эпюры;

6. Вычисляют главные, побочные коэффициенты и свободные члены канонических уравнений и проверяют правильность их вычисления;

7. Методом последовательного исключения неизвестных решают канонические уравнения и определяют «лишние» неизвестные с последующей проверкой;

8. С помощью уравнений равновесия определяют опорные реакции заданной балки с последующей проверкой;

9. Строят эпюры поперечных сил Q_x и изгибающих моментов M_x;

10. Подбирают поперечное сечение балки заданного профиля;

11. Производят проверку на прочность и жесткость балки, если это требуется по условию задачи.

Пример 5.1.

Для заданной схемы стальной неразрезной балки (рис. 5.2, *а*) требуется:

1. Построить эпюры поперечных сил и изгибающих моментов;
2. Подобрать поперечное сечение двутаврового профиля (см. табл. П. 1), если $\sigma_{adm} = 160\,\text{МПа}$, $E = 2 \cdot 10^{11}$ Па.

Решение.

Определяем степень статической неопределимости балки. Она равна двум (числу опор без двух плюс единица из-за наличия жесткой заделки) и выбираем основную систему.

В качестве «лишних» неизвестных принимаются опорные моменты. Основная система показана на рис. 5.2, *б*.

Составляем канонические уравнения:

$$\delta_{11} X_1 + \delta_{12} X_2 + \Delta_{1p} = 0,$$

$$\delta_{21} X_1 + \delta_{22} X_2 + \Delta_{1p} = 0.$$

Для определения главных, побочных коэффициентов и свободных членов уравнений строим единичные эпюры M_1^0 (рис. 5.2, *г*), M_2^0 (рис. 5.2, *д*) и суммарную единичную эпюру M_Σ^0 (рис. 5.2, *е*). Грузовые эпюры M_p представлены на рис. 5.2, *в*.

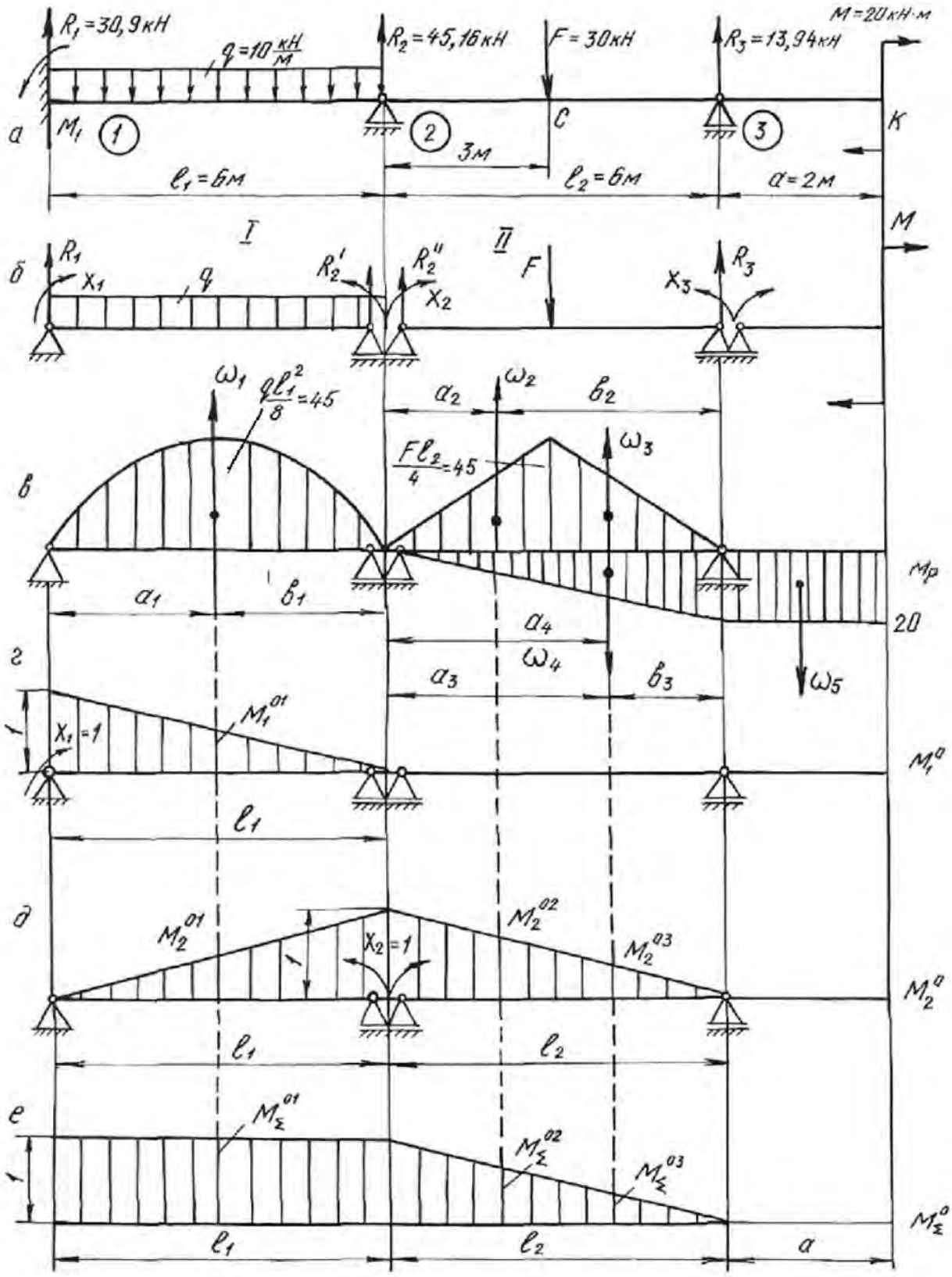

R1 = 30,9 кН
q = 10 кН/м
R2 = 45,16 кН
F = 30 кН
R3 = 13,94 кН
M = 20 кН·м
а
б
в
г
д
е
M1
1
2
3
C
K
3м
ℓ1 = 6м
ℓ2 = 6м
a = 2м
M
I
II
R1
X1
q
R2'
R2''
X2
F
X3
R3
ω1
ql1²/8 = 45
a2
ω2
b2
Fℓ2/4 = 45
ω3
Mр
20
a1
b1
a4
ω4
a3
b3
ω5
X1 = 1
M1^01
M1^0
ℓ1
M2^01
M2^02
M2^03
X2 = 1
M2^0
ℓ2
MΣ^01
MΣ^02
MΣ^03
MΣ^0
a

Рис. 5.2.

Путем умножения эпюр M_1^0 и M_2^0 самих на себя, находим значения главных коэффициентов:

$$\delta_{11}=\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}\cdot 1\cdot l_1\cdot\frac{2}{3}\cdot 1\right)=\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}\cdot 1\cdot 6\cdot\frac{2}{3}\cdot 1\right)=\frac{2{,}0}{EJ};$$

$$\delta_{22}=\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}\cdot 1\cdot l_1\cdot\frac{2}{3}\cdot 1+\frac{1}{2}\cdot 1\cdot l_2\cdot\frac{2}{3}\cdot 1\right)=\frac{1}{EJ}(2{,}0+2{,}0)=\frac{4{,}0}{EJ}.$$

Побочные коэффициенты определяем путем взаимного перемножения единичных эпюр M_1^0 и M_2^0

$$\delta_{12}=\delta_{21}=\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}\cdot 1\cdot l_1\frac{1}{3}\cdot 1\right)=\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}\cdot 1\cdot 6\cdot\frac{1}{3}\cdot 1\right)=\frac{1}{EJ}.$$

Находим свободные (грузовые) члены уравнений, перемножая эпюры изгибающих моментов от внешних нагрузок на единичные эпюры.

Площади грузовых эпюр:

$$\omega_1=\frac{2}{3}h_1l_1=\frac{2}{3}\cdot 4{,}5\cdot 10^4\cdot 6=18\cdot 10^4\ \text{Н}\cdot\text{м}^2;$$

$$\omega_2=\omega_3=\frac{1}{2}h_2\frac{l_2}{2}=\frac{1}{2}\cdot 4{,}5\cdot 10^4\cdot 3=6{,}75\cdot 10^4\ \text{Н}\cdot\text{м}^2;$$

$$\omega_4=\frac{1}{2}\cdot 20\cdot 10^3\cdot 6=6\cdot 10^4\ \text{Н}\cdot\text{м}^2.$$

Расстояния $a_1=b_1=3$ м; $a_2=b_3=2$ м; $b_2=a_3=4$ м; $a_4=4$ м.

$$\Delta_{1p}=\frac{1}{EJ}\left(\omega_1M_1^{01}\right)=\frac{1}{EJ}\left(18\cdot 10^4\cdot\frac{1}{2}\cdot 1\right)=\frac{9\cdot 10^4}{EJ},$$

где M_1^{01}– ордината единичной эпюры M_1^0 напротив центра тяжести площади грузовой эпюры ω:

$$\Delta_{2p}=\frac{1}{EJ}\left(\omega_1M_2^{01}+\omega_2M_2^{02}+\omega_3M_2^{03}-\omega_4M_2^{04}\right)=$$

$$=\frac{1}{EJ}\left(18\cdot 10^4\cdot\frac{1}{2}\cdot 1-6\cdot 10^4\cdot\frac{2}{6}+6{,}75\cdot 10^4\cdot\frac{4}{6}+6{,}75\cdot 10^4\cdot\frac{2}{6}\right)=$$

$$=\frac{15{,}75\cdot 10^4}{EJ}-\frac{2\cdot 10^4}{EJ}=\frac{13{,}75\cdot 10^4}{EJ},$$

где M_2^{01}, M_2^{02}, M_2^{03}, M_2^{04}– ординаты единичной эпюры M_2^0 напротив центров тяжести площадей грузовых эпюр ω_1, ω_2, ω_3, ω_4.

Производим проверку правильности определения коэффициентов и свободных членов уравнений, для чего строим суммарную единичную эпюру M_Σ^0.

Построчная проверка. Перемножая суммарную единичную эпюру M_{Σ}^{0} на единичную эпюру M_{1}^{0}, должны получить сумму коэффициентов первого канонического уравнения

$$\delta_{11}+\delta_{12}=\frac{1}{EJ}\left(1\cdot l_1\cdot\frac{1}{2}\cdot 1+0\right)=\frac{3}{EJ}.$$

При перемножении эпюры M_{Σ}^{0} на единичную эпюру M_{2}^{0} должны получить сумму коэффициентов второго канонического уравнения:

$$\delta_{21}+\delta_{22}=\frac{1}{EJ}\left(1\cdot l_1\cdot\frac{1}{2}\cdot 1+\frac{1}{2}\cdot l_2\cdot 1\cdot\frac{2}{3}\cdot 1\right)=\frac{1}{EJ}\left(1\cdot 6\cdot\frac{1}{2}\cdot 1+\frac{1}{2}\cdot 6\cdot 1\cdot\frac{2}{3}\cdot 1\right)=\frac{5{,}00}{EJ}.$$

Универсальная проверка. Умножаем суммарную единичную эпюру M_{Σ}^{0} саму на себя. Должны получить сумму всех коэффициентов канонических уравнений:

$$\delta_{11}+\delta_{12}+\delta_{21}+\delta_{22}=\frac{1}{EJ}\left(1\cdot l_1\cdot 1+\frac{1}{2}\cdot l_2\cdot 1\cdot\frac{2}{3}\cdot 1\right)=\frac{1}{EJ}\left(1\cdot 6\cdot 1+\frac{1}{2}\cdot 6\cdot 1\cdot\frac{2}{3}\right)=\frac{8{,}00}{EJ}.$$

Проводим проверку правильности определения грузовых членов уравнений.

Перемножением грузовой эпюры M_p на суммарную единичную эпюру M_{Σ}^{0} должны получить сумму свободных членов уравнений:

$$\Delta_{1p}+\Delta_{2p}=\frac{1}{EJ}\left(\omega_1 M_{\Sigma}^{01}+\omega_2 M_{\Sigma}^{02}+\omega_3 M_{\Sigma}^{03}-\omega_4 M_{\Sigma}^{04}\right)=$$

$$=\frac{1}{EJ}\left(18\cdot 10^4\cdot 1+6{,}75\cdot 10^4\cdot\frac{4}{6}+6{,}75\cdot 10^4\cdot\frac{2}{6}-6\cdot 10^4\cdot\frac{2}{6}\right)=\frac{22{,}75\cdot 10^4}{EJ}.$$

Подставляем коэффициенты и свободные члены в канонические уравнения:

$$\frac{2{,}00}{EJ}X_1+\frac{1{,}00}{EJ}X_2+\frac{9\cdot 10^4}{EJ}=0.$$

$$\frac{1{,}00}{EJ}X_1+\frac{4{,}0}{EJ}X_2+\frac{13{,}75\cdot 10^4}{EJ}=0.$$

После сокращения на жесткость получаем:

$$2{,}00X_1+1{,}00X_2+9\cdot 10^4=0.$$

$$1{,}00X_1+4{,}00X_2+13{,}75\cdot 10^4=0.$$

Решая совместно эти уравнения, находим:

$$X_1=M_1=-3{,}18\cdot 10^4\ \text{Н·м}=-31{,}8\ \text{кН·м},$$

$$X_2 = M_2 = -2{,}64 \cdot 10^4 \text{ Нм} = -26{,}4 \text{ кН·м}.$$

На опоре № 3 (см. рис. 5.2, *а*) опорный момент будет равен моменту M со знаком минус:

$$X_3 = M_3 = -20 \text{ кН·м}.$$

Подставив найденные значения «лишних» неизвестных в канонические уравнения, убеждаемся в том, что эти уравнения превращаются в тождества.

Определяем опорные реакции заданной балки из уравнений статики:

$$\sum M_1^{\text{I}} = 0; \quad R_2^1 l_1 + M_2 - \frac{q l_1^2}{2} - M_1 = 0;$$

$$R_2^{'} = -\frac{M_2}{l_1} + \frac{q l_1}{2} + \frac{M_1}{l_1} = \frac{26{,}4}{6} + \frac{10 \cdot 6}{2} - \frac{31{,}8}{6} = 29{,}1 \text{ кН}.$$

$$\sum M_2^{\text{I}} = 0; \quad -R_1 l_1 - M_1 + \frac{q l_1^2}{2} + M_2 = 0;$$

$$R_1 = -\frac{M_1}{l_1} + \frac{q l_1}{2} + \frac{M_2}{l_1} = \frac{31{,}8}{6} + \frac{10 \cdot 6}{2} - \frac{26{,}4}{6} = 30{,}9 \text{ кН}.$$

$$\sum M_2^{\text{II}} = 0; \quad M_3 + R_3 l_3 - F\frac{l_2}{2} - M_2 = 0;$$

$$R_3 = -\frac{M_3}{l_2} + \frac{F}{2} + \frac{M_2}{l_2} = \frac{20}{6} + \frac{30}{2} - \frac{26{,}4}{6} = 13{,}94 \text{ кН}.$$

$$\sum M_3^{\text{II}} = 0; \quad -M_2 - R_2^2 l_2 + P\frac{l_2}{2} + M_3 = 0;$$

$$R_2^{''} = -\frac{M_2}{l_2} + \frac{F}{2} + \frac{M_3}{l_2} = \frac{26{,}4}{6} + \frac{30}{2} - \frac{20}{6} = 16{,}06 \text{ кН}.$$

Окончательно:

$$R_1 = 30{,}9 \text{ кН}; R_2 = R_2^{'} + R_2^{''} = 29{,}1 + 16{,}06 = 45{,}16 \text{ кН}; \; R_3 = 13{,}94 \text{ кН}.$$

Проверка:

$$\sum Y = 0; \quad R_1 + R_2 + R_3 - F - q \cdot l_1 = 0; \quad 30{,}9 + 45{,}16 + 13{,}94 - 30 - 10 \cdot 6 = 0.$$

Строим эпюру поперечных сил Q_x и эпюру изгибающих моментов M_x по правилам, принятым при построении эпюр для статически определимых балок (рис. 5.3).

$Q_1 = R_1 = 30{,}9$ кН;

$Q_2 = R_1 - q \cdot l_1 = 30{,}9 - 10 \cdot 6 = -29{,}1$ кН;

Затем скачок вверх на $R_2 = 45{,}16$ кН.

На участке от опоры 2 до сечения C: $Q_x = 16{,}06$ кН.

Затем скачок вниз в сечении C на силу F, $Q_C = 16{,}06 - 30 = -13{,}94$ кН.

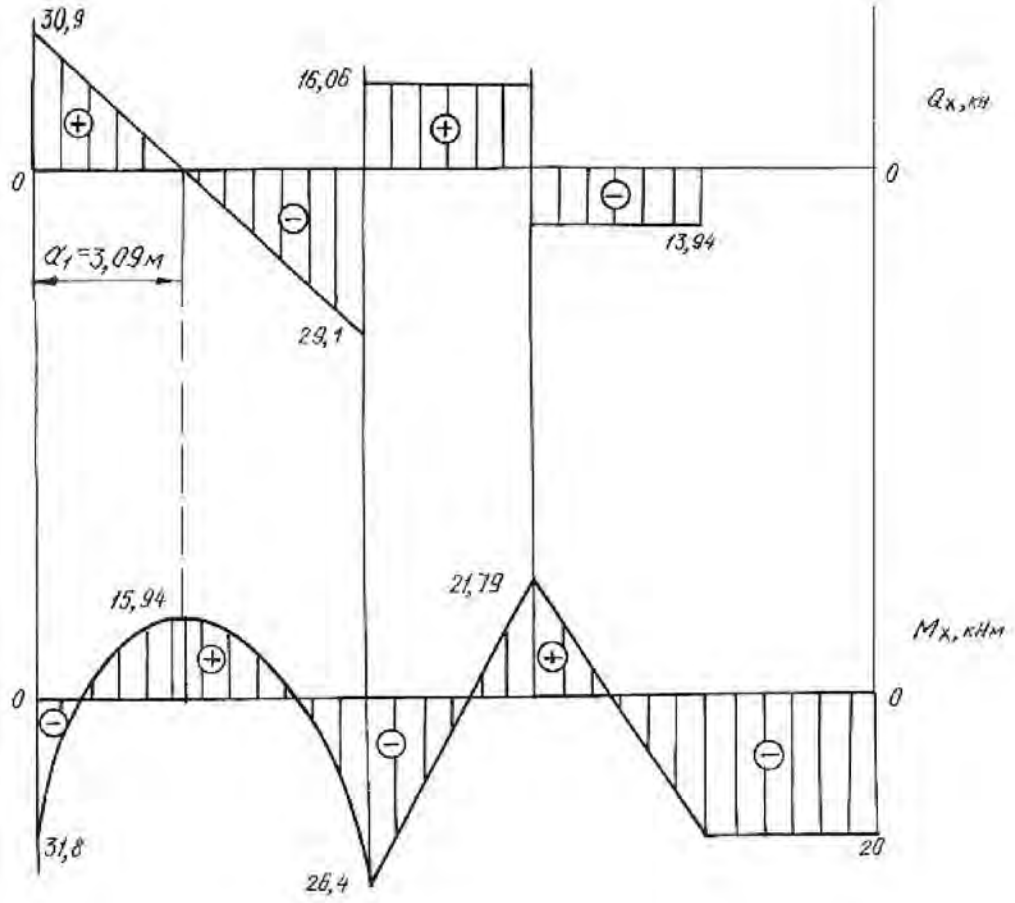


Рис. 5.3.

Находим расстояние a

$$\frac{30,9}{a_1}=\frac{29,1}{6-a_1},\ a_1=3,09\ \text{м}.$$

На участке от сечении C до опоры 3

$$Q_{C-3}=-13,94\ \text{кН}.$$

В левом крайнем сечении $M_x=-M_1=-31,8\ \text{кН}\cdot\text{м}$.

При $x=a_1=3,09\,\text{м}$

$$M_x=R_1a_1-\frac{qa_1^2}{2}-M_1=30,9\cdot3,09-\frac{10\cdot3,09^2}{2}-31,8=15,94\ \text{кН}\cdot\text{м}$$

В сечении над опорой 2

$$M_x=-M_1+R_1l_1-\frac{ql_1^2}{2}=-31,8+30,9\cdot6-\frac{10\cdot6^2}{2}=-26,4\ \text{кН}\cdot\text{м}.$$

До сечения C расчет производим справа:

$$M_k=-M=-20\ \text{кН}\cdot\text{м},$$

$$M_C=-M+R_3\cdot3=-20+13,93\cdot3=21,79\ \ \text{кН}\cdot\text{м}.$$

На участке балки от сечения K до опоры 3: $M_x = -20$ кН·м.

По сортаменту проката в соответствии с ГОСТ 8239-89 подбираем поперечное сечение двутаврового профиля, используя условие прочности

$$M_{\max} \le \sigma_{adm} \cdot W_{н.о.},$$

откуда $W_{н.о.} \ge \dfrac{M_{\max}}{\sigma_{adm}} = \dfrac{31{,}8 \cdot 10^3}{160 \cdot 10^6} = 1{,}98 \cdot 10^{-4}$ м^3 $= 198$ см^3.

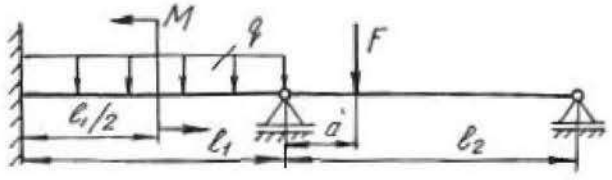
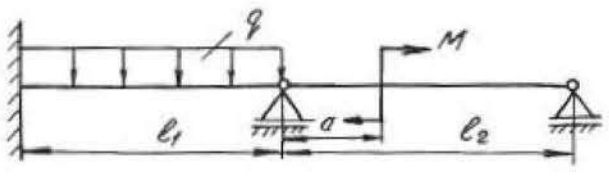
Принимаем двутавр № 20а, для которого $W_{н.о.} = W_x^{табл.} = 203$ см^3, $J_{н.о.} = J_x^{табл.} = 2030$ см^4, $A = 28{,}9$ см^2.

5.2. Задания для расчета статически неопределимых балок

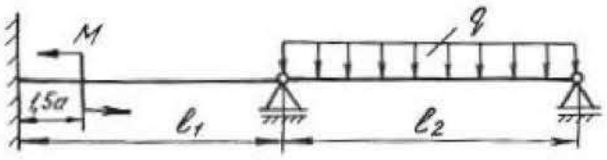
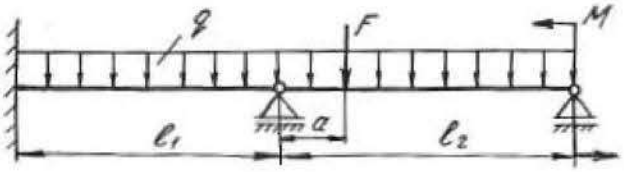
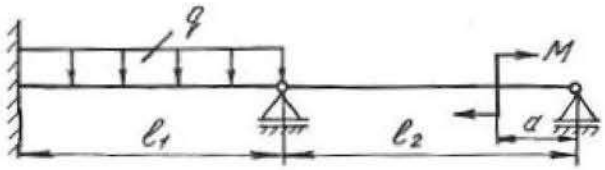
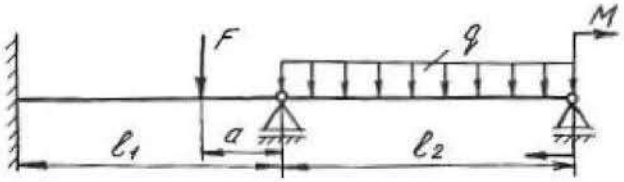
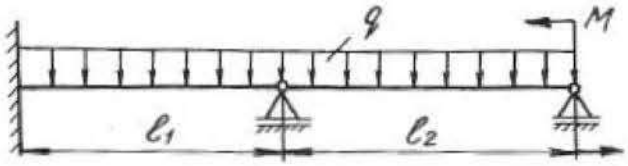
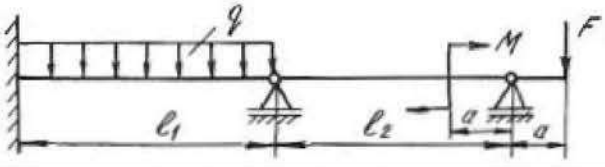
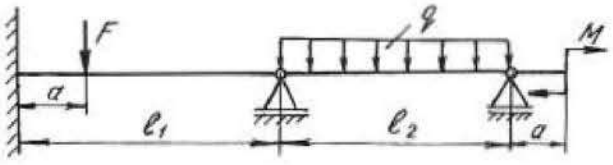
Для заданной схемы неразрезной балки при заданных значениях длин и нагрузок в соответствии с указанным номером варианта требуется:

1. Определить степень статической неопределимости балки, выбрать основную систему.
2. Составить канонические уравнения по методу сил.
3. Вычислить коэффициенты при неизвестных и свободные члены канонических уравнений. Проверить правильность их определения.
4. После определения неизвестных построить эпюры поперечных сил и изгибающих моментов.
5. Подобрать поперечное сечение балки двутаврового профиля (см. табл. П. 1) при $\sigma_{adm} = 160$ МПа. Данные для расчета взять из табл. 5.2.

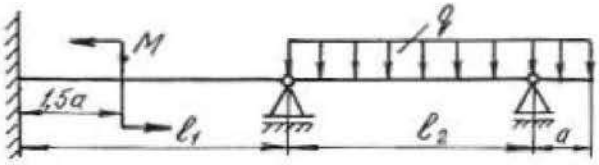
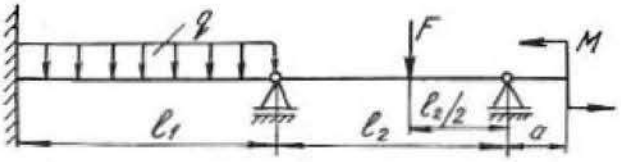
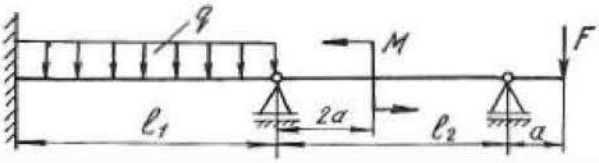
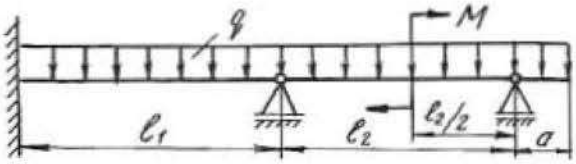
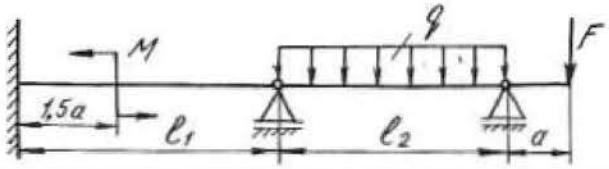
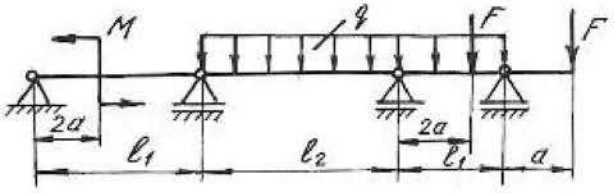
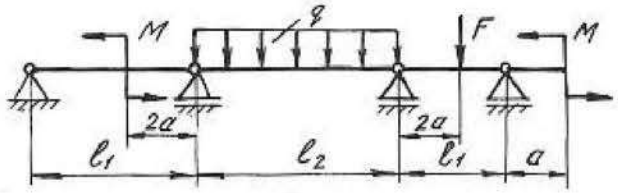
Таблица 5.2

Схема закрепления и нагружения балки	Номер варианта	M, кН·м	F, кН	q, кН/м	l_1, м	l_2, м	a, м
	1	10	10	15	3,5	5,0	0,5
	2	20	11	15	2,5	4,0	0,5
	3	30	12	15	4,0	4,0	0,5
	4	15	13	10	3,0	5,5	0,5
	5	20	14	10	3,5	5,0	0,5
	6	25	15	10	2,5	5,0	0,4

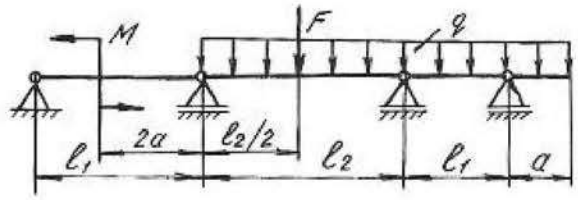
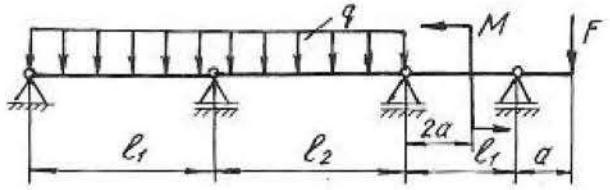
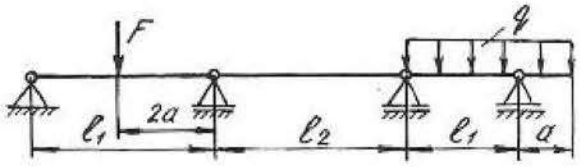
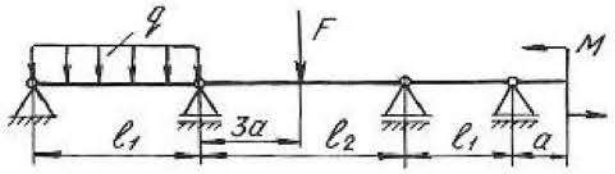
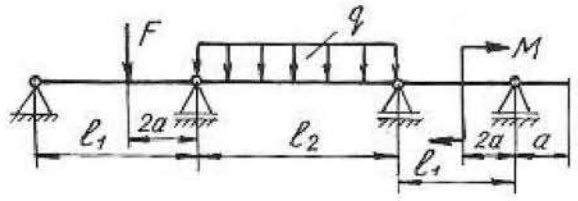
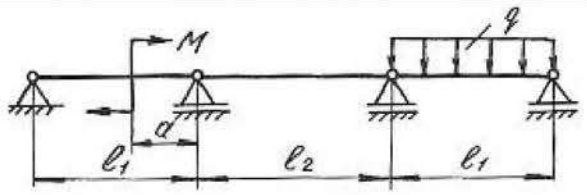
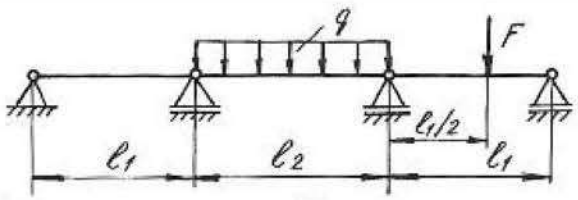
Продолжение табл. 5.2

Схема закрепления и нагружения балки	Номер вари-анта	M, кН·м	F, кН	q, кН/м	l_1, м	l_2, м	a, м
	7	10	10	10	5,0	5,0	0,4
	8	15	11	15	3,5	6,0	0,6
	9	20	12	20	3,5	5,0	0,4
	10	10	15	20	4,0	5,0	0,4
	11	20	20	10	2,0	5,0	0,5
	12	30	25	10	3,0	4,0	0,6
	13	30	11	15	2,0	5,0	0,4
	14	40	10	15	4,5	5,0	0,5
	15	20	12	15	3,5	5,5	0,6
	16	15	12	10	3,5	4,5	0,5
	17	20	10	10	2,6	5,2	0,4
	18	25	11	10	2,0	5,0	0,8
	19	25	20	20	3,5	6,0	0,5
	20	20	25	15	3,0	5,5	0,8
	21	15	10	10	3,5	3,5	0,8
	22	20	10	10	3	5	0,5
	23	30	11	10	4	6	0,4
	24	25	12	10	5	6	0,6
	25	20	15	10	2	3	0,4
	26	30	16	10	3	4	0,5
	27	40	20	10	4	5	0,6

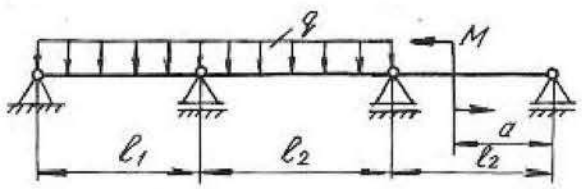
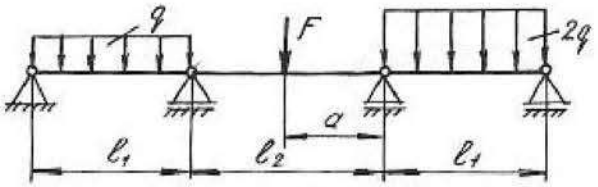
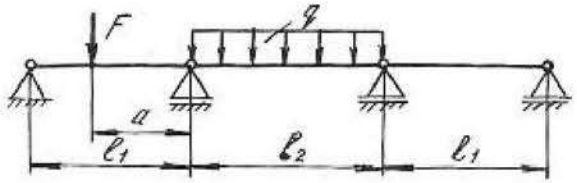
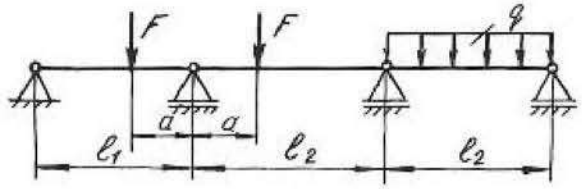
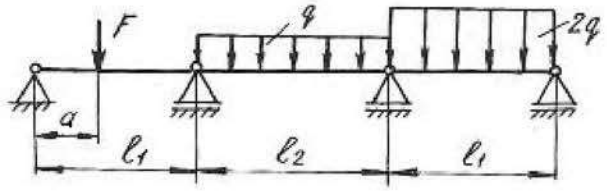
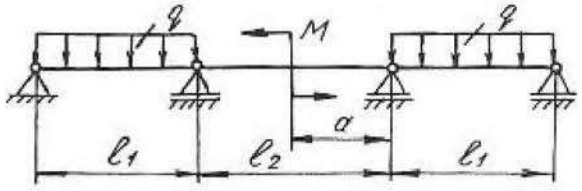
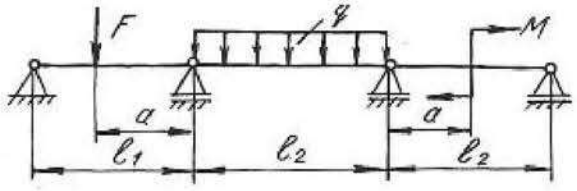
Продолжение табл. 5.2

Схема закрепления и нагружения балки	Номер вари-анта	M, кН·м	F, кН	q, кН/м	l_1, м	l_2, м	a, м
	28	15	10	15	3	5	0
	29	20	15	15	4	6	0,5
	30	25	20	15	5	6	0,4
	31	30	12	20	2	3	0,4
	32	35	14	15	3	4	0,5
	33	40	16	20	2,5	5	0,6
	34	10	20	10	3	5,5	0,4
	35	15	15	15	2,5	4	0,5
	36	20	10	20	5	6	0,6
	37	20	12	15	4	6	0,4
	38	15	14	20	3,5	4	0,6
	39	10	16	25	4	5	0,5
	40	10	10	30	2,5	4	0,4
	41	15	20	20	3	5	0,5
	42	20	30	10	4	6	0,6
	43	10	15	10	3	5	0,4
	44	20	25	12	4	5	0,5
	45	30	35	14	5	6	0,6
	46	40	10	10	2	5	0,5
	47	20	25	16	3	4	0,6
	48	10	30	10	4	6	0,4

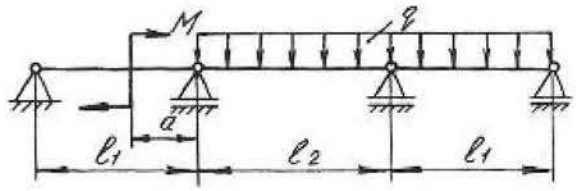
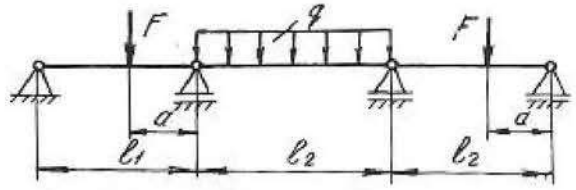
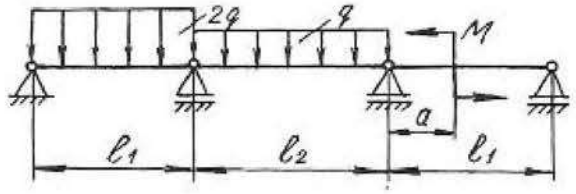
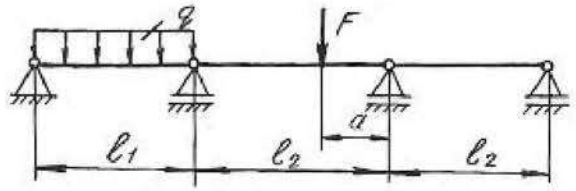
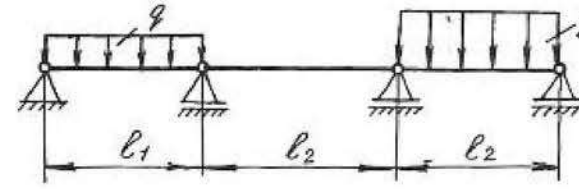
Продолжение табл. 5.2

Схема закрепления и нагружения балки	Номер вари-анта	M, кН·м	F, кН	q, кН/м	l_1, м	l_2, м	a, м
	49	30	25	12	5	6	0,5
	50	15	15	15	6	5	0,4
	51	10	20	20	2	4	0,6
	52	10	20	10	4	5	0,5
	53	20	15	12	5	6	0,5
	54	30	40	14	4	6	0,5
	55	25	20	16	3	4	0,4
	56	35	30	10	5	6	0,5
	57	40	15	12	4	5	0,6
	58	10	20	14	5	6	0,6
	59	15	30	16	2	4	0,5
	60	20	40	10	4	5	0,4
	61	25	10	12	3	5	0,3
	62	35	15	14	5	6	0,6
	63	40	20	16	6	4	0,5
	64	10	–	10	3	4	0,5
	65	20	–	15	4	5	0,6
	66	30	–	12	5	6	0,4
	67	–	12	40	2	3	0,6
	68	–	14	30	3	4	0,5
	69	–	16	25	4	5	0,4

Продолжение табл. 5.2

Схема закрепления и нагружения балки	Номер вари-анта	M, кН·м	F, кН	q, кН/м	l_1, м	l_2, м	a, м
	70	30	–	20	4	5	0,4
	71	20	–	15	3	4	0,6
	72	40	–	30	2	3	0,8
	73	–	20	20	3	3	0,5
	74	–	15	15	4	5	0,5
	75	–	16	30	5	6	0,5
	76	–	40	20	4	5	0,4
	77	–	30	10	3	5	0,5
	78	–	20	12	2	3	0,6
	79	–	10	20	2	3	0,6
	80	–	12	15	4	5	0,8
	81	–	15	10	6	6	0,5
	82	–	20	12	3	4	0,5
	83	–	10	15	4	5	0,6
	84	–	15	20	5	6	0,8
	85	20	–	12	3	5	0,5
	86	30	–	15	4	6	0,6
	87	40	–	20	5	6	0,8
	88	10	20	12	3	4	0,4
	89	15	30	14	4	6	0,6
	90	20	40	16	5	5	0,5

Окончание табл. 5.2

Схема закрепления и нагружения балки	Номер вари-анта	M, кН·м	F, кН	q, кН/м	l_1, м	l_2, м	a, м
	91	12	–	20	5	6	0,5
	92	15	–	30	4	5	0,5
	93	20	–	40	6	4	0,4
	94	–	20	12	5	6	0,5
	95	–	30	15	4	5	0,6
	96	–	40	16	6	4	0,4
	97	20	–	20	3	4	0,5
	98	30	–	30	4	5	0,5
	99	40	–	40	5	6	0,6
	100	–	12	10	6	4	0,4
	101	–	15	15	3	3	0,5
	102	–	20	20	4	5	0,6
	103	–	–	20	5	5	0,8
	104	–	–	30	6	6	0,6
	105	–	–	40	4	8	0,5

5.3. Статически неопределимые рамы

Плоской рамой называется геометрически неизменяемая система, состоящая из стержней, лежащих в одной плоскости и жестко соединенных между собой. Горизонтальные стержни рам называются *ригелями*, вертикальные – *стойками.*

Статически неопределимой рамой называется такая геометрически неизменяемая система, у которой реакции или все внутренние суммарные силовые факторы, возникающие в сечениях ее элементов при действии произвольной нагрузки, не могут быть определены из уравнений статики.

Расчет статически неопределимой рамы сводится к построению эпюр изгибающих моментов M_x, поперечных сил Q_x и нормальных сил N_x, на основании которых подбираются сечения, или проверяются напряжения в опасных сечениях различных элементов, или определяется несущая способность системы.

В пособии рассмотрено только построение эпюр M_x, Q_x, N_x, а также подбор поперечного сечения, так как это наиболее трудоемкая часть расчета.

Степень статической неопределимости плоской рамы определяется следующим образом:

1. Замкнутый контур (рама, оба конца которой жестко защемлены) имеет степень статической неопределимости, равную трем.

2. Наличие шарнира в раме понижает степень статической неопределимости на единицу.

3. Наличие подвижной опоры также понижает степень статической неопределимости на единицу.

Определение усилий в статически неопределимой раме связано с необходимостью составления дополнительных уравнений – уравнений совместности деформаций. Число этих уравнений должно быть равно степени статической неопределимости рамы.

Прежде, чем составлять уравнение деформаций, следует превратить заданную статически неопределимую раму в статически определимую, геометрически неизменяемую, устранив из нее «лишние» связи. Такая система называется *основной* системой.

Если к основной системе, кроме заданной нагрузки, приложить реакции устраненных связей, то деформации этой системы и возникающие в ней внутренние усилия, будут такими же, как и в заданной системе. То есть, обе системы будут эквивалентными.

В заданной системе в направлениях имеющихся связей перемещений быть не может. Поэтому, в основной системе перемещения в направлении отброшенных связей должны быть равны нулю.

Способ расчета статически неопределимых систем, при котором за «лишние» неизвестные принимаются силы и моменты, называется *методом сил.*

Данный метод рассмотрен при расчете статически неопределимых неразрезных балок в начале этой главы. Определение коэффициентов уравнений и грузовых членов и их проверки рассмотрены также при расчете балок.

Построение эпюр изгибающих моментов, поперечных и продольных сил.

При расчете рам на прочность в каждом поперечном сечении необходимо определять три силовых фактора: продольную силу N_x, поперечную силу Q_x, изгибающий момент M_x.

Продольная сила N_x равна алгебраической сумме проекций всех сил, действующих по одну сторону от сечения на продольную ось бруса. Если сила вызывает растяжение, она положительна, сжатие – отрицательна.

При построении эпюр продольных сил их значения откладываются симметрично от оси бруса в обе стороны с указанием знака.

Поперечная сила Q_x равна алгебраической сумме проекций на нормаль к оси бруса всех сил, действующих по одну сторону от сечения.

Если поперечная сила относительно сечения вращает часть бруса по часовой стрелке, то она положительна. Противоположное направление следует считать отрицательным. Условимся положительные ординаты откладывать снаружи контура, отрицательные – внутри.

При построении эпюр поперечных сил их значения откладываются по одну сторону от оси бруса с указанием знака.

Изгибающий момент M_x равен сумме моментов всех сил, взятых по одну сторону от сечения, относительно оси, проходящей через центр сечения перпендикулярно плоскости рамы. Условно принято построение эпюр изгибающих моментов со стороны растянутых волокон.

Общий порядок расчета статически неопределимых рам по методу сил сводится к следующему.

1. Определяют степень статической неопределимости рамы.
2. Удаляют «лишние» связи. Полученную таким образом основную систему загружают заданными силами и реакциями отброшенных связей.
3. В местах действия «лишних» неизвестных и по направлению их действия прикладывают единичные силы и строят эпюры изгибающих моментов от единичных сил, а также суммарную единичную эпюру.
4. Строят эпюры изгибающих моментов от действующих на основную систему внешних нагрузок.
5. Вычисляют главные, побочные коэффициенты и свободные члены канонических уравнений и проверяют правильность их определения.
6. Составляют и решают канонические уравнения, определяя «лишние» неизвестные.
7. Определяют остальные реакции с помощью уравнений статики.

8. Вычисляют значения изгибающих моментов, поперечных и нормальных сил и строят эпюры.

9. Подбирают поперечное сечение заданного профиля.

Пример 5.2.

Для заданной схемы статически неопределимой рамы (рис. 5.4, *а*), при заданных значениях длин и нагрузок, построить эпюры изгибающих моментов, нормальных и поперечных сил. Жесткости стоек и ригеля одинаковы.

Решение.

Заданная система освобождается от наложенных на нее связей. Действия связей заменяются реакциями. Установим степень статической неопределимости рамы: 3(замкнутый контур) − 2(наличие двух шарниров) = 1, т. е. рама однажды статически неопределима.

За «лишнюю» неизвестную X_1 принимаем реакцию H_b. Нагружаем основную систему (рис. 5.4, *б*) заданными внешними силами и реакцией отброшенной связи. Выбирая основную систему, необходимо помнить, что она должна быть статически определимой и геометрически неизменяемой.

В месте действия «лишней» неизвестной и по направлению ее действия прикладываем единичную силу $X_1 = 1$ и строим единичную эпюру.

Рассмотрим подробно построение этой эпюры. Покажем реакции опор (рис. 5.5), их три. Определим эти реакции по уравнениям статики:

$$\sum X = 0; \qquad H'_a - X_1 = 0; \qquad H'_a = 1;$$

$$\sum M_A = 0; \quad -X_1 \cdot 3 + R'_b \cdot 4 = 0; \qquad R'_b = \frac{3}{4} = 0{,}75;$$

$$\sum M_B = 0; \quad -H'_a \cdot 3 + R'_a \cdot 4 = 0; \qquad R'_a = \frac{3}{4} = 0{,}75.$$

Проверка правильности вычисления реакций:

$$\sum Y = 0; \qquad -R'_a + R'_b = 0; \qquad 0 = 0.$$

Получили тождество, следовательно, реакции определены правильно.

Разбиваем раму на участки, граница участка там, где приложены сосредоточенные силы и для рамы граница участка, где жестко соединяется стойка с ригелем. Участков три, находим значения изгибающих моментов на границах участков. На всех участках эпюра изгибающих моментов очерчена наклонной прямой, эпюра изгибающих моментов показана на рис. 5.4, *в*.

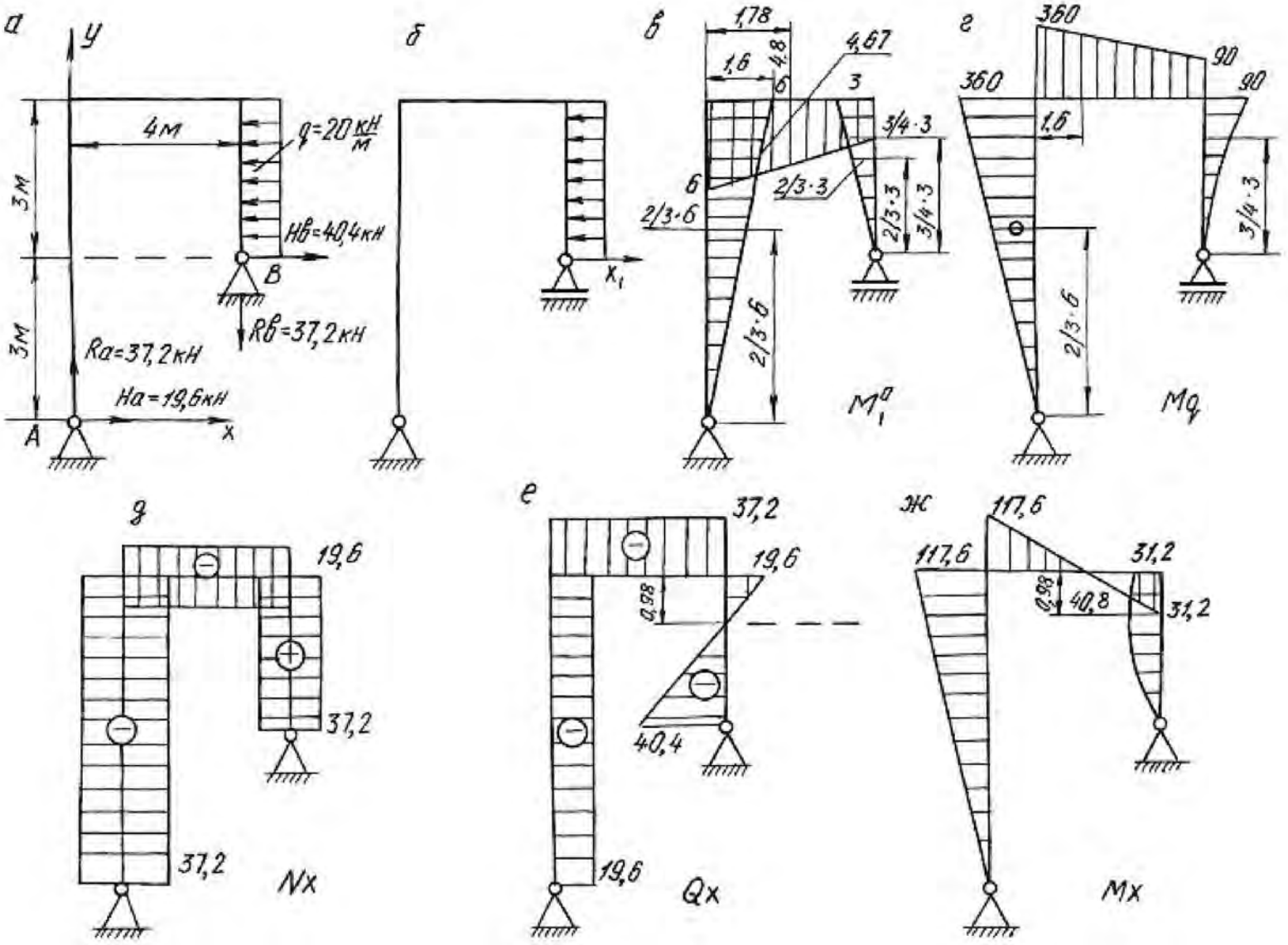

а
y
4м
q=20 кН/м
3м
HB=40,4кН
B
3м
RB=37,2кН
Ra=37,2кН
Ha=19,6кН
A
x
б
x1
в
1,78
1,6
4,8
4,67
3
3/4·3
6
2/3·3
2/3·6
2/3·3
3/4·3
2/3·6
M1q
г
360
90
90
360
1,6
3/4·3
2/3·6
Mq
д
19,6
37,2
37,2
Nx
е
37,2
19,6
0,98
40,4
19,6
Qx
ж
117,6
117,6
31,2
0,98
40,8
31,2
Mx

Рис. 5.4.

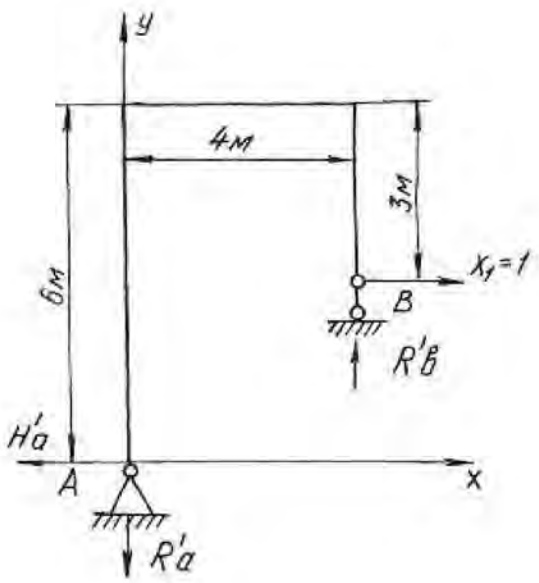


Рис. 5.5.

Строим эпюру изгибающих моментов от действия на основную систему внешней равномерно распределенной нагрузки интенсивностью q (рис. 5.4, *г*). По приведенной выше методике определяем реакции опор, разбиваем раму на участки, определяем значения изгибающих моментов на границах участков и по контрольным правилам строим эпюру изгибающих моментов.

По числу «лишних» неизвестных записываем канонические уравнения метода сил

$$\delta_{11}X_1 + \Delta_{1p} = 0.$$

Перемещение δ_{11} определяется перемножением единичной эпюры самой на себя

$$\delta_{11} = \sum \frac{\omega_1^0 M_{c1}^0}{EJ},$$

где ω_1^0 – площадь единичной эпюры; M_{c1}^0 – ордината единичной эпюры под ее центром тяжести.

$$\delta_{11} = \sum \frac{\omega_1^0 M_{c1}^0}{EJ} = \frac{1}{EJ}\left\{\left(\frac{1}{2}6\cdot 6\right)\left[\frac{2}{3}\cdot 6\right] + \left(\frac{1}{2}3\cdot 3\right)\left[\frac{2}{3}\cdot 3\right] + \left(\frac{(3+6)}{2}4\right)[4{,}67]\right\} = \frac{165{,}06}{EJ}.$$

На участке по ригелю площадь эпюры изгибающих моментов представлена трапецией. Посмотрим подробнее как определить центр тяжести площади, площадь и ординату под ее центром тяжести (рис. 5.6).

$$C=\frac{4(2\cdot 3+6)}{3(3+6)}=1{,}78\text{ м};\quad \omega_0=\frac{1}{2}(3+6)\cdot 4=18\text{ кН}\cdot\text{м}^2,$$

где ω_0 –площадь трапеции.

$$M_c^0=(3+1{,}67)=4{,}67\text{ кН}\cdot\text{м},$$

где M_c^0 – ордината под центром тяжести трапеции.

Отрезок $1{,}67$ определяем из подобия треугольников $3:4=x:2{,}22$.

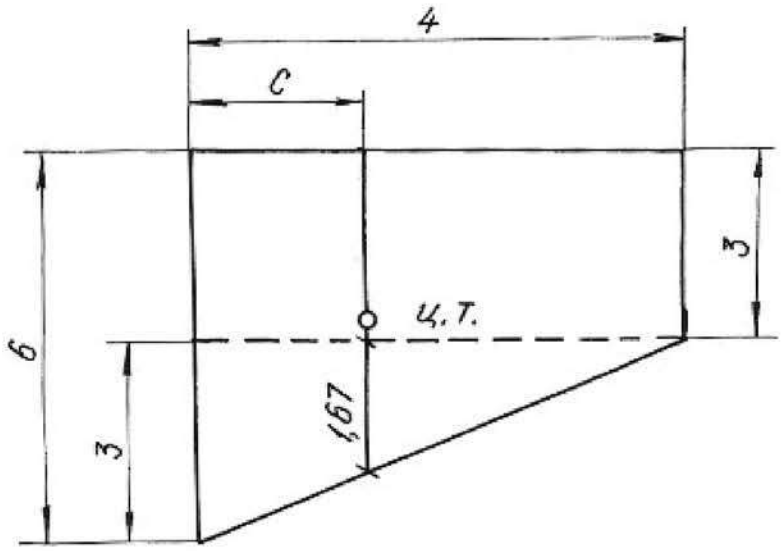


Рис. 5.6.

Перемещение Δ_{1p} получаем перемножением грузовой эпюры M_q на единичную M_1^0

$$\Delta_{1p}=\sum\frac{\omega_p M_{c1}^0}{EJ},$$

где ω_p – площадь грузовой эпюры; M_{c1}^0 – ордината с первой единичной эпюры под центром тяжести грузовой.

$$\Delta_{1p}=\frac{1}{EJ}\left\{-\left(\frac{1}{2}360\cdot 6\right)\left[\frac{2}{3}6\right]-\left(\left(\frac{90+360}{2}\right)\cdot 4\right)[4{,}8]-\left(\frac{1}{3}90\cdot 3\right)\left[\frac{3}{4}3\right]\right\}=-\frac{6682{,}5}{EJ}.$$

Полученные значения δ_{11} и Δ_{1p} подставляем в уравнения, определяем X_1:

$$\frac{165{,}06 \cdot X_1}{EJ} - \frac{6682{,}5}{EJ} = 0, \quad X_1 = 40{,}4\,\text{кН}.$$

Зная реакцию $H_b = X_1$, по уравнениям статики определяем R_a, H_a, R_b:

$$\sum X = 0, \quad H_b + H_a - q \cdot 3 = 0, \quad H_a = 19{,}6 \text{ кН};$$

$$\sum M_a = 0, \quad H_b \cdot 3 + R_b \cdot 4 - q \cdot 3 \cdot 4{,}5 = 0, \quad R_b = 37{,}2 \text{ кН};$$

$$\sum M_b = 0, \quad H_a \cdot 6 - R_a \cdot 4 + q \cdot 3 \cdot 1{,}5 = 0, \quad R_a = 37{,}2 \text{ кН}.$$

Проверка правильности вычисления реакций:

$$\sum Y = 0, \quad R_a + R_b = 0.$$

Строим эпюры M_x, Q_x, N_x известным способом. Эпюры приведены на рисунке 5.4, *д*, *е*, *ж*.

Пример 5.3.

Для заданной схемы статически неопределимой рамы (рис. 5.7, *а*), при заданных значениях длин и нагрузок, построить эпюры изгибающих моментов, нормальных и поперечных сил. Подобрать поперечное сечение двутаврового профиля (см. табл. П. 1) при $\sigma_{adm} = 160$ МПа. Жесткости стойки и ригеля одинаковы.

Решение.

Заданная система освобождается от наложенных на нее связей. Действия связей заменяются реакциями. Установим степень статической неопределимости рамы: 3(замкнутый контур) – 1(наличие одного шарнира) = 2, т. е. рама дважды статически неопределима.

За «лишние» неизвестные принимаем $H_b = X_1$, $R_b = X_2$, тем самым выбираем основную систему. Нагружаем основную систему внешними силами (q, M) и реакциями отброшенных связей (X_1, X_2). Отбрасывая «лишние» связи, следует помнить, что основная система должна быть статически определимой и геометрически неизменяемой.

В местах действия «лишних» неизвестных и по направлению их действия прикладываем единичные силы $X_1 = 1$ и $X_2 = 1$ и строим эпюры изгибающих моментов от этих сил.

Строим эпюры изгибающих моментов от действия на основную систему внешних сил q и M.

Методика построения эпюр изгибающих моментов от единичных сил и внешних нагрузок, приложенных к основной системе, подробно рассмотрена при решении примера 5.1 и здесь не приводится.

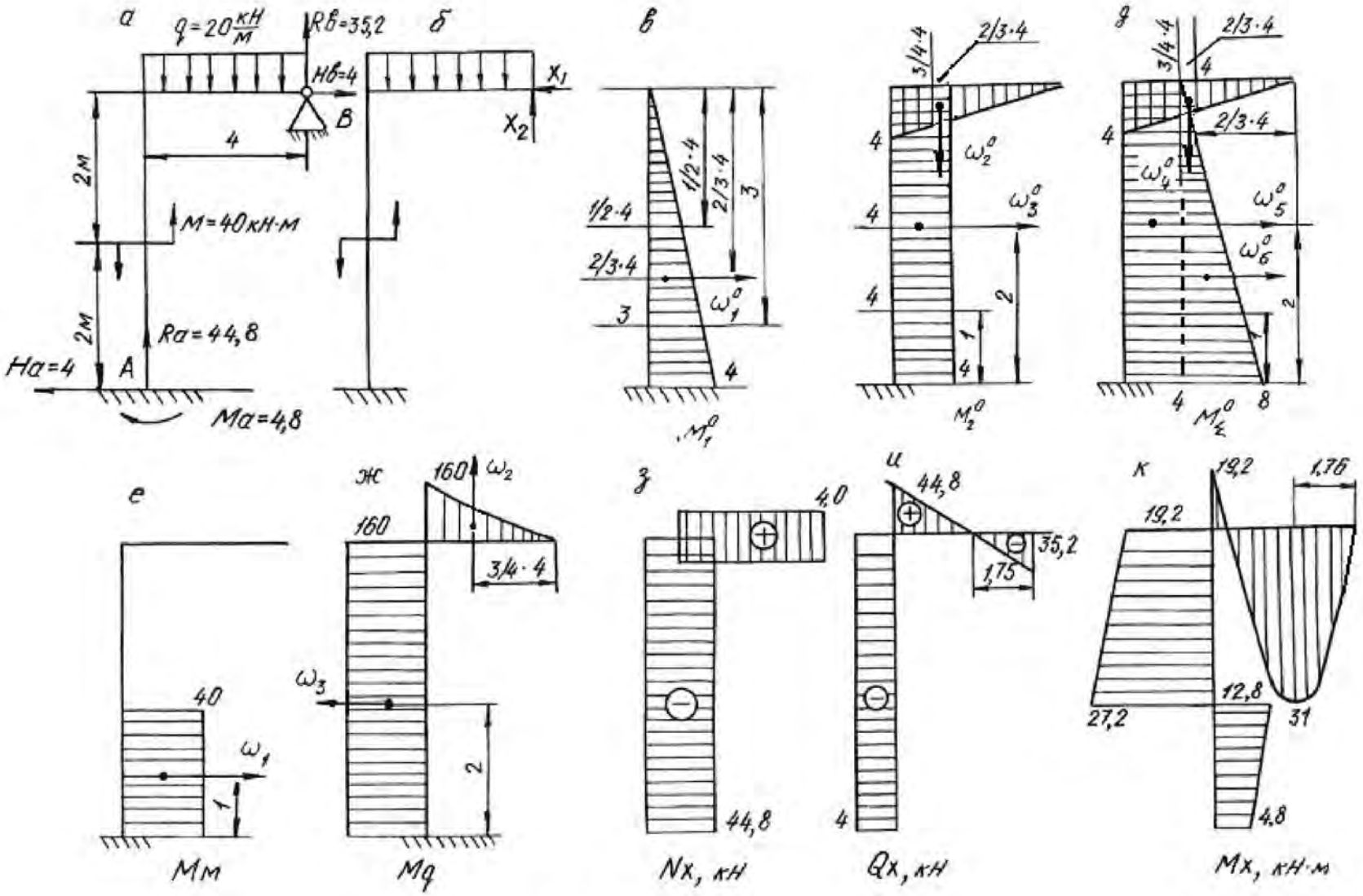

а
q=20 кН/м
RB=35,2
б
в
г
д
HB=4
B
X1
X2
4
2м
M=40 кН·м
2м
Ra=44,8
Ha=4
A
Ma=4,8
1/2·4
2/3·4
3
ω1°
4
M1°
3/4·4
2/3·4
ω2°
ω3°
2
1
M2°
ω4°
ω5°
ω6°
8
M4°
е
ж
з
и
к
40
ω1
1
160
ω2
3/4·4
ω3
2
Mм
Mq
4,0
44,8
Nx, кН
44,8
35,2
1,75
Qx, кН
19,2
1,76
12,8
27,2
31
4,8
Mx, кН·м

Рис. 5.7.

Составляем канонические уравнения метода сил:

$$\delta_{11}X_1 + \delta_{12}X_2 + \Delta_{1p} = 0;$$
$$\delta_{21}X_1 + \delta_{22}X_2 + \Delta_{2p} = 0.$$

Вычисляем коэффициенты и свободные члены канонических уравнений:

$$\delta_{11} = \sum \frac{\omega_1^0 M_{c1}^0}{EJ} = \frac{1}{EJ}\left\{\left(\frac{1}{2}4\cdot 4\right)\left[\frac{2}{3}4\right]\right\} = \frac{21{,}3}{EJ},$$

$$\delta_{22} = \sum \frac{\omega_2^0 M_{c2}^0}{EJ} = \frac{1}{EJ}\left\{\left(\frac{1}{2}4\cdot 4\right)\cdot\left[\frac{2}{3}4\right] + (4\cdot 4)[4]\right\} = \frac{85{,}3}{EJ},$$

$$\delta_{21} = \delta_{12} = \sum \frac{\omega_2^0 M_{c1}^0}{EJ} = \frac{1}{EJ}\{(4\cdot 4)[2]\} = \frac{32}{EJ},$$

$$\Delta_{1p} = \sum \frac{\omega_p M_{c1}^0}{EJ} = \frac{1}{EJ}\{(40\cdot 2)[3] - (160\cdot 4)[2]\} = -\frac{1040}{EJ},$$

$$\Delta_{2p} = \sum \frac{\omega_p \cdot M_{c2}^0}{EJ} = \frac{1}{EJ}\left\{(40\cdot 2)[4] - (160\cdot 4)[4] - \left(\frac{1}{3}160\cdot 4\right)\left[\frac{3}{4}4\right]\right\} = -\frac{2880}{EJ}.$$

Проверяем правильность вычисления коэффициентов и свободных членов канонических уравнений. Для этого строим суммарную единичную эпюру M_Σ^0.

Для проверки правильности вычисления коэффициентов канонических уравнений применяем универсальную проверку:

$$\delta_{11} + \delta_{12} + \delta_{22} + \delta_{21} = \sum \frac{\omega_\Sigma^0 M_{C\Sigma}^0}{EJ};$$

$$\delta_{11} + \delta_{12} + \delta_{22} + \delta_{21} = \frac{1}{EJ}\left\{\left(\frac{1}{2}(4+8)\cdot 4\right)[6{,}22] + \left(\frac{1}{2}4\cdot 4\right)\left[\frac{2}{3}4\right]\right\} = \frac{170{,}6}{EJ}.$$

Поверяем правильность вычисления грузовых членов

$$\Delta_{1p} + \Delta_{2p} = \sum \frac{\omega_p M_{c\Sigma}^0}{EJ} = \frac{1}{EJ}\left\{(40\cdot 2)[7] - (160\cdot 4)[6] - \left(\frac{1}{3}160\cdot 4\right)\left[\frac{3}{4}4\right]\right\} =$$
$$= -\frac{3920}{EJ}.$$

В обоих случаях получили тождества, значит коэффициенты и свободные члены канонических уравнений определены правильно.

Подставляем вычисленные значения коэффициентов в канонические уравнения, определяем неизвестные X_1 и X_2:

$$\left.\begin{aligned} 21{,}3\cdot X_1 + 32\cdot X_2 - 1040 = 0 \\ 32\cdot X_1 + 85{,}3\cdot X_2 - 2880 = 0 \end{aligned}\right\}$$

$X_1 = -4$ кН; $X_2 = 35{,}2$ кН.

Сила X_1 получилась со знаком «минус», это говорит о том, что направление реакции будет противоположно единичной силе.

Зная реакции H_b и R_b, по уравнениям статики определяем остальные реакции

$$\begin{aligned} &\textstyle\sum X = 0, \quad H_b - H_a = 0, && H_a = 4 \text{ кН}; \\ &\textstyle\sum M_a = 0, \quad M - M_a - q\cdot 4\cdot 2 + R_b\cdot 4 - H_b\cdot 4 = 0, && M_a = 4{,}8 \text{ кН·м}; \\ &\textstyle\sum M_в = 0, \quad M - M_a - H_a\cdot 4 - R_a\cdot 4 + q\cdot 4\cdot 2 = 0, && R_a = 44{,}8 \text{ кН·м}. \end{aligned}$$

Проверка:

$$\sum Y = 0, \quad R_a + R_b - q\cdot 4 = 0, \quad 35{,}2 + 44{,}8 - 80 = 0.$$

Строим эпюры изгибающих моментов, поперечных и нормальных сил по контрольным правилам. Эпюры приведены на рис. 5.7.

Выявляем опасное сечение рамы, где одновременно M_x и N_x имеют большие значения. Это сечение левой стойки, где $N_x = -44{,}8$ кН, $M_x = 27{,}2$ кН·м.

Условие прочности

$$\sigma_{max} = \pm\frac{N_x}{A} \pm \frac{M_x}{W_z} \le \sigma_{adm}.$$

Выбираем сечение по моменту M_x

$$\frac{M_x}{W_z} \le \sigma_{adm} = 160 \text{ МПа}. \quad W_z \ge \frac{27{,}2\cdot 10^3}{160\cdot 10^6} = 1{,}7\cdot 10^{-4} \text{ м}^3 = 170 \text{ см}^3.$$

По сортаменту проката выбираем двутавр № 20, $W_z = W_x^{\text{табл.}} = 184$ см^3, $A_{\text{табл.}} = 26{,}8$ см^2.

Производим проверку с учетом силы N_x:

$$\sigma_{\max} = -\frac{44{,}8 \cdot 10^3}{26{,}8 \cdot 10^{-4}} - \frac{27{,}2 \cdot 10^3}{184 \cdot 10^{-6}} = -1{,}67 \cdot 10^7 - 0{,}148 \cdot 10^9 \text{ Па} = 164{,}7 \text{ МПа},$$

$\sigma_{\max} = 164{,}7$ МПа> $\sigma_{\text{adm}} = 160$ МПа.

Отклонение (перегруз) $\delta = \dfrac{164{,}7 - 160}{160} \cdot 100 = 2{,}93\,\% < 5\,\%$, что допустимо.

5.4. Задания для расчета плоских рам

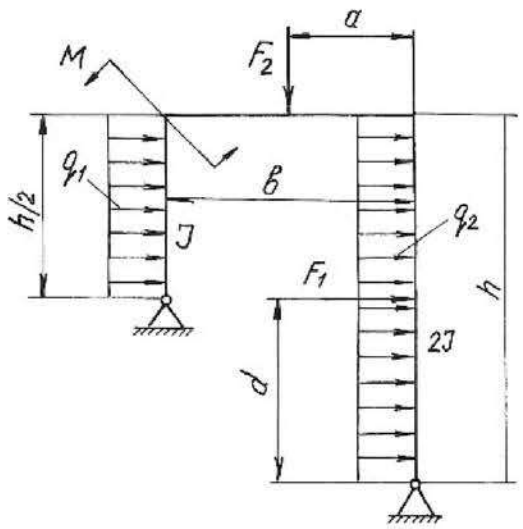
Для расчетной схемы статически неопределимой рамы при заданных значениях длин и нагрузок, определяемых в соответствии с указанным номером варианта, требуется:

1. Определить степень статической неопределимости рамы. Выбрать основную систему.
2. Составить канонические уравнения метода сил.
3. Вычислить коэффициенты при неизвестных и свободные члены канонических уравнений. Проверить правильность их вычисления.
4. Построить эпюры изгибающих моментов, поперечных и продольных сил.
5. Подобрать поперечное сечение элементов рамы в виде двутавра (см. табл. П. 1) при $\sigma_{\text{adm}} = 160$ МПа.

Данные для расчета взять из табл. 5.3.

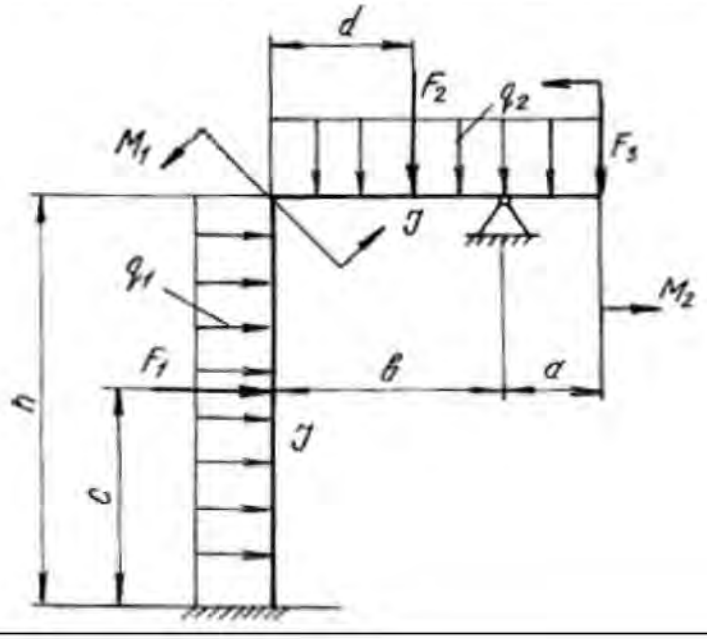
Таблица 5.3

Номер варианта	h, м	b, м	a, м	d, м	q_1, кН/м	q_2, кН/м	F_1, кН	F_2, кН	M, кН·м
1	10	5	–	–	20	–	–	–	80
2	9	5	–	–	–	15	–	–	10
3	9	6	–	–	–	–	–	–	60
4	9	4	–	5	15	–	40	–	–
5	10	4	2	–	–	20	–	30	–
6	8	5	3	–	–	–	–	60	–
7	8	6	–	–	–	–	–	–	10
8	8	5	–	5	–	–	40	–	–
9	9	6	3	–	–	–	–	50	80
10	9	6	5	–	–	–	40	–	–



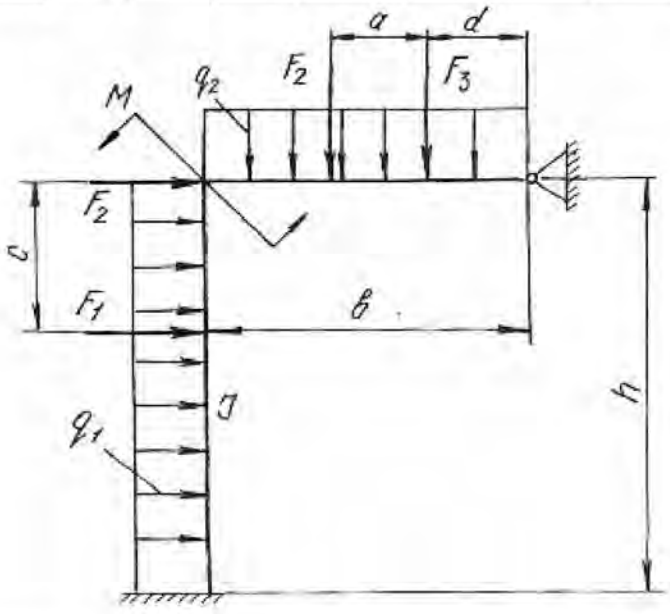
Продолжение табл. 5.3

Номер варианта	h, м	b, м	a, м	c, м	d, м	q_1, кН/м	q_2, кН/м	F_1, кН	F_2, кН	F_3, кН	M_1, кН·м	M_2, кН·м
11	10	5	0,5	6	–	20	–	40	–	–	–	–
12	11	6	0,4	6	–	–	20	40	–	–	–	–
13	11	5	0,3	4	–	–	–	30	–	–	–	10
14	9	4	0,6	–	–	–	25	–	–	–	–	12
15	9	5	0,4	–	4	30	–	–	60	–	–	–
16	8	4	0,3	–	3	–	–	–	30	20	–	–
17	8	4	0,3	–	–	–	–	–	–	30	10	–
18	6	3	0,2	–	–	25	–	–	–	–	15	80
19	7	4	0,6	–	3	–	–	–	30	20	12	–
20	10	6	0,6	–	–	–	30	–	–	–	10	–



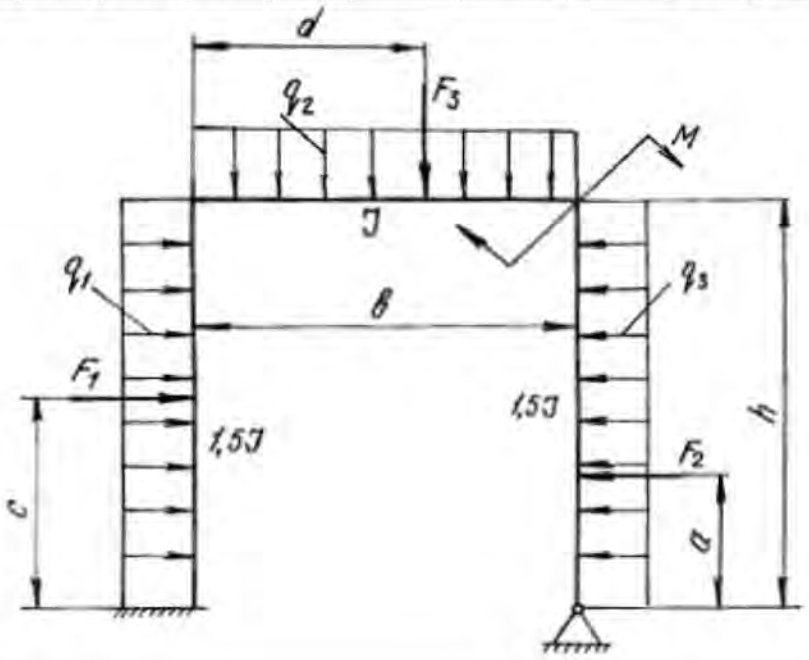
Продолжение табл. 5.3

Номер варианта	h, м	b, м	a, м	c, м	d, м	q_1, кН/м	q_2, кН/м	F_1, кН	F_2, кН	F_3, кН	M_1, кНм	M_2, кН·м
21	10	8	–	–	–	20	–	–	–	–	–	20
22	10	7	2	–	2	30	–	–	–	–	20	–
23	10	6	–	2	–	–	–	–	30	20	–	–
24	8	6	–	–	–	20	30	–	–	–	–	–
25	8	6	–	3	–	–	20	–	20	–	–	–
26	9	5	–	–	–	–	20	–	–	–	–	15
27	9	6	2	–	1	–	–	–	–	40	20	–
28	7	5	2	–	1	–	–	–	–	–	30	–
29	8	4	2	–	1	–	–	–	–	–	20	20
30	8	6	–	–	–	–	–	–	50	20	–	10



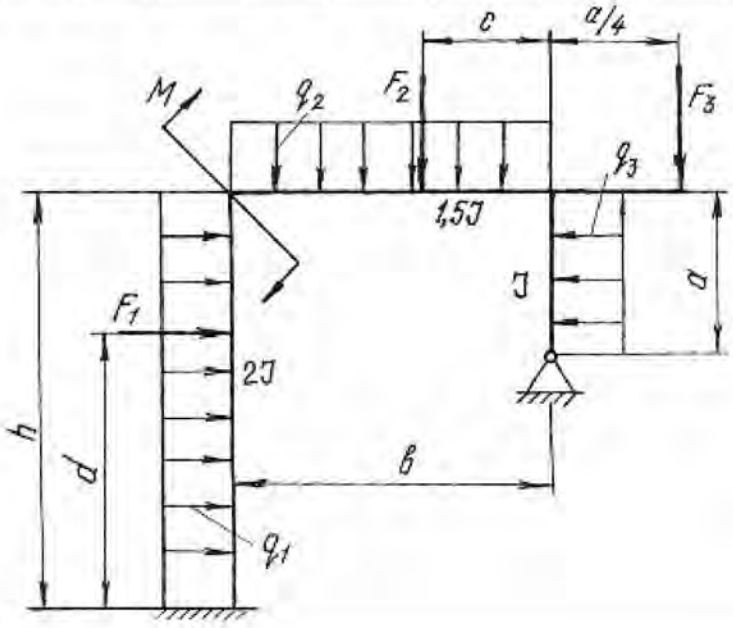
Продолжение табл. 5.3

Номер варианта	h, м	b, м	a, м	c, м	d, м	q_1, кН/м	q_2, кН/м	q_3, кН/м	F_1, кН	F_2, кН	F_3, кН	M, кН·м
31	10	4	0,5	–	–	12	–	–	–	–	–	10
32	9	5	0,4	–	–	–	20	–	–	–	–	15
33	8	4	0,3	–	–	–	–	20	–	30	–	–
34	8	6	0,3	–	4	20	–	–	–	–	40	–
35	8	4	0,4	–	–	–	20	–	–	30	–	–
36	6	5	0,3	5	–	–	–	20	60	–	–	–
37	10	5	0,4	–	4	–	–	–	–	40	50	–
38	8	4	0,3	–	–	–	–	–	–	30	–	12
39	12	6	0,5	–	4	–	–	–	–	–	40	15
40	12	6	0,6	3	–	–	–	25	10	–	–	–



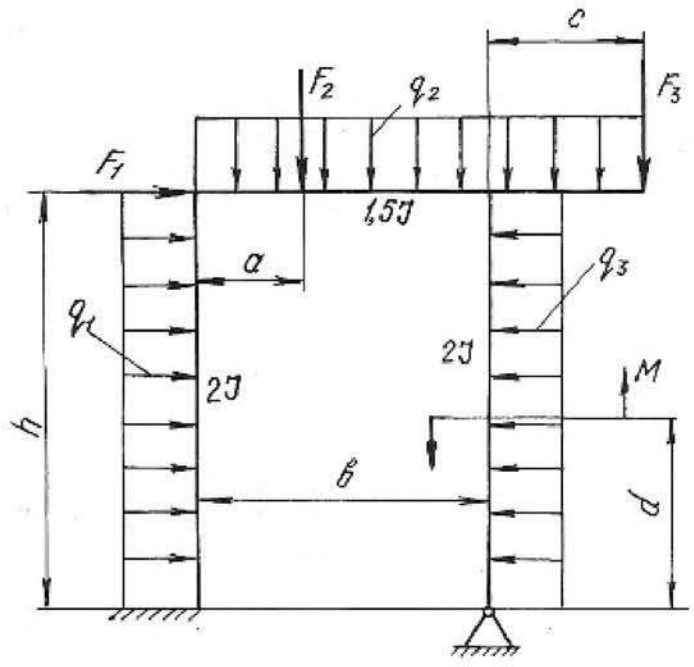
Продолжение табл. 5.3

Номер варианта	h, м	b, м	a, м	c, м	d, м	q_1, кН/м	q_2, кН/м	q_3, кН/м	F_1, кН	F_2, кН	F_3, кН	M, кН·м
41	10	5	4	–	–	20	–	–	–	–	–	50
42	9	6	4	–	–	–	15	–	–	–	–	10
43	8	6	5	–	–	–	–	20	–	–	30	–
44	8	5	6	–	2	15	–	–	30	–	–	–
45	8	4	5	2	–	–	20	–	–	40	–	–
46	9	6	3	–	5	–	–	15	40	–	–	–
47	9	8	4	2	–	–	–	–	–	10	–	60
48	9	6	6	–	–	–	–	–	–	–	40	10
49	10	8	5	3	–	–	–	–	–	20	40	–
50	10	6	4	1	4	–	–	–	10	25	–	–



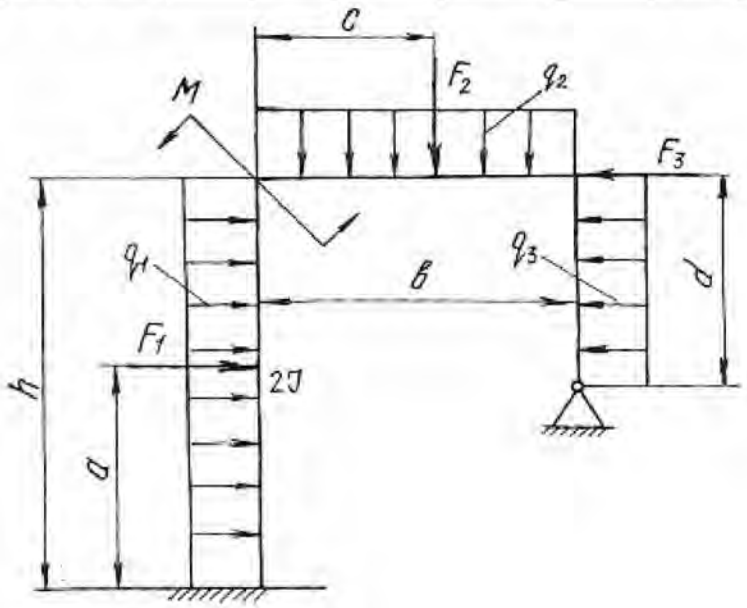
Продолжение табл. 5.3

Номер варианта	h, м	b, м	a, м	c, м	d, м	q_1, кН/м	q_2, кН/м	q_3, кН/м	F_1, кН	F_2, кН	F_3, кН	M, кН·м
51	8	4	0,6	0,5	5	20	–	–	–	–	–	50
52	10	5	0,5	0,6	–	–	20	–	20	30	–	–
53	8	4	0,4	0,4	–	–	–	25	–	20	–	–
54	6	4	0,3	0,4	4	–	–	–	–	–	30	14
55	12	6	0,6	0,5	–	–	–	–	40	20	–	–
56	10	4	0,4	0,3	2	15	–	–	–	–	–	10
57	8	5	0,3	0,3	2	–	15	–	–	–	–	12
58	8	5	0,4	0,4	–	–	–	20	30	–	–	–
59	9	5	0,5	0,6	–	–	–	–	–	30	40	–
60	9	4	0,6	0,5	–	–	30	–	–	20	–	–



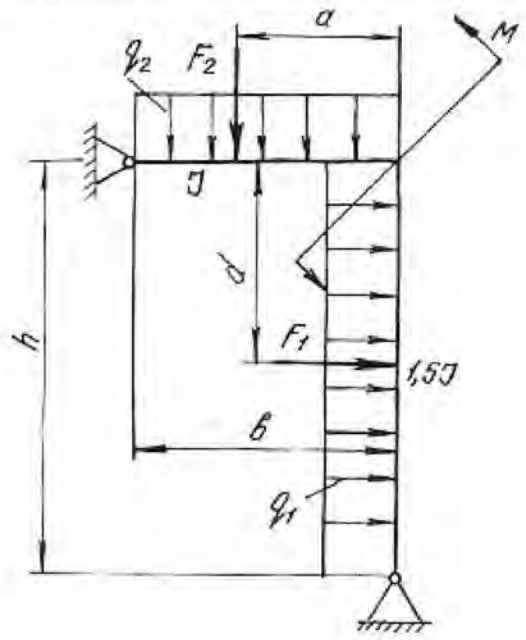
Продолжение табл. 5.3

Номер варианта	h, м	b, м	a, м	c, м	d, м	q_1, кН/м	q_2, кН/м	q_3, кН/м	F_1, кН	F_2, кН	F_3, кН	M, кН·м
61	8	4	4	–	4	20	–	–	50	–	–	–
62	10	5	–	2,5	5	–	20	–	–	30	–	–
63	6	3	–	–	3	–	–	20	–	–	30	–
64	12	6	5	–	6	–	–	20	50	–	–	–
65	10	4	–	–	5	–	20	–	–	–	–	80
66	8	4	–	–	5	15	–	–	–	–	20	–
67	8	5	–	2	5	20	–	–	–	40	–	–
68	8	4	–	–	4	–	–	–	–	–	80	40
69	9	4	–	3	5	–	–	–	–	60	–	40
70	10	5	8	–	5	–	15	–	60	–	–	–



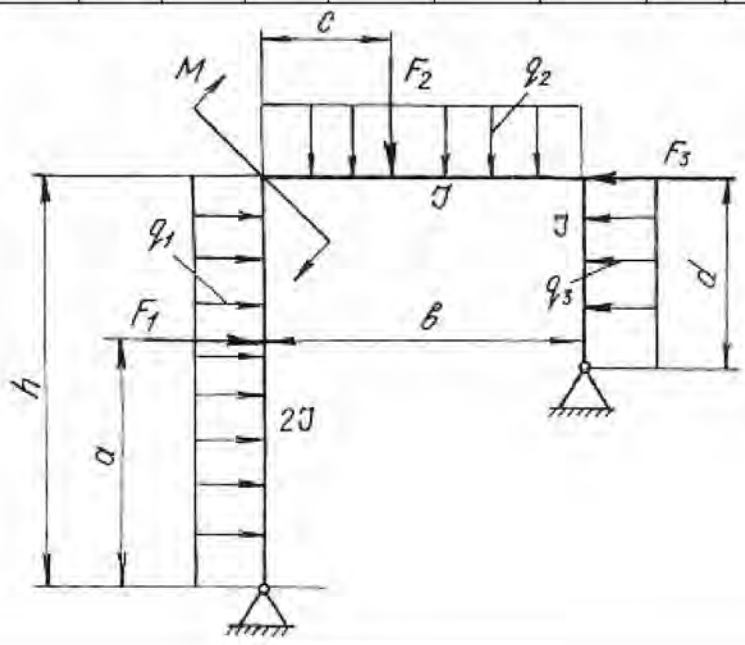
Продолжение табл. 5.3

Номер варианта	h, м	b, м	a, м	d, м	q_1, кН/м	q_2, кН/м	F_1, кН	F_2, кН	M, кН·м
71	10	5	2,5	–	20	–	–	80	–
72	10	6	–	–	–	15	–	–	–
73	10	4	2	–	–	–	–	–	–
74	10	5	–	–	15	–	–	80	–
75	9	5	–	–	–	20	–	–	–
76	9	6	–	–	–	–	–	–	60
77	9	4	2	–	–	–	–	10	–
78	8	6	3	–	–	–	–	80	10
79	8	6	3	4	–	–	40	60	–
80	8	5	–	4	–	–	30	–	–



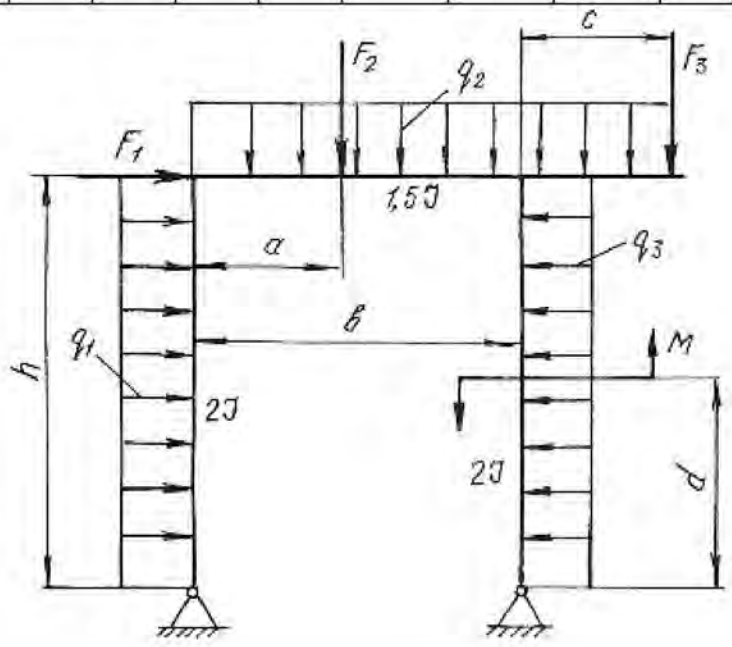
Продолжение табл. 5.3

Номер варианта	h, м	b, м	a, м	c, м	d, м	q_1, кН/м	q_2, кН/м	q_3, кН/м	F_1, кН	F_2, кН	F_3, кН	M, кН·м
81	8	4	4	–	4	20	–	–	50	–	–	–
82	10	5	–	2,5	5	–	20	–	–	30	–	–
83	8	4	–	–	3	–	–	20	–	–	30	–
84	6	4	5	–	6	–	–	20	50	–	–	–
85	12	6	–	–	5	–	20	–	–	–	–	80
86	10	4	–	–	5	15	–	–	–	–	20	–
87	8	5	–	2	5	20	–	–	–	40	–	–
88	8	5	–	–	4	–	–	–	–	–	80	40
89	9	5	–	3	5	–	–	–	–	60	–	40
90	9	4	8	–	5	–	15	–	60	–	–	–



Окончание табл. 5.3

Номер варианта	h, м	b, м	a, м	c, м	d, м	q_1, кН/м	q_2, кН/м	q_3, кН/м	F_1, кН	F_2, кН	F_3, кН	M, кН·м
91	8	4	0,6	0,5	5	20	–	–	–	–	–	50
92	10	5	0,5	0,6	–	–	20	–	20	30	–	–
93	8	4	0,4	0,4	–	–	–	25	–	20	–	–
94	6	4	0,3	0,4	4	–	–	–	–	–	30	14
95	12	6	0,6	0,5	–	–	–	–	40	20	–	–
96	10	4	0,4	0,3	2	15	–	–	–	–	–	10
97	8	5	0,3	0,3	2	–	15	–	–	–	–	12
98	8	5	0,4	0,4	–	–	–	20	30	–	–	–
99	9	5	0,5	0,6	–	–	–	–	–	30	40	–
100	9	4	0,6	0,5	–	–	30	–	–	20	–	–



Глава 6
ВИДЫ СЛОЖНОГО СОПРОТИВЛЕНИЯ

Сочетание простейших видов деформаций называется сложным сопротивлением. При расчете элементов конструкций, испытывающих сложные сопротивления, используют принцип независимости действия сил, т. е. определяют деформации и напряжения для каждого простейшего вида сопротивления, а затем результаты суммируют алгебраически, геометрически или согласно одной из теорий прочности. При этом задача сводится к определению опасного сечения по длине бруса и опасной точки в этом сечении.

В данной главе приведены методики решения задач на косой изгиб, внецентренное растяжение или сжатие, совместное действие изгиба с кручением.

6.1. Косой изгиб

Косой изгиб – вид сложного сопротивления, который возникает при действии внешних нагрузок, перпендикулярных продольной оси бруса, но расположенных вне главных плоскостей инерции. Поэтому косой изгиб можно рассматривать как сочетание двух плоских изгибов во взаимно перпендикулярных плоскостях, разложив все силы по направлению главных центральных осей инерции поперечных сечений.

При косом изгибе балки нормальные напряжения в произвольной точке поперечного сечения с координатами y и z определяются по формуле:

$$\sigma = \frac{M^{в}}{J_z} y + \frac{M^{г}}{J_y} z, \qquad (6.1)$$

где J_z и J_y – главные центральные моменты инерции поперечного сечения балки относительно осей z и y; $M^{в}$ и $M^{г}$ – изгибающие моменты в поперечном сечении в вертикальной и горизонтальной плоскостях.

Положение нейтральной оси поперечного сечения определяется по формуле:

$$\operatorname{tg}\alpha = \frac{M^{г}}{M^{в}} \cdot \frac{J_z}{J_y}, \qquad (6.2)$$

где α - угол наклона нейтральной оси к горизонтальной главной центральной оси инерции.

Максимальные и минимальные нормальные напряжения возникают в точках, наиболее удаленных от обеих главных центральных осей инерции и для симметричных сечений определяются по формуле:

$$\sigma_{max} = \pm\frac{M^{г}}{W_y} \pm \frac{M^{в}}{W_z}, \qquad (6.3)$$

где W_z и W_y – моменты сопротивления поперечного сечения изгибу относительно осей z и y.

Если внешние нагрузки лежат в одной плоскости, то положение нейтральной оси определяется по формуле:

$$\operatorname{tg}\alpha = \operatorname{tg}\varphi \cdot \frac{J_z}{J_y}, \qquad (6.4)$$

где φ – угол между силовой плоскостью, в которой действуют внешние нагрузки, и главной вертикальной осью инерции поперечного сечения балки.

Напряжения в этом случае определяются по формуле:

$$\sigma_{max/min} = \pm M\left(\frac{\cos\varphi}{W_z} \pm \frac{\sin\varphi}{W_y}\right), \qquad (6.5)$$

где M – результирующий момент, действующий в силовой плоскости.

Прогиб f и угол поворота θ сечения балки при косом изгибе определяются как геометрические суммы прогибов и углов поворота от составляющих изгибающего момента, действующих в главных плоскостях инерции балки

$$f = \sqrt{f_z^2 + f_y^2} \text{ и } \theta = \sqrt{\theta_z^2 + \theta_y^2}, \qquad (6.6)$$

где f_z и f_y – прогибы в направлении осей z и y; θ_z и θ_y – углы поворота сечения вокруг осей z и y.

Пример 6.1.

Для балки (рис. 6.1) построить эпюры нормальных напряжений по сторонам поперечного сечения (см. табл. П. 1) в защемлении, определить наибольшее нормальное напряжение и полный прогиб свободного конца балки при $F = 2$ кН, $\varphi = 15^{o}$.

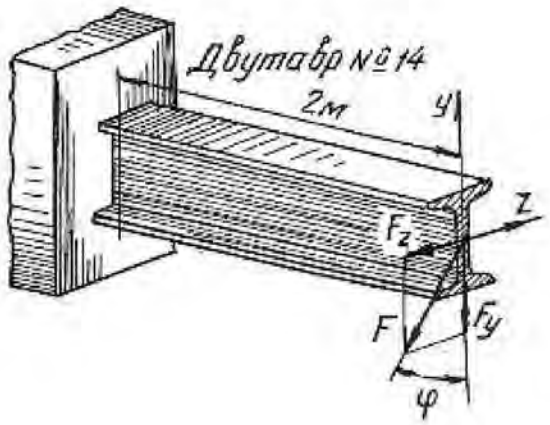


Рис. 6.1.

Решение.

Раскладываем силу F на ее составляющие, действующие в вертикальной и горизонтальной плоскостях:

$$F_y = F \cdot \cos 15^\circ = 2000 \cdot 0{,}96 = 1920 \text{ Н};$$

$$F_z = F \cdot \sin 15^\circ = 2000 \cdot 0{,}26 = 520 \text{ Н}.$$

Максимальные изгибающие моменты в вертикальной и горизонтальной плоскостях будут в защемленном сечении балки:

$$M^{\text{в}}_{\max} = F_y l = 1920 \cdot 2 = 3840 \text{ Н} \cdot \text{м};$$

$$M^{\text{г}}_{\max} = F_z l = 520 \cdot 2 = 1040 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

По ГОСТ 8239-89 (см. табл. П. 1)для заданного профиля находим моменты инерции и моменты сопротивления сечения:

$$J_z = 572 \text{ см}^4; \quad J_y = 41{,}9 \text{ см}^4; \quad W_z = 81{,}7 \text{ см}^3; \quad W_y = 11{,}5 \text{ см}^3,$$

что при переводе в единицы СИ соответствует:

$$J_z = 572 \cdot 10^{-8} \text{ м}^4; \; J_y = 41{,}9 \cdot 10^{-8} \text{ м}^4; \; W_z = 81{,}7 \cdot 10^{-6} \text{ см}^3; \; W_y = 11{,}5 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3.$$

Наибольшие нормальные напряжения от изгиба в вертикальной плоскости:

$$\sigma^{\text{в}}_{\max} = \frac{M^{\text{в}}_{\max}}{W_z} = \frac{3840}{81{,}7 \cdot 10^{-6}} = 47 \cdot 10^6 \text{ Па} = 47 \text{ МПа},$$

а наибольшие нормальные напряжения от изгиба в горизонтальной плоскости:

$$\sigma^{\text{г}}_{\max} = \frac{M^{\text{г}}_{\max}}{W_y} = \frac{1040}{11{,}5 \cdot 10^{-6}} = 90{,}4 \cdot 10^6 \text{ Па} = 90{,}4 \text{ МПа}.$$

Эпюры нормальных напряжений даны на рис. 6.2. Таким образом, наибольшие нормальные напряжение будут в крайних угловых точка поперечного сечения. Как видно по эпюрам нормальных напряжений

$$\sigma_{\max} = 47 + 90{,}4 = 137{,}4 \text{ МПа}; \qquad \sigma_{\min} = -47 - 90{,}4 = -137{,}4 \text{ МПа}.$$

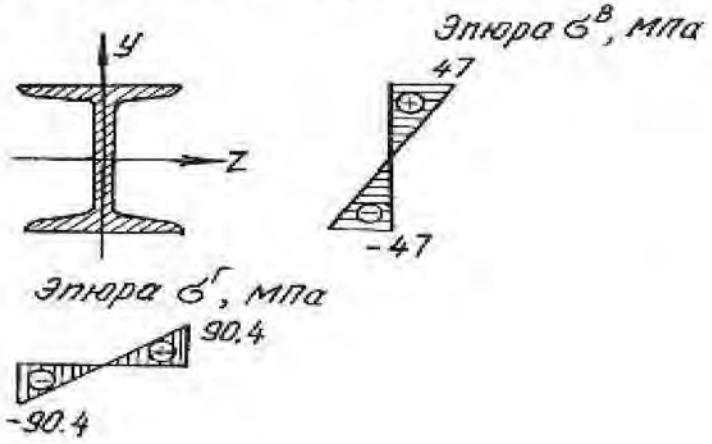


Рис. 6.2.

Прогиб свободного конца балки в вертикальной плоскости [10]

$$f_y = \frac{F_y l^3}{3EJ_z} = \frac{1920 \cdot 2^3}{3 \cdot 2 \cdot 10^{11} \cdot 572 \cdot 10^{-8}} = 4{,}5 \cdot 10^{-3} \text{ м} \quad \text{или} \quad f_y = 4{,}5 \text{ мм},$$

а величина прогиба в горизонтальной плоскости

$$f_z = \frac{F_z l^3}{3EJ_y} = \frac{520 \cdot 2^3}{3 \cdot 2 \cdot 10^{11} \cdot 41{,}9 \cdot 10^{-8}} = 16{,}5 \cdot 10^{-3} \text{ м} \quad \text{или} \quad f_z = 16{,}5 \text{ мм}.$$

Полный прогиб свободного конца балки

$$f = \sqrt{f_y^2 + f_z^2} = \sqrt{4{,}5^2 + 16{,}5^2} = 17{,}1 \text{ мм}.$$

Пример 6.2.

Для бруса прямоугольного поперечного сечения (рис. 6.3) требуется:

1. Построить эпюры изгибающих моментов в главных плоскостях; определить из расчета на прочность размеры поперечного сечения, принимая σ_{adm}=160 МПа и отношение сторон $\frac{h}{b} = 2$;

2. Для опасного поперечного сечения построить эпюры нормальных напряжений от каждого из изгибающих моментов и суммарную эпюру нормальных напряжений.

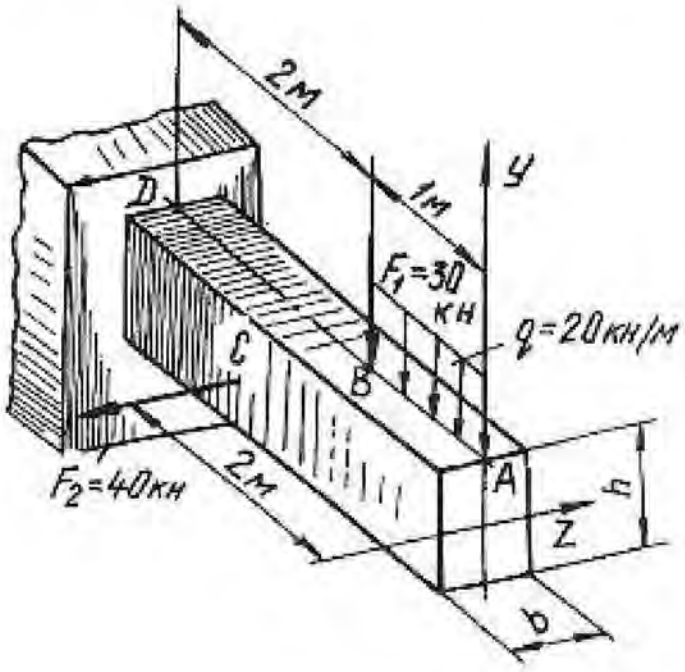


Рис. 6.3.

Решение.

Согласно принципу независимости действия сил рассмотрим отдельно действие сил, вызывающих изгиб в вертикальной и горизонтальной плоскостях. Изгиб в вертикальной плоскости вызывается действием силы F_1 и равномерно распределенной нагрузкой. Определим величину изгибающих моментов в характерных точках:

$$M_A^{\text{в}} = 0;$$

$$M_B^{\text{в}} = -q \cdot 1 \cdot 0{,}5 = -20 \cdot 10^3 \cdot 1 \cdot 0{,}5 = -10 \cdot 10^3 \text{ Н} \cdot \text{м} = -10 \text{ кН} \cdot \text{м};$$

$$M_D^{\text{в}} = -q \cdot 1 \cdot 2{,}5 - F_1 \cdot 2 = -20 \cdot 10^3 \cdot 1 \cdot 2{,}5 - 30 \cdot 10^3 \cdot 2 = -110 \cdot 10^3 \text{ Н} \cdot \text{м} = -110 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

Изгиб в горизонтальной плоскости вызывается силой F_2. Определим величину изгибающих моментов в характерных точках:

$$M_A^{\text{г}} = 0; \quad M_B^{\text{г}} = 0; \quad M_C^{\text{г}} = 0;$$

$$M_D^{\text{г}} = F_2 \cdot 1 = 40 \cdot 10^3 \cdot 1 = 40 \cdot 10^3 \text{ Н} \cdot \text{м} = 40 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

Эпюры изгибающих моментов показаны на рис. 6.4, *а*. Максимальные изгибающие моменты в вертикальной и горизонтальной плоскостях будут в сечении D:

$$M_{\max}^{\text{в}} = M_D^{\text{в}} = 110 \text{ кН} \cdot \text{м}; \quad M_{\max}^{\text{г}} = M_D^{\text{г}} = 40 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

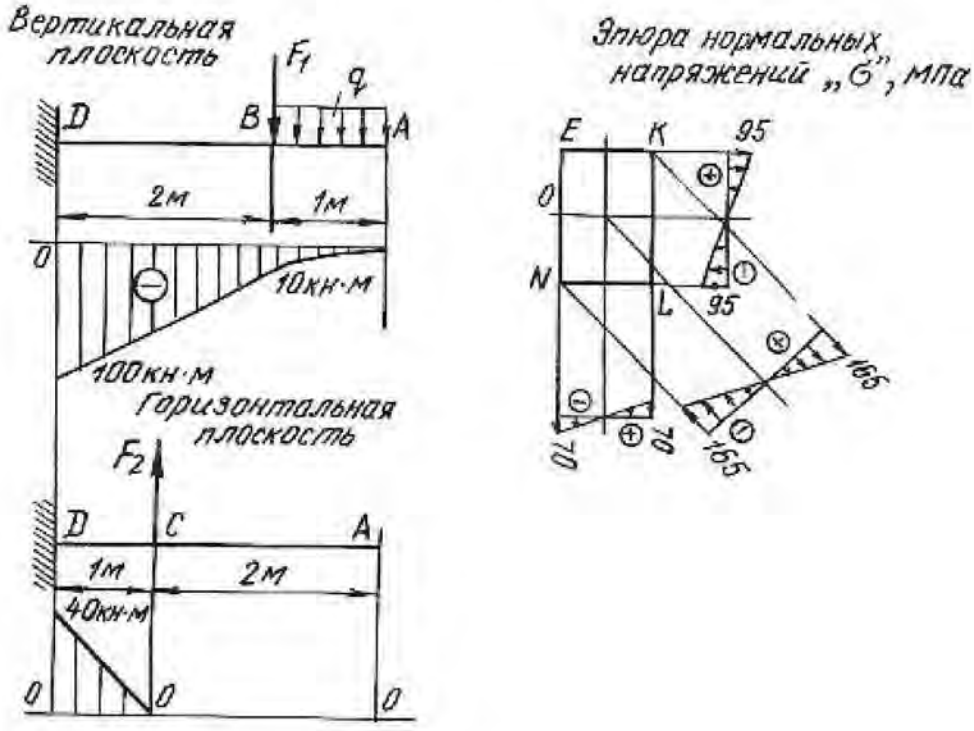


Рис. 6.4.

Опасное сечение балки будет в защемлении. Запишем условие прочности для опасного сечения

$$\sigma_{\max} = \frac{M^{\text{в}}_{\max}}{W_z} + \frac{M^{\text{г}}_{\max}}{W_y} \le \sigma_{\text{adm}}.$$

Для бруса прямоугольного сечения моменты сопротивления равны:

$$W_z = \frac{bh^2}{6} \quad \text{и} \quad W_y = \frac{b^2 h}{6};$$

при $h = 2 \cdot b$ получим

$$W_z = \frac{b(2 \cdot b)^2}{6} = \frac{2b^3}{3} \quad \text{и} \quad W_y = \frac{b^2 \cdot 2 \cdot b}{6} = \frac{b^3}{3}.$$

Подставляя значение величин в условие прочности, получим

$$\sigma_{\max} = \frac{110 \cdot 10^3}{\frac{2}{3} \cdot b^3} + \frac{40 \cdot 10^3}{\frac{1}{3} \cdot b^3} \le 160 \cdot 10^6 \text{ Па}.$$

Решая уравнение относительно b, получим $b = 0{,}12$ м $= 120$ мм и $h = 2b = 240$ мм. Для построения эпюр нормальных напряжений определяем наибольшие напряжения, для чего вычислим моменты сопротивления сечения:

$$W_z = \frac{bh^2}{6} = \frac{12 \cdot 10^{-2} \cdot (24 \cdot 10^{-2})^2}{6} = 1152 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3;$$

$$W_y = \frac{b^2 h}{6} = \frac{(12 \cdot 10^{-2})^2 \cdot 24 \cdot 10^{-2}}{6} = 576 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3.$$

Наибольшие нормальные напряжения от изгиба в вертикальной плоскости:

$$\sigma^{\text{в}}_{\max} = \frac{M^{\text{в}}_{\max}}{W_z} = \frac{110 \cdot 10^3}{1152 \cdot 10^{-6}} = 95 \cdot 10^6 \text{ Па} = 95 \text{ МПа}.$$

Наибольшие нормальные напряжения от изгиба в горизонтальной плоскости:

$$\sigma^{\text{г}}_{\max} = \frac{M^{\text{г}}_{\max}}{W_y} = \frac{40 \cdot 10^3}{576 \cdot 10^{-6}} = 70 \cdot 10^6 \text{ Па} = 70 \text{ МПа}.$$

Наибольшие нормальные напряжения будут в точках K и N:

$$\sigma_K = 95 + 70 = 165 \text{ МПа};$$
$$\sigma_N = -95 - 70 = -165 \text{ МПа}.$$

Эпюры нормальных напряжений показаны на рис. 6.4, *б*

6.2. Задания для расчета на косой изгиб

Для расчетной схемы балки при заданных значениях геометрических размеров и нагрузок необходимо:

1) определить положение нейтральной оси;

2) вычислить наибольшие и наименьшие напряжения в опасном сечении балки;

3) построить эпюры напряжений;

4) найти прогиб балки в середине пролета или на свободном конце консольной балки.

Данные для расчета взять из таблиц 6.1, 6.2, 6.3 и табл. П. 1.

Таблица 6.1

Схема балки	Схема сечения	Материал	Пролет l, м	Размеры сечения, см	Угол φ,град	Нагрузка		
						F, кН	M, кН·м	q, кН/м
1	А	дерево	1,5	$b \times h$=12×20	60	–	4	–
	Б	Ст 3	1,4	двутавр № 24	30	–	3	–
	В	Ст 3	1,3	швеллер № 24	45	–	5	–
	Г	Ст 3	1,6	2 швеллера № 8	60	–	6	–
	Д	Ст 3	1,7	2 швеллера № 10	30	–	7	–
	Е	Ст 3	1,8	2 двутавра № 10	60	–	8	–
2	А	дерево	1,2	$b \times h$=15×25	45	3	–	–
	Б	Ст 3	1,4	двутавр № 22	30	2	–	–
	В	Ст 3	1,5	швеллер № 27	60	4	–	–
	Г	Ст 3	1,6	2 швеллера № 18	30	8	–	–
	Д	Ст 3	1,8	2 швеллера № 20	60	10	–	–
	Е	Ст 3	1,7	2 двутавра № 12	45	9	–	–
3	А	дерево	1,2	$b \times h$=14×28	30	–	–	4
	Б	Ст 3	1,3	двутавр № 24	60	–	–	3
	В	Ст 3	1,5	швеллер № 27	45	–	–	2
	Г	Ст 3	1,4	2 швеллера № 16	20	–	–	6
	Д	Ст 3	1,7	2 швеллера № 14	30	–	–	5
	Е	Ст 3	1,6	2 двутавра № 14	40	–	–	7

Продолжение табл. 6.1

Схема балки	Схема сечения	Материал	Пролет l,м	Размеры сечения, см	Угол φ, град	Нагрузка		
						F, кН	M, кН·м	q, кН/м
4	А	дерево	2,5	$b \times h$=12×30	30	–	6	–
	Б	Ст 3	4	двутавр № 55	40	–	5	–
	В	Ст 3	5	швеллер № 30	50	–	7	–
	Г	Ст 3	6	2 швеллера № 10	60	–	8	–
	Д	Ст 3	4	2 швеллера № 12	30	–	9	–
	Е	Ст 3	6	2 двутавра № 14	40	–	10	–
5	А	дерево	3	$b \times h$=18×30	40	6	–	–
	Б	Ст 3	4	двутавр № 36	60	2,5	–	–
	В	Ст 3	5	швеллер № 24	30	3	–	–
	Г	Ст 3	6	2 швеллера № 10	20	4	–	–
	Д	Ст 3	5,5	2 швеллера № 12	40	3	–	–
	Е	Ст 3	4,5	2 двутавра № 14	50	5	–	–
6	А	дерево	4	$b \times h$=16×28	60	–	–	2
	Б	Ст 3	6	двутавр № 20	50	–	–	4
	В	Ст 3	3	швеллер № 16	30	–	–	3
	Г	Ст 3	4	2 швеллера № 14	40	–	–	5
	Д	Ст 3	5	2 швеллера № 16	45	–	–	6
	Е	Ст 3	5,5	2 двутавра № 18	20	–	–	7
7	А	дерево	2	$b \times h$=16×24	–	1	–	–
	Б	Ст 3	2,5	двутавр № 28	–	3	–	–
	В	Ст 3	2,4	швеллер № 16	–	4	–	–
	Г	Ст 3	2,6	2 швеллера № 14	–	6	–	–
	Д	Ст 3	2,3	2 швеллера № 16	–	8	–	–
	Е	Ст 3	2,7	2 двутавра № 20	–	10	–	–
8	А	дерево	1,5	$b \times h$=15×25	–	2	3	–
	Б	Ст 3	1,8	двутавр № 18	–	3	4	–
	В	Ст 3	1,6	швеллер № 24	–	5	3	–
	Г	Ст 3	1,7	2 швеллера № 12	–	6	6	–
	Д	Ст 3	1,9	2 швеллера № 14	–	7	7	–
	Е	Ст 3	2	2 двутавра № 16	–	8	5	–

Продолжение табл. 6.1

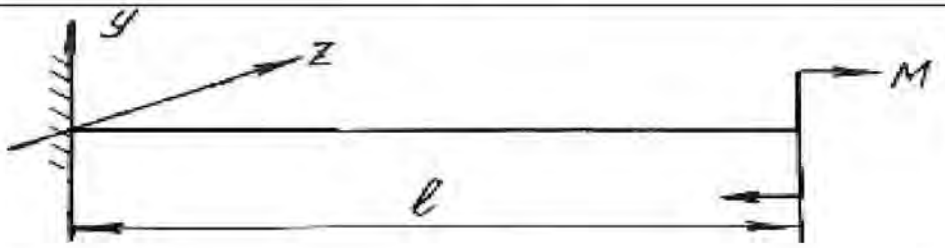
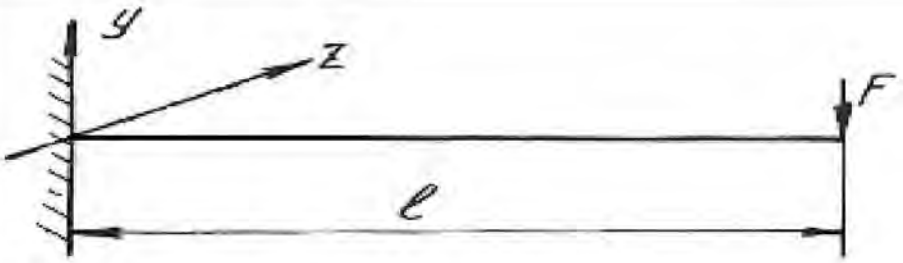
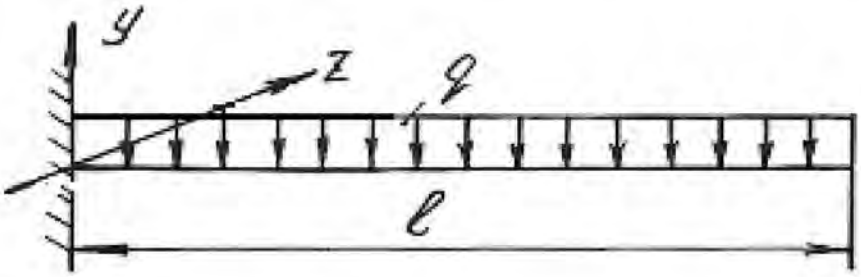
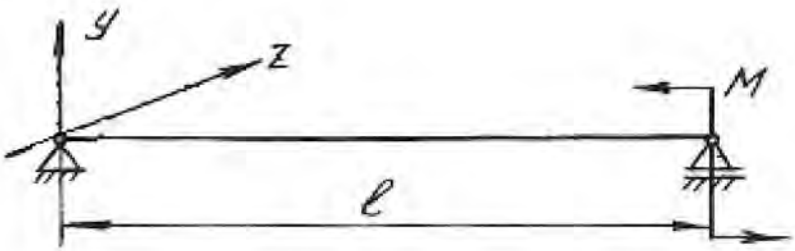
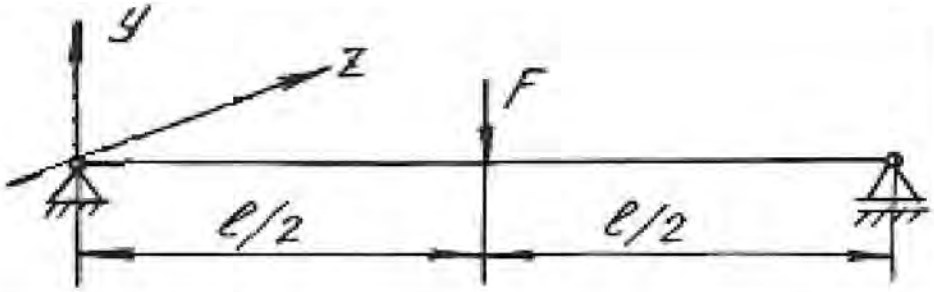
Схема балки	Схема сечения	Материал	Пролет l, м	Размеры сечения,см	Угол φ, град	Нагрузка		
						F, кН	M, кН·м	q, кН/м
9	А	дерево	2,5	$b \times h$=17×27	–	4	–	30
	Б	Ст 3	4	двутавр № 30	–	6	–	20
	В	Ст 3	3	швеллер № 27	–	5	–	40
	Г	Ст 3	5	2 швеллера № 14	–	7	–	50
	Д	Ст 3	6	2 швеллера № 16	–	8	–	60
	Е	Ст 3	4,6	2 двутавра № 18	–	9	–	70
10	А	дерево	1,6	$b \times h$=18×24	–	–	5	10
	Б	Ст 3	1,8	двутавр № 27	–	–	4	20
	В	Ст 3	1,9	швеллер № 20	–	–	3	30
	Г	Ст 3	2	2 швеллера № 14	–	–	6	40
	Д	Ст 3	2,1	2 швеллера № 16	–	–	7	50
	Е	Ст 3	2,2	2 двутавра № 20	–	–	8	60
11	А	дерево	1,5	$b \times h$=19×30	–	2	30	–
	Б	Ст 3	1,7	двутавр № 24	–	3	40	–
	В	Ст 3	1,9	швеллер № 24	–	5	60	–
	Г	Ст 3	1,8	2 швеллера № 18	–	7	80	–
	Д	Ст 3	2,3	2 швеллера № 20	–	6	70	–
	Е	Ст 3	2,4	2 двутавра № 14	–	4	50	–
12	А	дерево	1,2	$b \times h$=20×29	–	2	–	20
	Б	Ст 3	1,3	двутавр № 22	–	4	–	30
	В	Ст 3	1,4	швеллер № 24	–	5	–	40
	Г	Ст 3	1,5	2 швеллера № 22	–	7	–	50
	Д	Ст 3	1,6	2 швеллера № 20	–	6	–	60
	Е	Ст 3	1,7	2 двутавра № 20	–	7	–	70

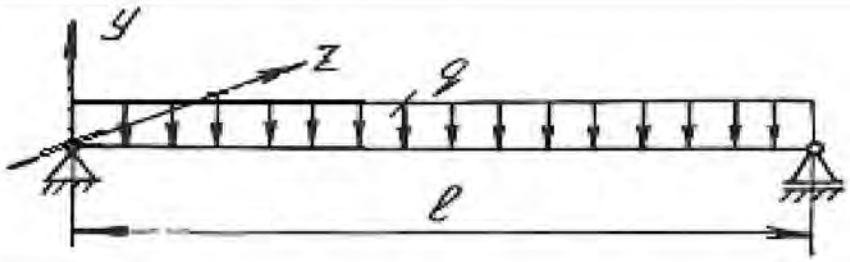
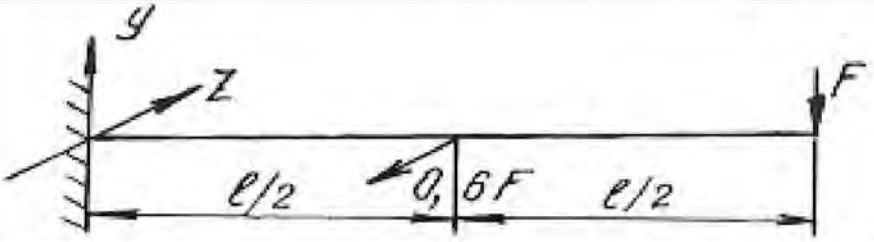
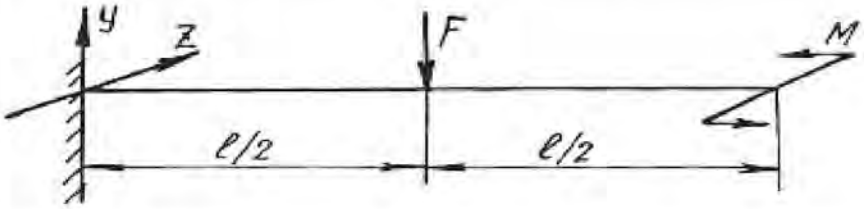
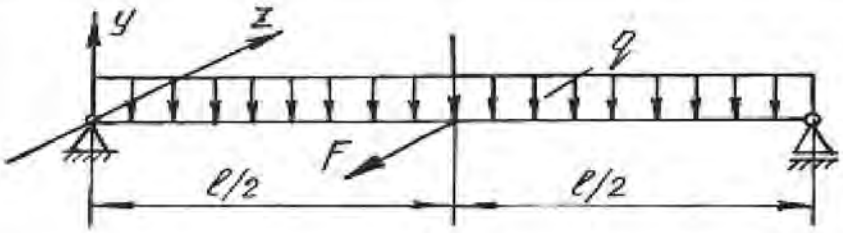
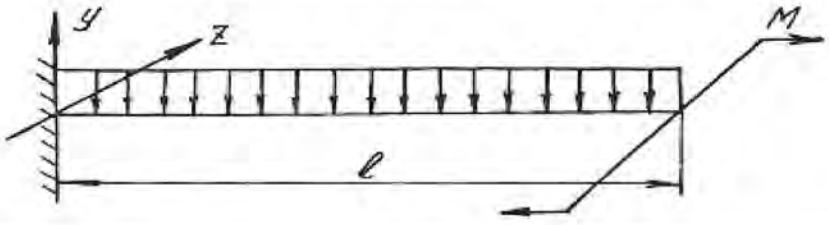
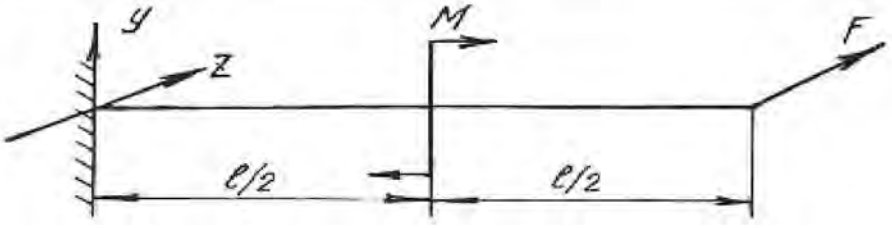
Окончание табл. 6.1

Схема балки	Схема сечения	Материал	Пролет l,м	Размеры сечения, см	Угол φ, град	Нагрузка		
						F, кН	M, кН·м	q, кН/м
13	А	дерево	1,5	$b \times h$=18×32	–	3	–	10
	Б	Ст 3	1,6	двутавр № 36	–	4	–	20
	В	Ст 3	1,7	швеллер № 36	–	5	–	30
	Г	Ст 3	1,8	2 швеллера № 18	–	6	–	40
	Д	Ст 3	1,9	2 швеллера № 20	–	7	–	50
	Е	Ст 3	2	2 двутавра № 24	–	8	–	60
14	А	дерево	1,3	$b \times h$=19×30	–	20	3	–
	Б	Ст 3	1,4	двутавр № 40	–	40	4	–
	В	Ст 3	1,5	швеллер № 30	–	60	5	–
	Г	Ст 3	1,6	2 швеллера № 16	–	50	6	–
	Д	Ст 3	1,7	2 швеллера № 20	–	60	7	–
	Е	Ст 3	1,8	2 двутавра № 18	–	70	8	–
15	А	дерево	1,4	$b \times h$=17×32	–	1	40	–
	Б	Ст 3	1,6	двутавр № 24	–	2	50	–
	В	Ст 3	1,8	швеллер № 20	–	3	60	–
	Г	Ст 3	1,9	2 швеллера № 22	–	4	70	–
	Д	Ст 3	2,1	2 швеллера № 18	–	5	80	–
	Е	Ст 3	2,2	2 двутавра № 20	–	6	60	–
16	А	дерево	1,6	$b \times h$=19×32	–	–	2	20
	Б	Ст 3	1,7	двутавр № 22	–	–	3	30
	В	Ст 3	1,9	швеллер № 27	–	–	4	40
	Г	Ст 3	1,8	2 швеллера № 16	–	–	5	50
	Д	Ст 3	2,3	2 швеллера № 20	–	–	6	40
	Е	Ст 3	2,4	2 двутавра № 22	–	–	7	50

Таблица 6.2

Схемы закрепления и нагружения балок

Номер схемы	Схема балки
1	
2	
3	
4	
5	

Номер схемы	Схема балки
6	
7	
8	
9	
10	
11	

Окончание табл. 6.2

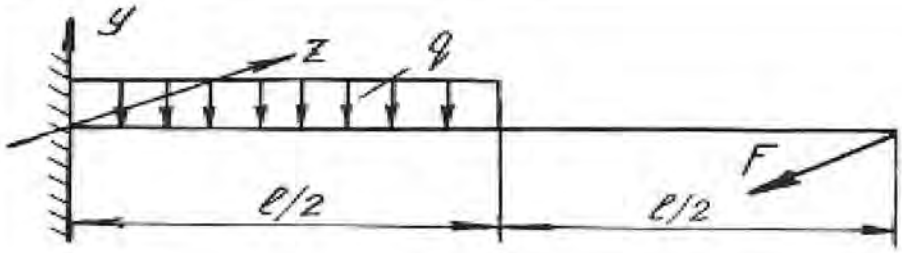
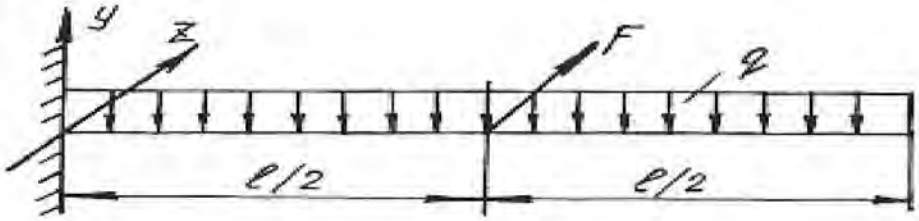
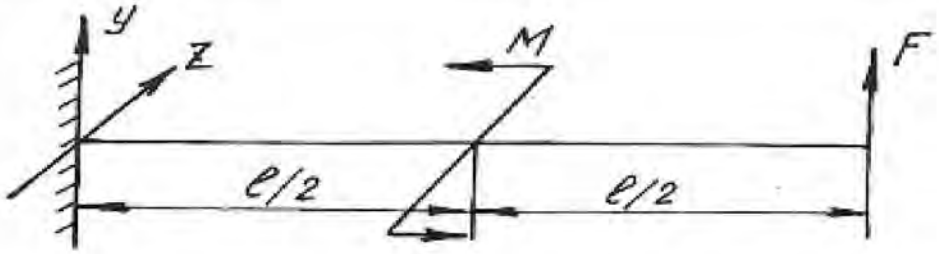
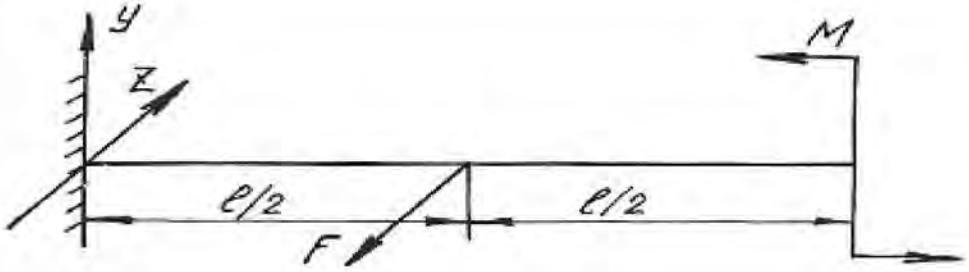
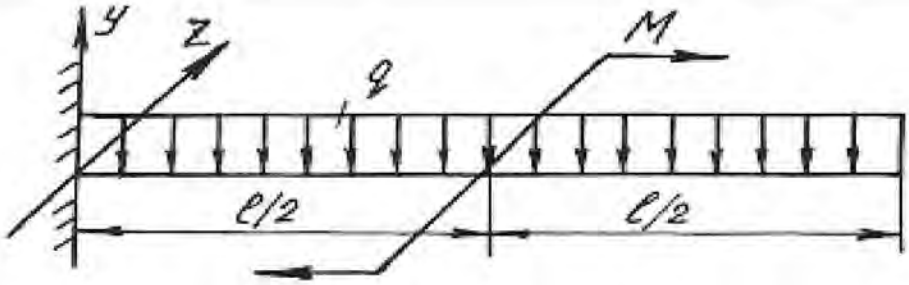
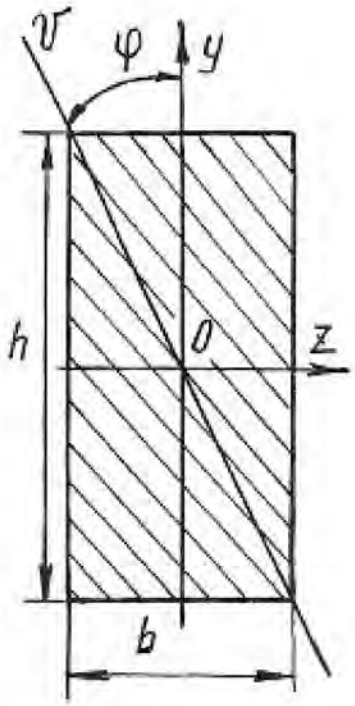
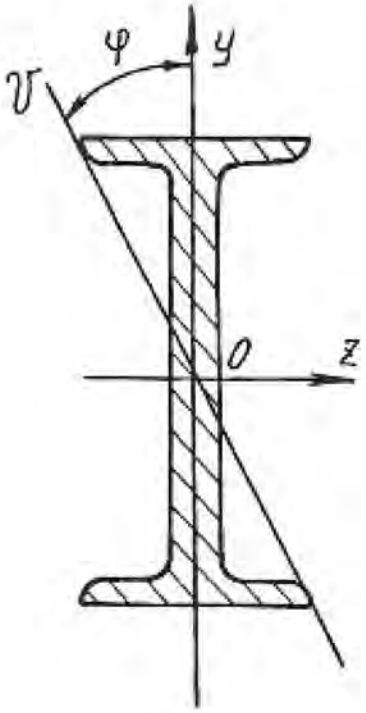
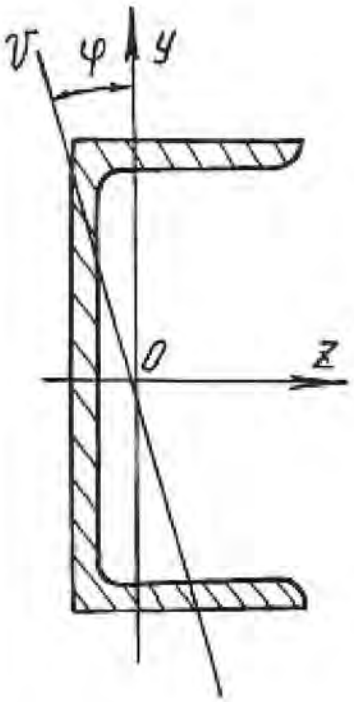
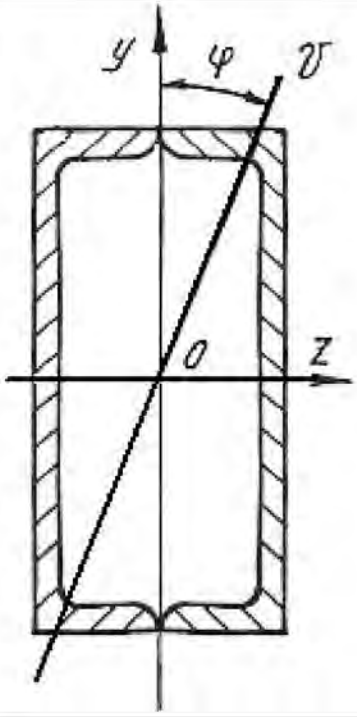
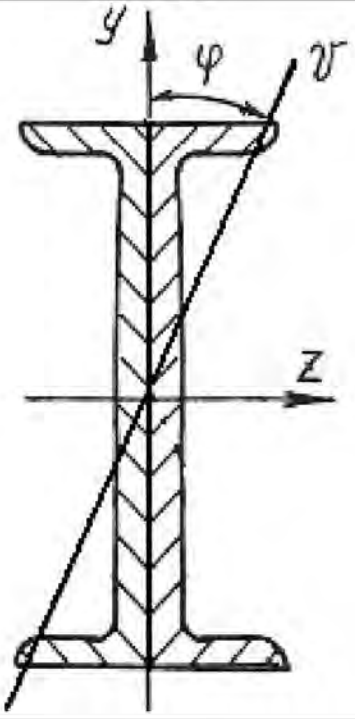
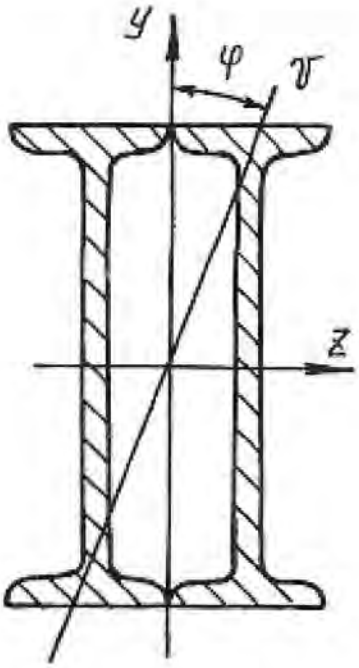
Номер схемы	Схема балки
12	
13	
14	
15	
16	

Таблица 6.3

Схемы поперечных сечений балок

А	Б	В
		
Г	**Д**	**Е**
		

6.3. Внецентренное растяжение или сжатие

Если действующая на брус продольная растягивающая или сжимающая сила приложена на некотором расстоянии от центра тяжести сечения, то возникает внецентренное растяжение или сжатие. Расстояние между точкой приложения силы и центром тяжести сечения бруса называется эксцентриситетом. Для практики весьма важны случаи внецентренного сжатия, например, для каменных и кирпичных столбов, бетонных колонн и др.

Внецентренное приложение сжимающей силы можно привести к случаю сжатия центральной силой F и чистому изгибу моментом $M = Fe$, если перенести силу F в центр тяжести поперечного сечения и уравновесить ее (рис. 6.5).

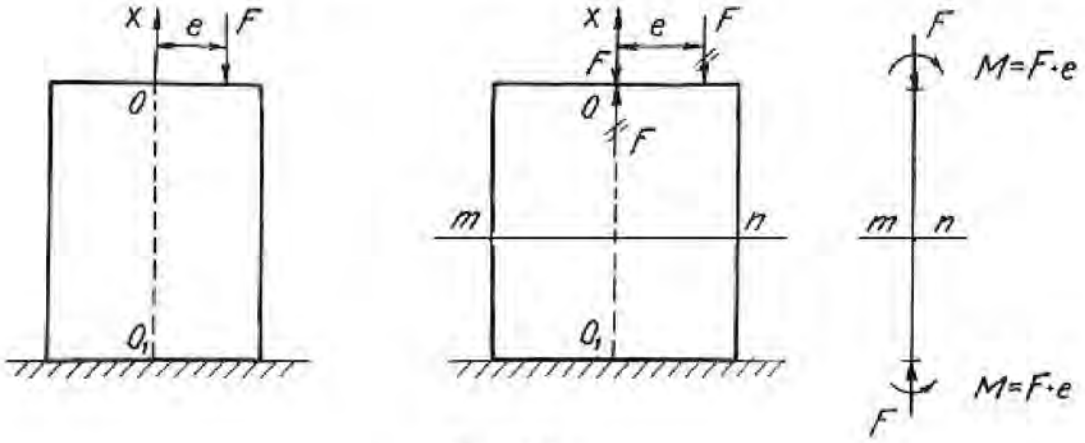


Рис. 6.5.

Так как изгибающий момент во всех сечениях постоянен, то проверку прочности можно производить по любому сечению бруса. Если отбросить верхнюю часть бруса по сечению *m-n* и рассмотреть нижнюю (рис. 6.6), то для любой точки A поперечного сечения с координатами y, z нормальное напряжение будет равно алгебраической сумме напряжений

$$\sigma_A = \sigma_F + \sigma_{M_y} + \sigma_{M_z}, \qquad (6.7)$$

где $\sigma_F = -\dfrac{F}{A}$ – напряжение от сжимающей центрально приложенной силы F;

$\sigma_{M_y} = -M_y \dfrac{z}{J_y}$ – напряжение от изгибающего момента относительно главной оси сечения y; $\sigma_{M_z} = -M_z \dfrac{y}{J_z}$ – напряжение от изгибающего момента относительно главной оси сечения z.

Знак минус указывает на то, что данные нагрузки вызывают в точке A деформацию сжатия.

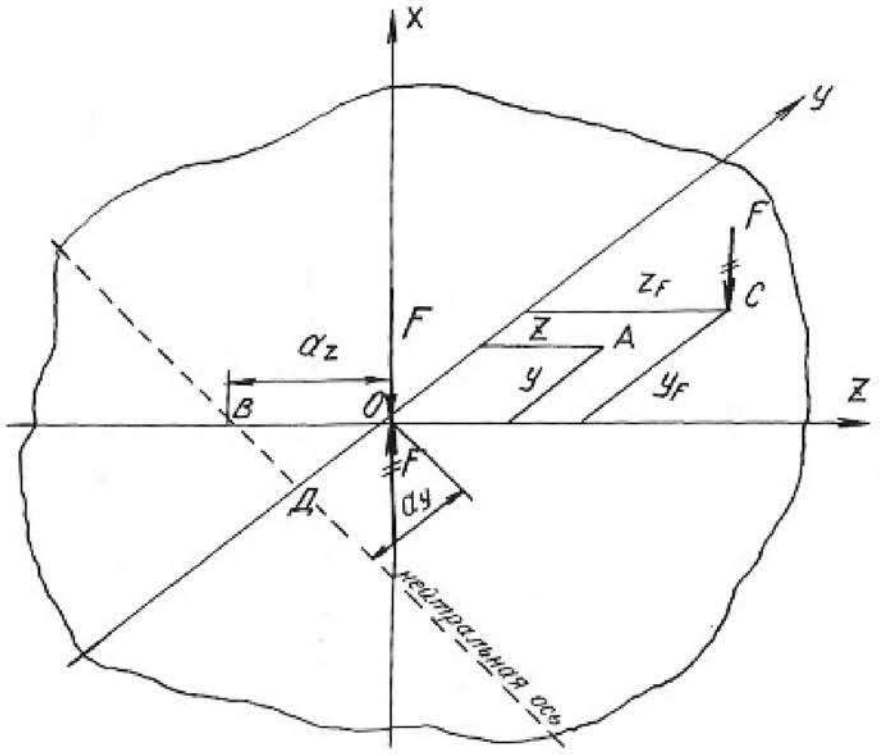


Рис. 6.6.

Изгибающие моменты определяются

$$M_y = Fz_F; \qquad M_z = Fy_F;$$

где z_F и y_F - координаты точки C приложения силы F.

После подстановки имеем:

$$\sigma_A = -\frac{F}{A} - Fz_F \frac{z}{J_y} - Fy_F \frac{y}{J_z}.$$

Окончательный вид формулы для определения напряжений в любой точке поперечного сечения получаем после простых преобразований

$$\sigma = F\left(\pm\frac{1}{A} \pm z_F \frac{z}{J_y} \pm y_F \frac{y}{J_z} \right), \tag{6.8}$$

где J_y, J_z – моменты инерции поперечного сечения; y_F, z_F – координаты точки приложения силы F.

У каждого из слагаемых данного уравнения знак плюс берется для растягивающего, а знак минус – для сжимающего напряжения.

Условие прочности при внецентренном растяжении или сжатии имеет вид:

$$\sigma_{max} = F\left(\pm\frac{1}{A} \pm z_F \frac{z_{max}}{J_y} \pm y_F \frac{y_{max}}{J_z}\right) \le \sigma_{adm}, \qquad (6.9)$$

где z_{max}, y_{max} – координаты наиболее удаленных точек сечения от его центра тяжести.

Уравнение нейтральной оси при внецентренном растяжении или сжатии имеет вид:

$$\pm\frac{1}{A} \pm z_F \frac{z_0}{J_y} \pm y_F \frac{y_0}{J_z} = 0, \qquad (6.10)$$

где z_0, y_0 – координаты точек, лежащих на нейтральной оси.

Это уравнение является уравнением прямой, не проходящей через центр тяжести сечения. Величины отрезков, отсекаемых на координатных осях y и z нейтральной осью, определяются из уравнения:

$$\pm 1 \pm z_F \frac{a_z}{i_y^2} \pm y_F \frac{a_y}{i_z^2} = 0, \qquad (6.11)$$

где $a_z = z_0$, $a_y = y_0$ - отрезки, определяющие положение нейтральной оси.

Величины отрезков определяются по формулам:

$$a_z = -\frac{i_y^2}{z_F}; \quad a_y = -\frac{i_z^2}{y_F}, \qquad (6.12)$$

где i_z, i_y - радиусы инерции поперечного сечения относительно осей y и z.

Знак минус в этих формулах указывает на то, что нейтральная ось располагается по другую сторону центра тяжести сечения, по сравнению с точкой приложения силы F, действующей на брус.

Если поперечное сечение имеет сложную форму, то необходимо найти центр тяжести сечения, положение главных центральных осей и главные моменты инерции, пользуясь формулами и указаниями, приведенными в главе 2. В формулы, содержащие моменты инерции, необходимо подставлять значения главных моментов инерции сечения.

Пример 6.3.

Короткий чугунный стержень, поперечное сечение которого показано на рис. 6.7, сжимается продольной силой F, приложенной в точке A.

Требуется:

1. Вычислить наибольшее растягивающее и наибольшее сжимающее напряжения в поперечном сечении, выразив величины этих напряжений через F и размеры сечений.

2. Найти допускаемую нагрузку F при заданных размерах сечения и допускаемых напряжениях для чугуна на сжатие σ^{c}_{adm} и на растяжение σ^{p}_{adm}: $\sigma^{c}_{adm} = 110$ МПа, $\sigma^{p}_{adm} = 24$ МПа.

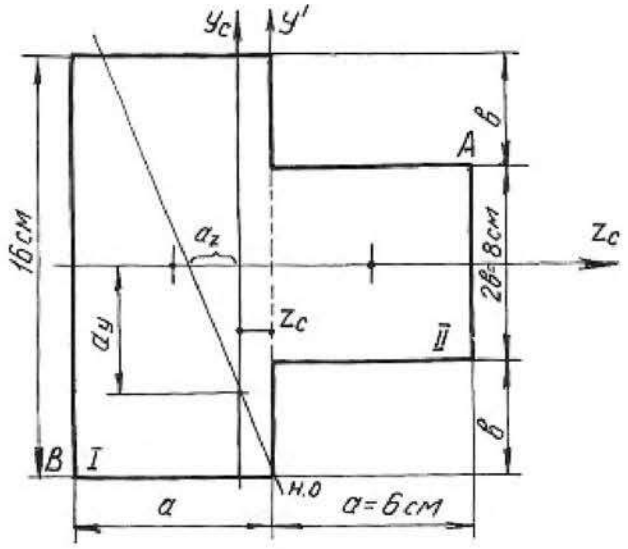


Рис. 6.7.

Определяем координату центра тяжести сечения. Проведем вспомогательную ось y':

$$z_c = \frac{\sum Sy'}{\sum A} = \frac{\left(A_1 z_1 + A_2 z_2\right)}{A_1 + A_2} = \frac{\left[16 \cdot 6 \cdot (-3) + 6 \cdot 8 \cdot 3\right]}{16 \cdot 6 + 6 \cdot 8} = \frac{-144}{144} = -1 \text{ см}.$$

Для определения положения нейтральной оси находим геометрические характеристики сечения.

Моменты инерции:

$$J_{y_c} = 16\frac{6^3}{12} + 6 \cdot 16 \cdot 2^2 + 8 \cdot \frac{6^3}{12} + 6 \cdot 8 \cdot 4^2 = 1584 \text{ см}^4;$$

$$J_{z_c} = 16^3 \frac{6}{12} + 6\frac{8^3}{12} = 2304 \text{ см}^4.$$

Радиусы инерции:

$$i_y = \sqrt{\frac{J_{y_c}}{A}} = \sqrt{\frac{1584}{144}} = \sqrt{11} = 3{,}31 \text{ см};$$

$$i_z = \sqrt{\frac{J_{z_c}}{A}} = \sqrt{\frac{2304}{144}} = \sqrt{16} = 4 \text{ см}.$$

Нейтральная ось пересекает оси z_c и y_c в точках:

$$a_y = -\frac{i_z^2}{y_F}; \quad a_z = -\frac{i_y^2}{z_F}; \quad z_F = 7 \text{ см}; \quad y_F = 4 \text{ см}.$$

$$a_y = \frac{-4^2}{4} = -4 \text{ см}; \quad a_z = \frac{-3{,}31^2}{7} = -1{,}57 \text{ см}.$$

Максимальное напряжение возникает в точках, наиболее удаленных от нейтральной оси, т. е. в точках A и B. Определяются они по формуле:

$$\sigma = -\frac{F}{A} \pm \frac{F z_F z_{\max}}{J_{y_c}} \pm \frac{F y_F y_{\max}}{J_{z_c}},$$

где $z_{\max}$, $y_{\max}$ – координаты точек A и B.

Наибольшее сжимающее напряжение:

$$\sigma_A = -F\left[\frac{1}{144} + 7\frac{7}{1584} + 4\frac{4}{2304}\right] = -0{,}044 \cdot F.$$

Наибольшее растягивающее напряжение:

$$\sigma_B = -F\left[\frac{1}{144} + 7\frac{(-5)}{1584} + 4\frac{(-8)}{2304}\right] = 0{,}028 \cdot F.$$

Находим допускаемую нагрузку:

$$\sigma_A \le \sigma_{\text{adm}}^{\text{c}} = 110 \text{ МПа}; \qquad 0{,}044 \cdot F \le 110; \qquad F \le 0{,}25 \text{ МН}.$$

$$\sigma_B \le \sigma_{\text{adm}}^{\text{p}} = 24 \text{ МПа}; \qquad 0{,}028 \cdot F \le 24; \qquad F \le 0{,}09 \text{ МН}.$$

Допускаемая нагрузка F = 0,09 МН.

6.4. Задания для расчета на внецентренное растяжение или сжатие

Колонна заданного поперечного сечения с известными размерами нагружена сжимающей силой F, приложенной вне центра тяжести сечения в указанной точке. Требуется:

1) Определить положение нейтральной оси;
2) Вычислить наибольшие напряжения в опасном сечении колонны;
3) Построить эпюры напряжений в опасном сечении.

Данные для расчета взять из таблиц 6.4, 6.5 и табл. П. 1.

Примечание: собственным весом колонны при расчетах пренебречь.

Таблица 6.4

Вариант	Схема сечения	Материал	Размеры сечения, см	Точка приложения силы F	Нагрузка F, кН
1	А	дерево	b x h = 15 x 25	1	20
	Б	Ст 3	двутавр № 16	2	30
	В	Ст 3	швеллер № 16	3	40
	Г	Ст 3	2 швеллера № 14	4	50
	Д	Ст 3	2 швеллера № 12	5	60
	Е	Ст 3	2 двутавра № 14	6	70
	Ж	чугун	b = 20	7	35
	З	чугун	b x h = 20 x 30, D = 10	8	45
	И	Ст 3	2 швеллера № 12, a = 10	1	75
	К	Ст 3	2 двутавра № 14, a = 10	2	80
2	А	дерево	b x h = 16 x 27	2	25
	Б	Ст 3	двутавр № 18	3	35
	В	Ст 3	швеллер № 18	4	45
	Г	Ст 3	2 швеллера № 16	5	50
	Д	Ст 3	2 швеллера № 18	6	60
	Е	Ст 3	2 двутавра № 16	7	70
	Ж	чугун	b = 30	8	55
	З	чугун	b x h = 25 x 35 , D = 12	1	65
	И	Ст 3	2 швеллера № 14, a = 10	2	65
	К	Ст 3	2 двутавра № 16, a = 10	3	75

Продолжение табл. 6.4

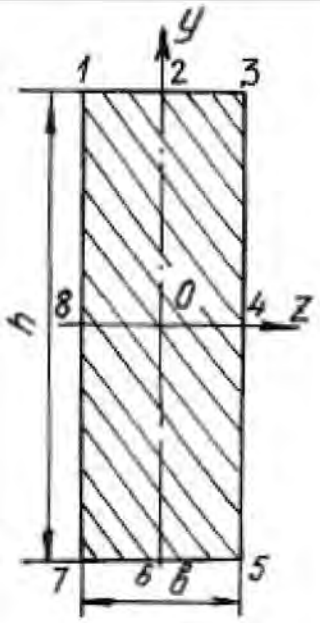
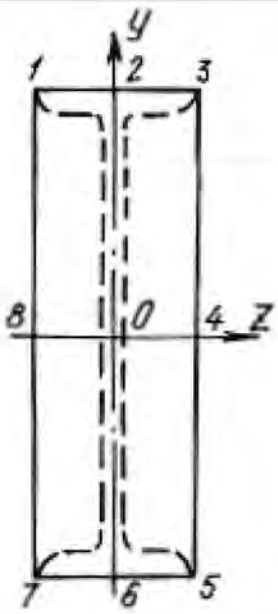
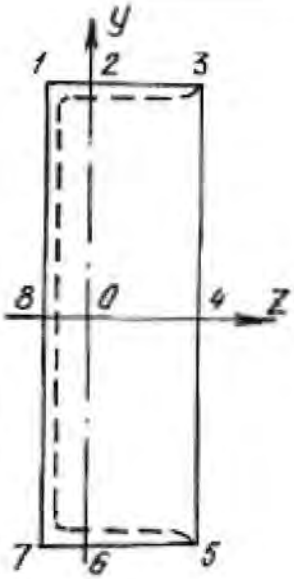
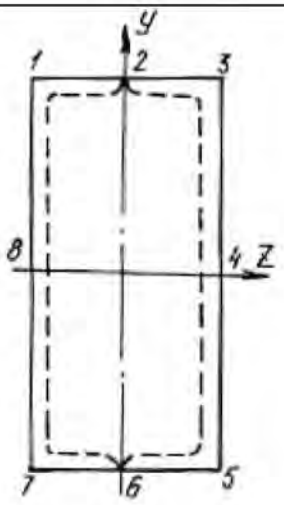
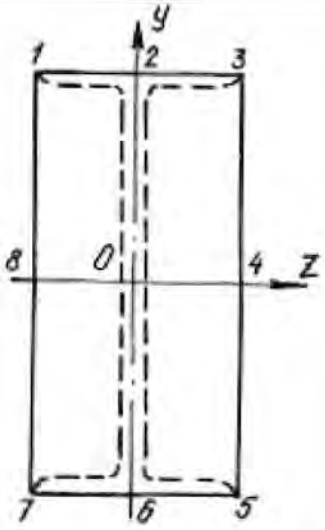
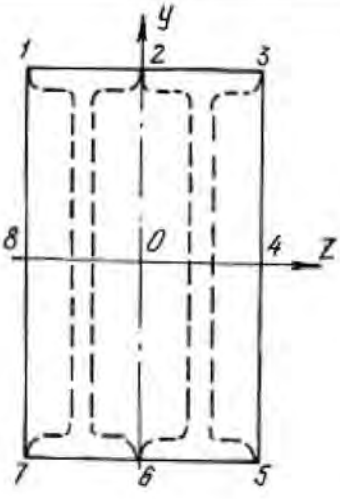
Вариант	Схема сечения	Материал	Размеры сечения	Точка приложения силы F	Нагрузка F, кН
3	А	дерево	b x h = 17 x 28	3	30
	Б	Ст 3	двутавр № 14	4	40
	В	Ст 3	швеллер № 20	5	48
	Г	Ст 3	2 швеллера № 14	6	52
	Д	Ст 3	2 швеллера № 16	7	62
	Е	Ст 3	2 двутавра № 18	8	72
	Ж	чугун	b = 32	1	60
	З	чугун	b x h = 24 x 32, D = 8	2	70
	И	Ст 3	2 швеллера № 18, a = 14	3	66
	К	Ст 3	2 двутавра № 12, a = 8	4	74
4	А	дерево	b x h = 18 x 36	4	40
	Б	Ст 3	двутавр № 20	5	44
	В	Ст 3	швеллер № 20	6	54
	Г	Ст 3	2 швеллера № 18	7	64
	Д	Ст 3	2 швеллера № 16	8	74
	Е	Ст 3	2 двутавра № 14	1	46
	Ж	чугун	b = 34	2	38
	З	чугун	b x h = 28 x 36, D = 14	3	48
	И	Ст 3	2 швеллера № 16, a = 8	4	58
	К	Ст 3	2 двутавра № 18, a = 12	5	72
5	А	дерево	b x h = 20 x 24	5	28
	Б	Ст 3	двутавр № 22	6	38
	В	Ст 3	швеллер № 22	7	48
	Г	Ст 3	2 швеллера № 20	8	62
	Д	Ст 3	2 швеллера № 22	1	76
	Е	Ст 3	2 двутавра № 20	2	78
	Ж	чугун	b = 28	3	46
	З	чугун	b x h = 22 x 34, D = 6	4	56
	И	Ст 3	2 швеллера № 20, a = 6	5	80
	К	Ст 3	2 двутавра № 20, a = 12	6	82

Продолжение табл. 6.4

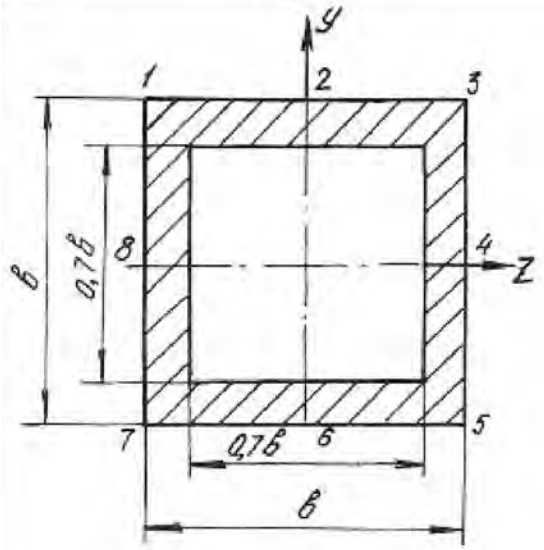
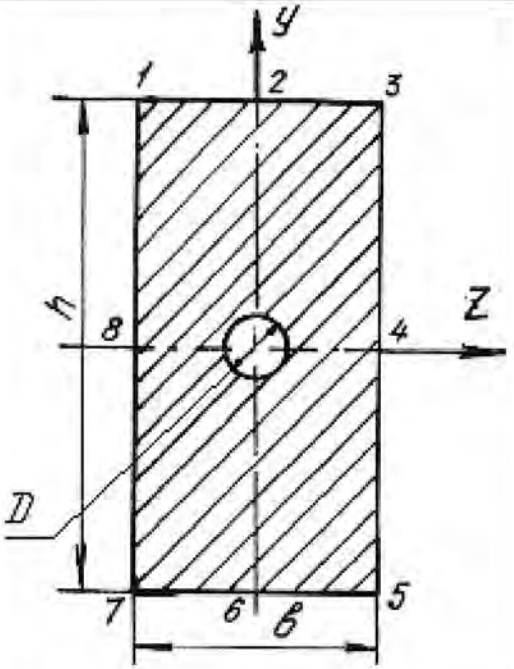
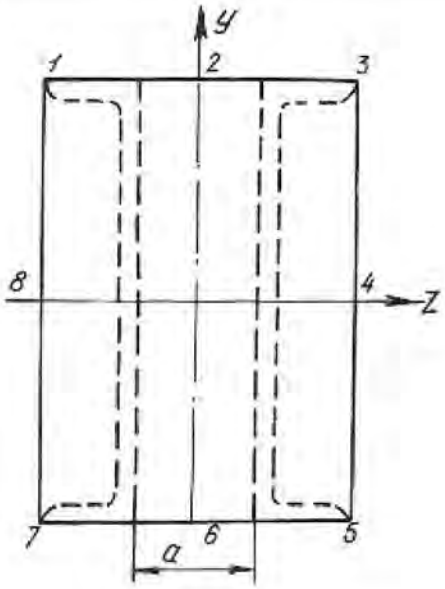
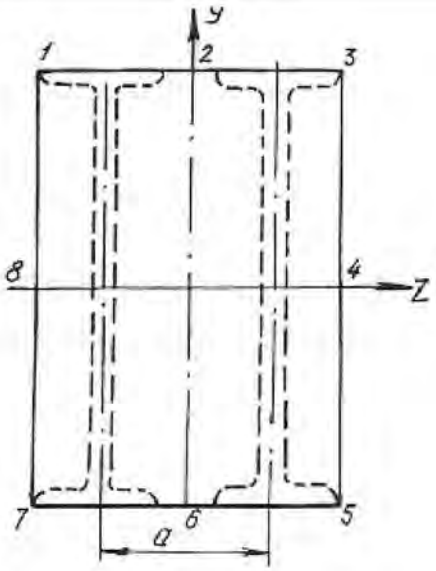
Вариант	Схема сечения	Материал	Размеры сечения, см	Точка приложения силы F	Нагрузка F, кН
6	А	дерево	b x h = 22 x 38	6	36
	Б	Ст 3	двутавр № 22	7	46
	В	Ст 3	швеллер № 22	8	48
	Г	Ст 3	2 швеллера № 22	1	68
	Д	Ст 3	2 швеллера № 20	2	72
	Е	Ст 3	2 двутавра № 22	3	74
	Ж	чугун	b = 24	4	50
	З	чугун	b x h = 24 x 34, D = 8	5	60
	И	Ст 3	2 швеллера № 22, a = 8	6	74
	К	Ст 3	2 двутавра № 22, a = 12	7	69
7	А	дерево	b x h = 22 x 30	7	25
	Б	Ст 3	двутавр № 24	8	48
	В	Ст 3	швеллер № 24	1	52
	Г	Ст 3	2 швеллера № 24	2	63
	Д	Ст 3	2 швеллера № 22	3	68
	Е	Ст 3	2 двутавра № 20	4	64
	Ж	чугун	b = 22	5	43
	З	чугун	b x h = 26 x 36, D = 6	6	49
	И	Ст 3	2 швеллера № 24, a = 4	7	78
	К	Ст 3	2 двутавра № 24, a = 13	8	84
8	А	дерево	b x h = 18 x 32	8	35
	Б	Ст 3	двутавр № 27	1	62
	В	Ст 3	швеллер № 27	2	68
	Г	Ст 3	2 швеллера № 22	3	85
	Д	Ст 3	2 швеллера № 24	4	87
	Е	Ст 3	2 двутавра № 22	5	78
	Ж	чугун	b = 26	6	52
	З	чугун	b x h = 26 x 36, D = 9	7	58
	И	Ст 3	2 швеллера № 27, a = 5	8	86
	К	Ст 3	2 двутавра № 27, a = 14	1	88

Таблица 6.5

Схемы поперечных сечений колонны

А	Б	В
		
Г	Д	Е
		

Окончание табл. 6.5

Ж	З
	
И	К
	

6.5. Изгиб с кручением

Помимо крутящих моментов валы могут испытывать воздействие изгибающих моментов. Последние возникают от действия собственного веса вала, усилий натяжения приводных ремней, весов шкивов, усилий зацепления в зубьях зубчатых передач и т. п.

Крутящий момент на валу или его участке определяется по формулам:

$$T = 9550\frac{N}{n}, \tag{6.13}$$

где T – крутящий момент, Нм; N – мощность двигателя, кВт; n – число оборотов вала в минуту, или

$$T = \frac{D}{2}\cdot(t_1 - t_1'), \tag{6.14}$$

где D – диаметр ведущего шкива, соединенного с двигателем приводным ремнем; t_1 – усилие натяжения в набегающей ветви приводного ремня; t_1' – усилие натяжения в сбегающей ветви приводного ремня.

Определив крутящий момент по формуле (6.13) и, зная соотношение между усилиями t_1 и t_1', определяют эти усилия из формулы (6.14) при известном диаметре шкива. Если усилия t_1, t_1' последовательно перенести в центр тяжести сечения вала и уравновесить их, то получим два момента пар сил, направленных в противоположные стороны. Равнодействующий момент этих моментов и будет равен крутящему моменту в том сечении, где находится шкив. Вместе с этим в центре этого сечения вала возникнет нагрузка, $S = t_1 + t_1'$, которая может быть направлена под углом к горизонту. В этом случае ее раскладывают на вертикальную и горизонтальную составляющие: $S_y = S\cdot\sin\alpha$; $S_z = S\cdot\cos\alpha$.

При наличии на валу нескольких ведомых шкивов крутящие моменты и изгибающие нагрузки определяются аналогичным способом. Таким образом, вал будет испытывать одновременно деформацию кручения от крутящих моментов и деформацию поперечного изгиба в двух плоскостях – вертикальной и горизонтальной. Дальнейший расчет вала на изгиб с кручением осуществляется в таком порядке:

1. Строится эпюра крутящих моментов T.
2. Вычерчивается схема вала в виде балки на двух опорах и загружается только вертикальными изгибающими нагрузками. С помощью уравнений статики определяются реакции на опорах, и строится эпюра изгибающих моментов от этих нагрузок $M_{\text{и}}^{\text{в}}$.

3. Вал загружается только горизонтальными изгибающими нагрузками, от них определяются реакции на опорах, и строится эпюра изгибающих моментов от горизонтальных нагрузок $M_{\text{и}}^{\text{г}}$.

4. В характерных сечениях вала определяются суммарные изгибающие моменты в виде геометрической суммы изгибающих моментов, возникающих в этих сечениях от вертикальных и горизонтальных нагрузок: $M_{\text{и}} = \sqrt{(M_{\text{и}}^{\text{в}})^2 + (M_{\text{и}}^{\text{г}})^2}$. Строится суммарная эпюра изгибающих моментов $M_{\text{и}}$. При построении эпюр выбирается необходимый масштаб, и применяются знаки, принятые в сопротивлении материалов при построении эпюр крутящих и изгибающих моментов.

5. Выбирается опасное сечение по длине вала, где одновременно крутящий и суммарный моменты достаточно большие – на основании эпюр $M_{\text{и}}$ и T.

6. На основании третьей или четвертой теории прочности для опасного сечения определяется расчетный (эквивалентный) момент по формулам:

$$M_{\text{р}}^{\text{III}} = \sqrt{T^2 + M_{\text{и}}^2}; \quad M_{\text{р}}^{\text{IV}} = \sqrt{M_{\text{и}}^2 + 0{,}75T^2}. \tag{6.15}$$

7. Определяется диаметр сечения вала на основании условия прочности:

$$\sigma_{\max} = \frac{M_{\text{Р}}}{W_z} \le \sigma_{\text{adm}}, \tag{6.16}$$

где $W_z = \dfrac{J_z}{d/2} = \pi \dfrac{d^4/64}{d/2} = \dfrac{\pi d^3}{32}$ – момент сопротивления поперечного сечения вала изгибу.

$$d \ge \sqrt[3]{\frac{32M_{\text{Р}}}{\pi\sigma_{\text{adm}}}}. \tag{6.17}$$

Величина диаметра округляется до ближайшего целого.

Пример 6.4.

Шкив с диаметром D_1 и с углом наклона ветвей ремня к горизонту α_1 делает n оборотов в минуту и передает мощность N. Два других шкива имеют одинаковый диаметр D_2 и одинаковые углы наклона ветвей ремня к горизонту α_2 и, каждый из них передает мощность $N/2$ (рис. 6.8).

Требуется:

1. Определить моменты, приложенные к шкивам, по заданным N и n ;

2. Построить эпюру крутящих моментов T;

3. Определить окружные усилия t_1 и t_2 действующие на шкивы, по данным моментам и заданным диаметрам шкивов D_1 и D_2;

4. Принять $t_1 = 2 \cdot t_2$;

5. Определить силы, изгибающие вал в горизонтальной и вертикальной плоскостях (вес шкивов и вала не учитывать);

6. Построить эпюры изгибающих моментов от горизонтальных и вертикальных сил $M_{\text{верт.}}$, $M_{\text{гор.}}$;

7. Построить эпюры суммарных изгибающих моментов, пользуясь формулой $M_{\text{и}} = \sqrt{M_{\text{гор}}{}^2 + M_{\text{верт}}{}^2}$;

8. При помощи эпюр T и $M_{\text{и}}$ найти опасное сечение и определить максимальный расчетный момент (по третьей теории прочности);

9. Подобрать диаметр вала d при $\sigma_{adm} = 70$ МПа и округлить его значение.

Решение.

1. Определяем крутящие моменты:

$$T_1 = \frac{9{,}55 \cdot N_1}{650} = \frac{9{,}55 \cdot 90}{650} = 1{,}32 \text{ кН} \cdot \text{м};$$

$$T_2 = \frac{9{,}55 \cdot N_2}{n} = \frac{9{,}55 \cdot 45}{650} = 0{,}66 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

2. Строим эпюру крутящих моментов (см. рис. 6.8).

3. Определяем усилия натяжения в ветвях ремней:

$$t_1 = \frac{2 \cdot T_1}{D_1} = \frac{2 \cdot 1{,}32}{1} = 2{,}64 \text{ кН}; \quad t_2 = \frac{2 \cdot T_2}{D_2} = \frac{2 \cdot 0{,}66}{0{,}6} = 2{,}2 \text{ кН}.$$

4. Определяем изгибающие нагрузки:

$$S_1 = t_1 + 2 \cdot t_2 = 7{,}92 \text{ кН}; \quad S_2 = t_2 + 2 \cdot t_2 = 6{,}60 \text{ кН}.$$

5. Определяем изгибающие нагрузки в вертикальной плоскости и реакции от этих нагрузок:

$$S_1^y = S_1 \cdot \sin\alpha_1 = 7{,}92 \cdot \sin 75^\circ = 7{,}92 \cdot 0{,}9659 = 7{,}65 \text{ кН};$$

$$S_2^y = S_2 \cdot \sin\alpha_2 = 6{,}6 \cdot \sin 80^\circ = 6{,}6 \cdot 0{,}9848 = 6{,}49 \text{ кН}.$$

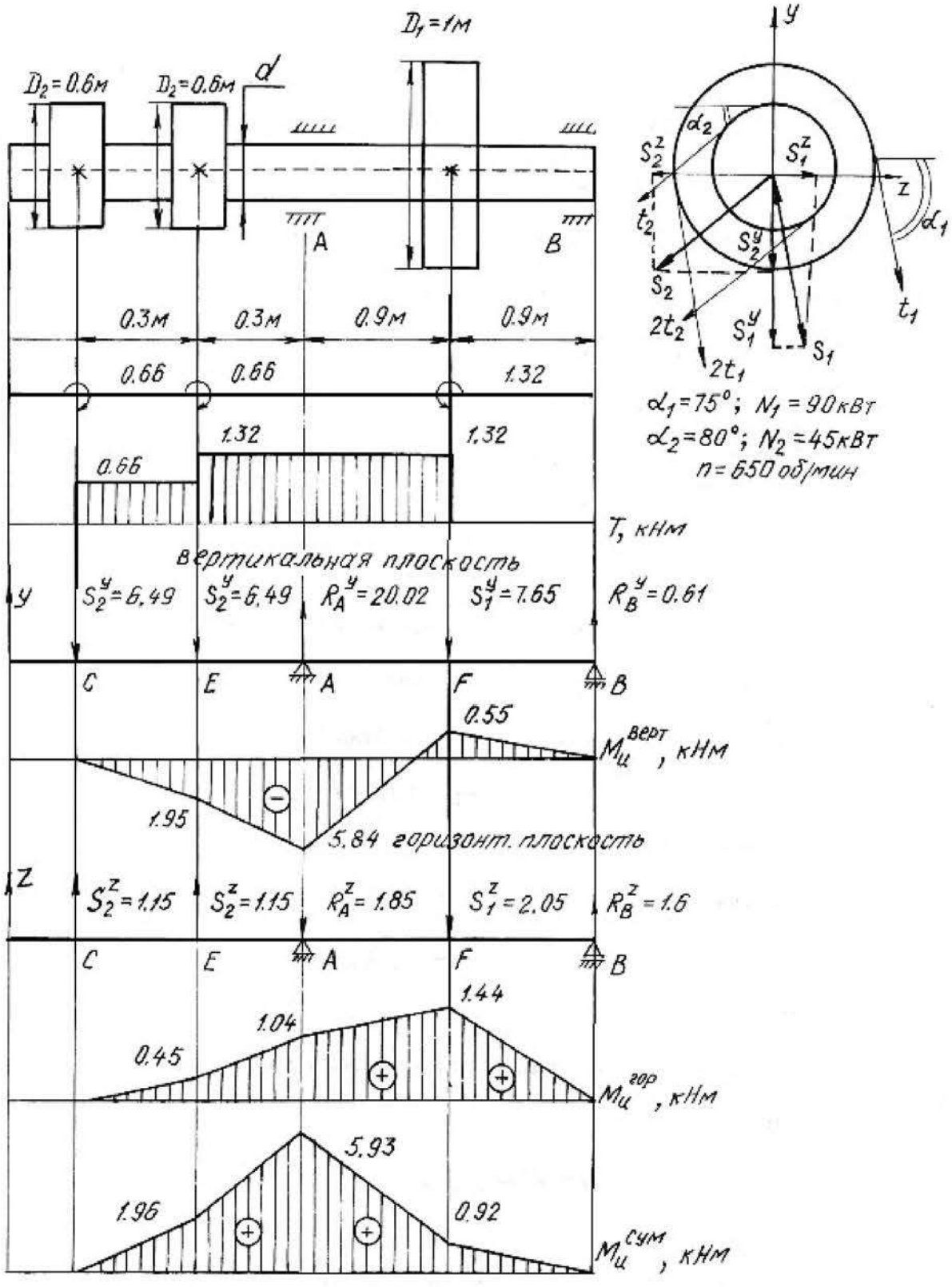

D1 = 1м
D2 = 0.6м
D2 = 0.6м
d
A
B
0.3м
0.3м
0.9м
0.9м
0.66
0.66
1.32
1.32
1.32
0.66
T, кНм
вертикальная плоскость
y
S2y = 6.49
S2y = 6.49
RAy = 20.02
S1y = 7.65
RBy = 0.61
C
E
A
F
B
0.55
Mцверт, кНм
1.95
5.84
горизонт. плоскость
z
S2z = 1.15
S2z = 1.15
RAz = 1.85
S1z = 2.05
RBz = 1.6
C
E
A
F
B
1.44
1.04
0.45
Mцгор, кНм
5.93
1.96
0.92
Mцсум, кНм
y
z
α2
S2z
S1z
t2
S2y
S2
2t2
S1y
S1
2t1
t1
α1
α1 = 75°; N1 = 90кВт
α2 = 80°; N2 = 45кВт
n = 650 об/мин

Рис. 6.8.

$$\sum M_A = 0; \quad S_2^y \cdot 0,6 - S_1^y \cdot 0,9 + R_B^y \cdot 1,8 + S_2^y \cdot 0,3 = 0;$$

$$6,49 \cdot 0,6 + 6,49 \cdot 0,3 - 7,65 \cdot 0,9 + R_B^y \cdot 1,8 = 0;$$

$$R_B^y = 0,61 \text{ кН}.$$

$$\sum M_B = 0; \; S_2^y \cdot 2,4 + S_2^y \cdot 2,1 - R_A^y \cdot 1,8 + S_1^y \cdot 0,9 = 0;$$

$$6,49 \cdot 2,4 + 6,49 \cdot 2,1 - R_A^y \cdot 1,8 + 7,65 \cdot 0,9 = 0;$$

$$R_A^y = 20,02 \text{ кН}.$$

$$\sum Y = 0; \quad -S_2^y - S_2^y + R_A^y - S_1^y + R_B^y = 0;$$

$$-6,49 - 6,49 + 20,02 - 7,65 + 0,61 = 0;$$

$$0 = 0.$$

Строим эпюру изгибающих моментов в вертикальной плоскости:

$$M_{\text{и}}^E = -6,49 \cdot 0,3 = -1,95 \text{ кН} \cdot \text{м};$$

$$M_{\text{и}}^A = -6,49 \cdot 0,6 - 6,49 \cdot 0,3 = -5,84 \text{ кН} \cdot \text{м};$$

$$M_{\text{и}}^F = R_B^y \cdot 0,9 = 0,61 \cdot 0,9 = 0,55 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

6. Определяем изгибающие нагрузки в горизонтальной плоскости и реакции от этих нагрузок:

$$S_1^z = S_1 \cdot \cos\alpha_1 = 7,92 \cdot \cos 75^\circ = 2,05 \text{ кН};$$

$$S_2^z = S_2 \cdot \cos\alpha_2 = 6,6 \cdot \cos 80^\circ = 1,15 \text{ кН}.$$

$$\sum M_A = 0;$$

$$S_2^z \cdot 0,6 - S_1^z \cdot 0,9 + R_B^z \cdot 1,8 - S_2^z \cdot 0,3 = 0;$$

$$R_B^z = 1,6 \text{ кН}.$$

$$\sum M_B = 0;$$

$$-S_2^z \cdot 2,4 - S_2^z \cdot 2,1 + R_A^z \cdot 1,8 + S_1^z \cdot 0,9 = 0;$$

$$R_A^z = 1,85 \text{ кН}.$$

$$\sum Z = 0; \quad S_2^z + S_2^z - R_A^z - S_1^z + R_B^z = 0;$$

$$1,15 + 1,15 - 1,85 - 2,05 + 1,6 = 0;$$

$$0 = 0.$$

Строим эпюру изгибающих моментов в горизонтальной плоскости:

$$M_{\text{и}}^{E} = 1{,}15 \cdot 0{,}3 = 0{,}45 \text{ кН} \cdot \text{м};$$
$$M_{\text{и}}^{A} = 1{,}15 \cdot 0{,}6 + 1{,}15 \cdot 0{,}3 = 1{,}04 \text{ кН} \cdot \text{м};$$
$$M_{\text{и}}^{F} = 1{,}6 \cdot 0{,}9 = 1{,}44 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

7. Строим эпюру суммарных изгибающих моментов:

$$M_{\text{и}}^{E} = \sqrt{1{,}95^2 + 0{,}45^2} = 1{,}96 \text{ кН} \cdot \text{м};$$
$$M_{\text{и}}^{A} = \sqrt{5{,}84^2 + 1{,}04^2} = 5{,}93 \text{ кН} \cdot \text{м};$$
$$M_{\text{и}}^{F} = \sqrt{0{,}55^2 + 1{,}44^2} = 0{,}92 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

8. Опасным сечением будет сечение A:

$$M_{\text{и}}^{A} = 5{,}93 \text{ кН} \cdot \text{м}; \quad T = 1{,}32 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

Расчетный момент для сечения A:

$$M_{\text{р}}^{\text{III}} = \sqrt{5{,}93^2 + 1{,}32^2} = 6{,}08 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

9. Определяем диаметр сечения вала:

$$d = \sqrt[3]{\frac{32M_{\text{р}}}{\pi\sigma_{\text{adm}}}} = \sqrt[3]{\frac{32 \cdot 6{,}08 \cdot 10^{-3}}{3{,}14 \cdot 70}} = 0{,}096 \text{ м} = 96 \text{ мм}.$$

Принимаем диаметр вала d = 100 мм.

6.6. Задания для расчета на изгиб с кручением

Трансмиссионный вал делает n оборотов в минуту при мощности N. На шкив с диаметром D_1 с углом наклона ремней ветвей ремня к горизонту α_1 передается мощность N кВт от электродвигателя. Два других шкива имеют одинаковый диаметр D_2 и одинаковые углы α_2 наклона ветвей ремня к горизонту, и каждый из них передает мощность $0{,}5N$ на станки. Для заданной расчетной схемы и данных размеров и нагрузок требуется:

1) определить окружные моменты, приложенные к шкивам, по заданным величинам N и n;

2) построить эпюру крутящих моментов T;

3) определить окружные усилия, действующие на шкивы;

4) определить силы, изгибающие вал в горизонтальной и вертикальной плоскостях (вес шкива и вала не учитывать);

5) построить эпюры изгибающих моментов от горизонтальных сил $M_{\text{гор}}$ и от вертикальных сил $M_{\text{верт}}$;

6) построить эпюру суммарных изгибающих моментов;

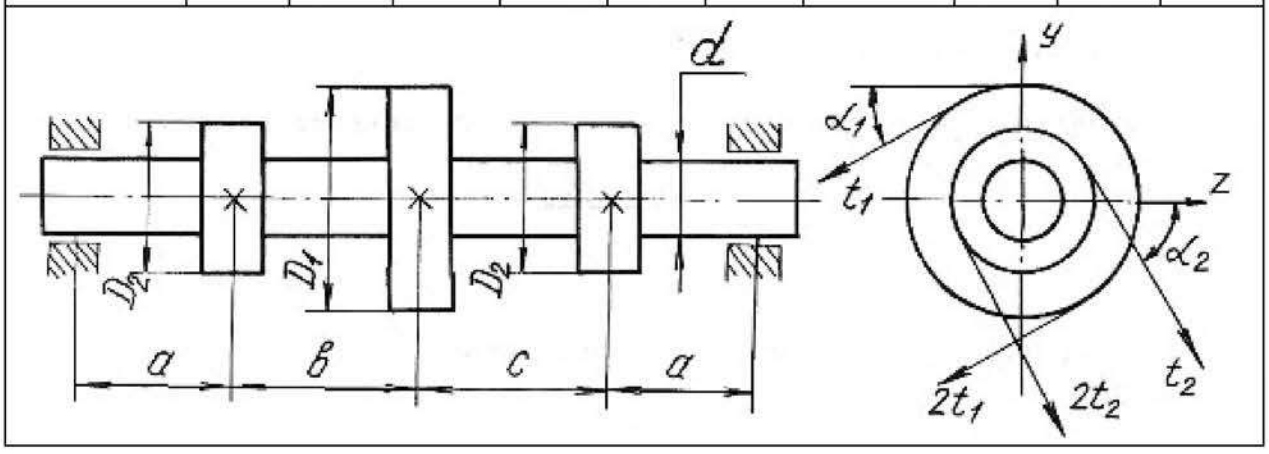
7) найти опасное сечение и определить величину максимально-расчетного момента по третьей теории прочности;

8) подобрать диаметр сечения вала при σ_{adm}=80 МПа.

Данные для расчета и схемы взять из табл. 6.6.

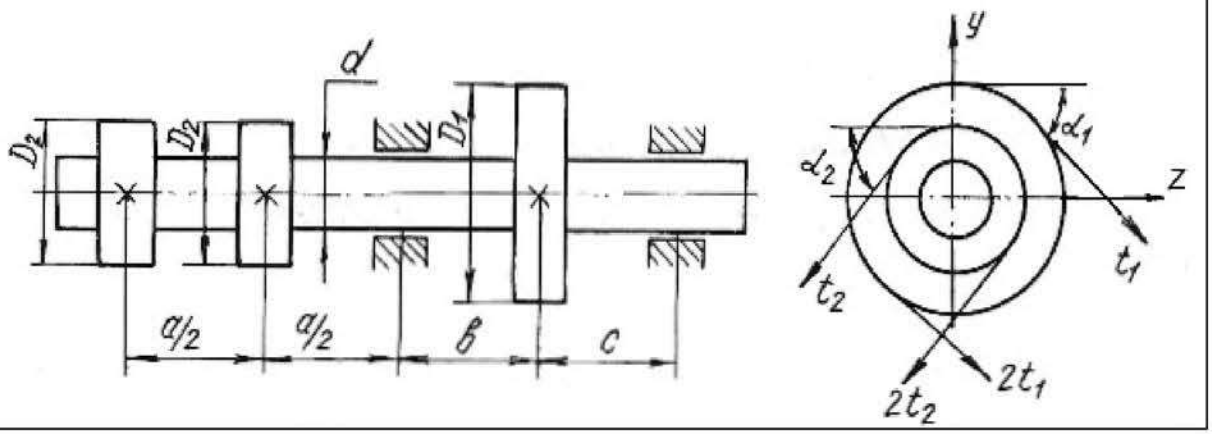
Таблица 6.6

Номер варианта	Числовые значения									
	D_1, м	D_2, м	α_1, град	α_2, град	N_1, кВт	N_2, кВт	n, об/мин	a, м	b, м	c, м
1	1,00	0,30	45	40	30	15	250	0,50	1,00	1,00
2	0,80	0,40	15	10	40	20	200	0,50	1,30	1,20
3	1,00	0,40	30	35	30	15	250	0,40	1,25	2,00
4	1,20	0,50	60	55	50	25	200	0,40	1,00	2,50
5	1,40	0,40	45	45	60	30	300	0,60	1,20	1,80



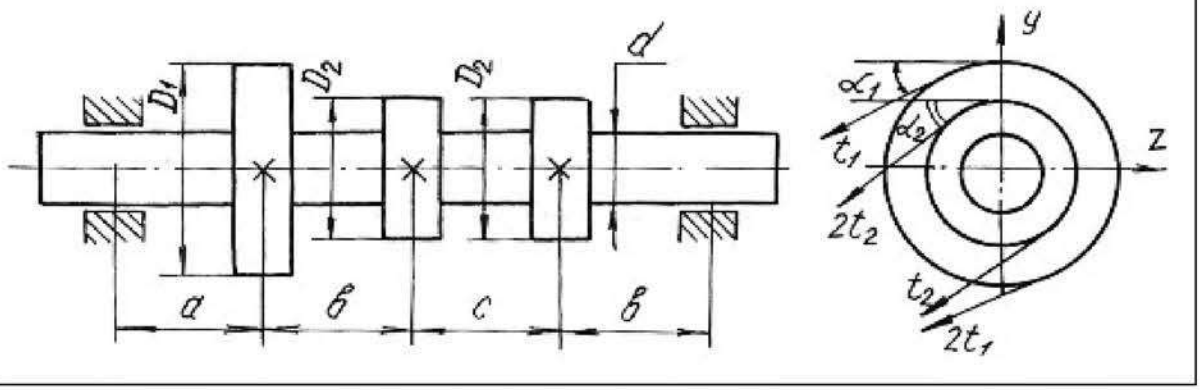
Продолжение табл. 6.6

Номер варианта	D_1, м	D_2, м	α_1, град	α_2, град	N_1, кВт	N_2, кВт	n, об/мин	a, м	b, м	c, м
6	1,00	0,30	45	40	70	35	400	0,70	1,20	1,30
7	0,90	0,60	55	50	75	38	400	0,50	1,00	1,00
8	1,00	0,70	60	35	80	40	500	0,60	1,00	1,10
9	1,20	0,80	65	30	85	42	550	0,70	1,10	1,20
10	1,20	0,90	70	45	90	45	600	0,70	1,00	1,00



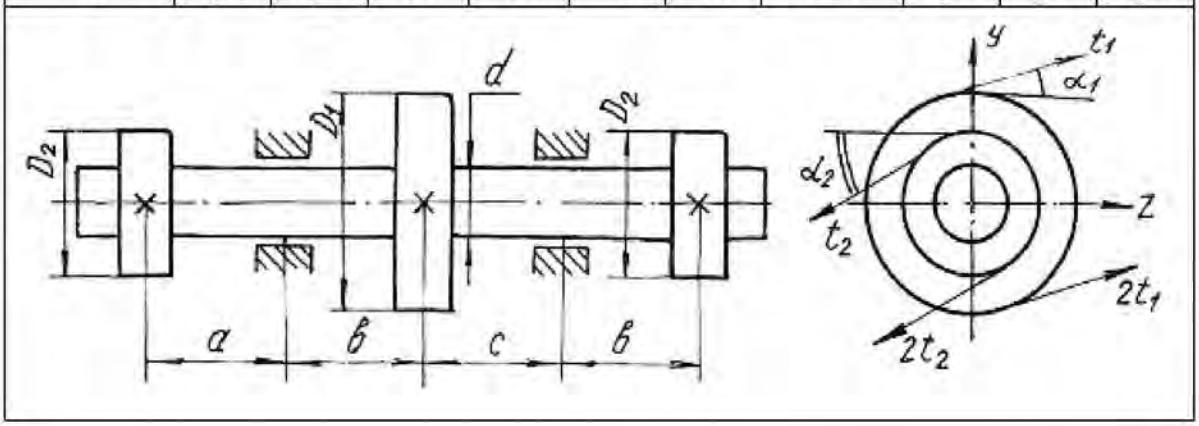
Продолжение табл. 6.6

Номер варианта	D_1, м	D_2, м	α_1, град	α_2, град	N_1, кВт	N_2, кВт	n, об/мин	a, м	b, м	c, м
11	1,00	0,60	75	80	90	45	650	0,60	0,90	0,90
12	1,20	0,80	80	75	100	50	700	0,50	1,00	1,00
13	1,20	0,70	85	30	110	55	750	0,60	1,10	1,20
14	1,20	0,60	30	85	120	60	800	0,50	1,00	1,00
15	1,00	0,80	35	40	130	65	360	0,60	1,20	1,00



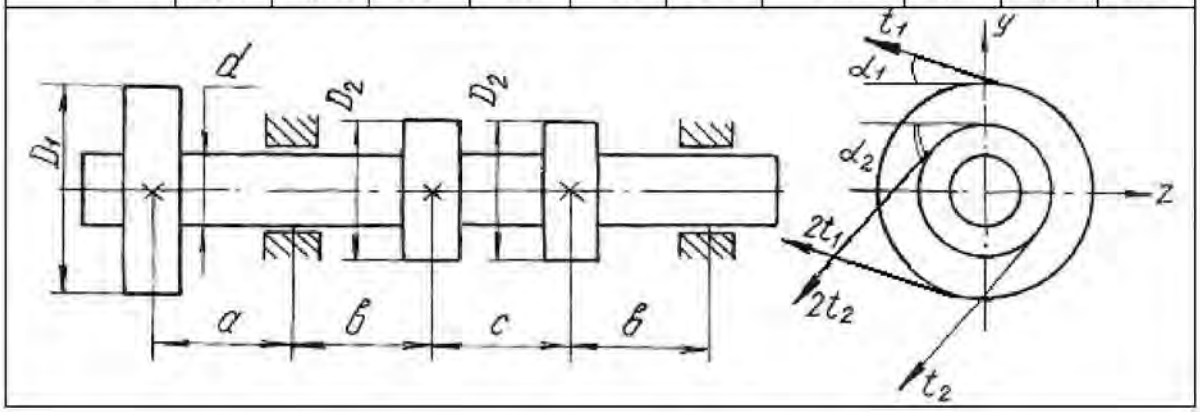
Продолжение табл. 6.6

Номер варианта	D_1, м	D_2, м	α_1, град	α_2, град	N_1, кВт	N_2, кВт	n, об/мин	a, м	b, м	c, м
16	1,20	0,60	40	35	140	70	400	0,50	1,00	1,00
17	1,40	0,70	45	50	150	75	450	0,50	0,50	1,00
18	1,20	0,60	50	45	160	80	500	0,60	1,00	1,00
19	1,20	0,70	60	65	170	85	550	0,50	0,90	0,90
20	1,00	0,60	65	60	180	90	600	0,60	1,00	0,90



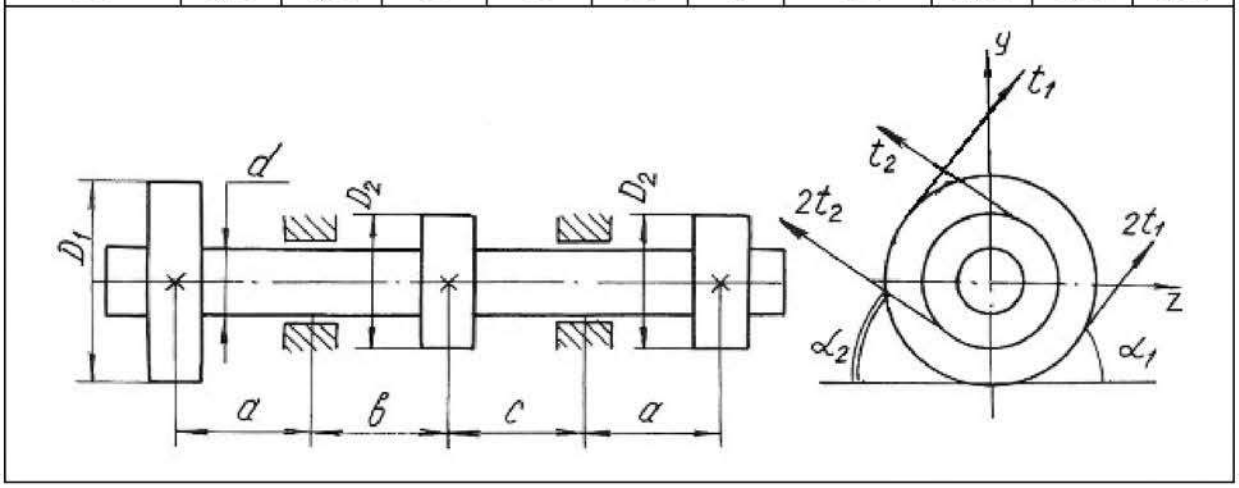
Продолжение табл. 6.6

Номер варианта	D_1, м	D_2, м	α_1, град	α_2, град	N_1, кВт	N_2, кВт	n, об/мин	a, м	b, м	c, м
21	1,20	0,80	15	25	30	15	250	1,00	0,80	1,20
22	1,00	0,60	25	15	40	20	280	1,20	1,20	1,30
23	0,80	0,50	30	45	50	25	300	1,30	1,30	1,40
24	1,00	0,65	45	60	60	30	450	1,25	1,40	1,50
25	1,20	0,75	60	30	70	35	500	1,40	1,00	1,60



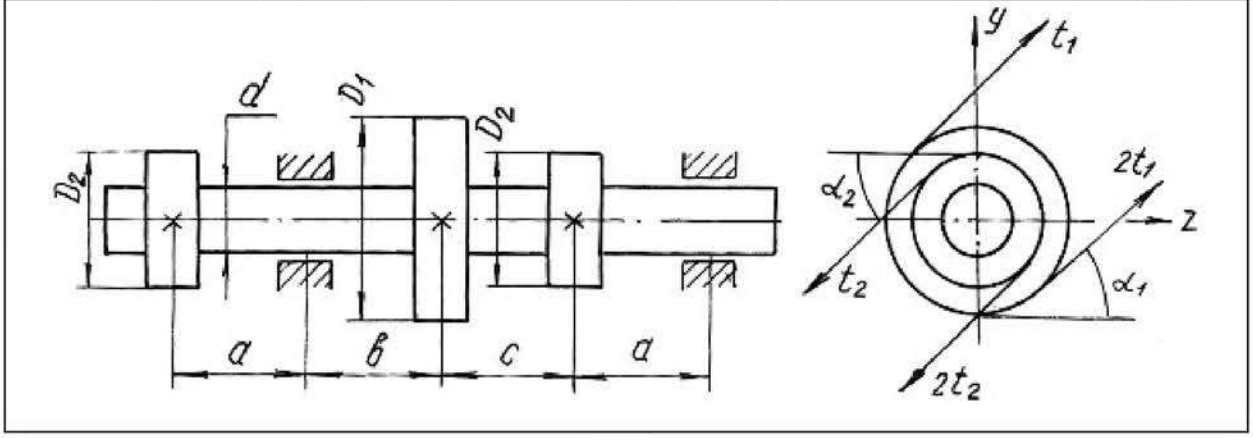
Продолжение табл. 6.6

Номер варианта	D_1, м	D_2, м	α_1, град	α_2, град	N_1, кВт	N_2, кВт	n, об/мин	a, м	b, м	c, м
26	1,20	0,80	75	15	60	30	500	1,20	1,20	1,40
27	1,00	0,90	30	45	64	32	550	1,00	0,80	1,00
28	0,90	0,80	35	55	70	35	600	0,60	1,00	0,90
29	0,80	0,70	40	50	74	37	650	0,60	0,90	0,80
30	1,10	0,75	55	65	80	40	700	0,80	1,00	0,65



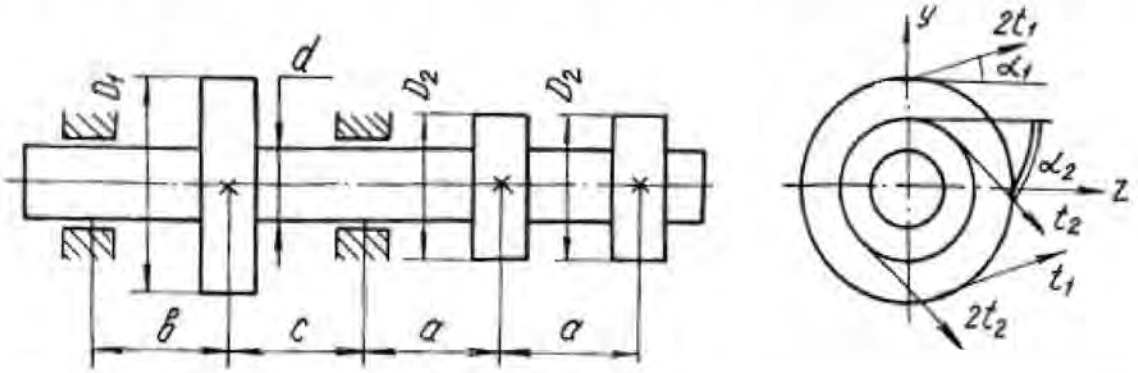
Продолжение табл. 6.6

Номер варианта	D_1, м	D_2, м	α_1, град	α_2, град	N_1, кВт	N_2, кВт	n, об/мин	a, м	b, м	c, м
31	1,10	0,75	45	45	170	85	500	1,00	0,90	1,10
32	1,20	0,90	60	30	90	45	400	0,90	1,00	0,80
33	0,90	0,70	75	15	95	47	450	0,80	0,90	1,00
34	1,00	0,80	30	45	100	50	500	1,00	1,20	0,90
35	1,20	0,90	25	15	110	55	550	0,90	1,00	1,20



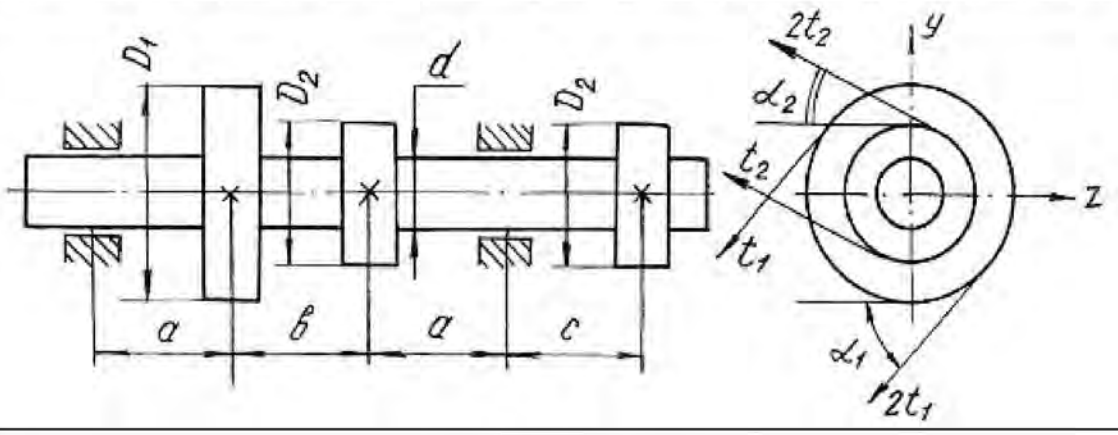
Продолжение табл. 6.6

Номер варианта	D_1, м	D_2, м	α_1, град	α_2, град	N_1, кВт	N_2, кВт	n, об/мин	a, м	b, м	c, м
36	1,00	0,80	30	20	120	60	600	0,80	1,20	0,90
37	1,20	0,90	35	45	130	65	650	1,00	0,80	0,90
38	1,10	0,80	60	50	140	70	700	0,90	1,00	0,90
39	1,00	0,70	75	15	150	75	300	0,80	1,00	0,70
40	1,00	0,60	60	40	160	80	300	1,00	1,20	1,30



Окончание табл. 6.6

Номер варианта	D_1, м	D_2, м	α_1, град	α_2, град	N_1, кВт	N_2, кВт	n, об/мин	a, м	b, м	c, м
41	1,00	0,40	40	20	40	20	200	0,50	1,00	0,40
42	0,80	0,50	45	25	50	25	250	0,40	1,10	0,50
43	1,00	0,60	50	30	60	30	300	0,60	0,90	0,40
44	1,20	0,80	55	35	70	35	200	0,40	1,00	0,60
45	1,10	0,50	60	40	80	40	350	0,70	1,20	0,70



Глава 7

УСТОЙЧИВОСТЬ ГИБКИХ СЖАТЫХ СТЕРЖНЕЙ

Стержни, длина которых относительно невелика по сравнению с их поперечными размерами, рассчитываются на сжатие, исходя из условия прочности:

$$\frac{F}{A} \le \sigma_{adm}.$$

При этом полагается, что вплоть до разрушения стержень работает на осевое сжатие и продольная ось его остаётся прямолинейной.

Иная картина наблюдается при сжатии стержней, длина которых значительно больше размеров поперечного сечения. В этих случаях прямолинейная продольная ось стержней может искривляться. Искривление происходит в плоскости наименьшей жесткости стержня.

Деформация, которая возникает при сжатии стерня и сопровождается искривлением продольной оси стержня, называется продольным изгибом, а переход прямолинейной формы продольной оси стержня в криволинейную носит название потери устойчивости. Нагрузка, при которой стержень теряет устойчивость, называется критической силой F_{cr}.

Напряжение, возникающее в поперечном сечении стержня от критической силы, называется критическим напряжением σ_{cr}.

Критические напряжения весьма опасны для сжатых стержней, поэтому необходимо проводить расчёты на устойчивость.

Для стержней, закрепленных на одной или двух опорах, величина критической силы может быть определена по формуле Эйлера:

$$F_{cr} = \frac{\pi^2 E J_{\min}}{(\mu l)^2}, \qquad (7.1)$$

где E – модуль продольной упругости материала; $J_{\min}$ – минимальный осевой момент инерции поперечного сечения стержня; l – длина стержня; μ – коэффициент приведенной длины стержня, отражающий способ закрепления концов стержня (рис. 7.1); μl – приведенная длина стержня.

Критические напряжения

$$\sigma_{cr} = \frac{\pi^2 E}{\lambda^2}, \qquad (7.2)$$

где λ – гибкость стержня

$$\lambda = \frac{\mu l}{i_{\min}}, \tag{7.3}$$

где $i_{\min}$ – минимальный радиус инерции поперечного сечения стержня

$$i_{\min} = \sqrt{\frac{J_{\min}}{A}}, \tag{7.4}$$

Формула Эйлера применима для стержней с гибкостью более гибкости, предельной для данного материала стержня

$$\lambda_{\text{кр}} = \sqrt{\frac{\pi^2 E}{\sigma_{pr}}}, \tag{7.5}$$

где σ_{pr} – предел пропорциональности материала стержня (напряжение, при котором сохраняется прямая пропорциональность между σ и ε).

Для расчёта сжатых стержней любой гибкости применяется способ, основанный на применении коэффициентов φ. Этот способ расчёта сжатых стержней на устойчивость сводится к расчёту стержня как бы на простое сжатие, только по заниженному допускаемому напряжению с использованием формулы:

$$\sigma^{\text{у}}_{\text{adm}} = \varphi\, \sigma_{\text{adm}}, \tag{7.6}$$

где $\sigma^{\text{у}}_{\text{adm}}$ – допускаемое напряжение при расчете на устойчивость; φ – коэффициент продольного изгиба (коэффициент понижения основного допускаемого напряжения σ_{adm} на простое сжатие), значения коэффициентов φ для различных материалов приведены в табл. 7.1.

Величина допускаемой нагрузки на устойчивость $F^{\text{у}}_{\text{adm}}$ сжатого стержня соответственно будет равна

$$F^{\text{у}}_{\text{adm}} = \sigma^{\text{у}}_{\text{adm}} A = \varphi \sigma_{\text{adm}} A, \tag{7.7}$$

где A – площадь поперечного сечения сжатого стержня.

Между критической и допускаемой нагрузкой на устойчивость существует следующая связь

$$F_{cr} = K_{\text{у}} F^{\text{у}}_{\text{adm}}, \tag{7.8}$$

где $K_{\text{у}}$ – коэффициент запаса на устойчивость.

Таблица 7.1

Гибкость, λ	Значение коэффициента φ				
	Материал				
	Ст. 4, Ст. 3	Ст. 5	Ст. СПБ	чугун	дерево
0	1	1	1	1	1
10	0,99	0,98	0,97	0,97	0,99
20	0,96	0,95	0,95	0,95	0,97
30	0,94	0,92	0,91	0,81	0,93
40	0,92	0,89	0,87	0,69	0,87
50	0,89	0,86	0,83	0,57	0,8
60	0,86	0,82	0,79	0,44	0,71
70	0,81	0,76	0,72	0,34	0,6
80	0,75	0,7	0,65	0,26	0,48
90	0,69	0,62	0,55	0,2	0,38
100	0,6	0,51	0,43	0,16	0,31
110	0,52	0,43	0,35	–	0,25
120	0,45	0,36	0,3	–	0,22
130	0,4	0,33	0,26	–	0,18
140	0,36	0,29	0,23	–	0,16
150	0,32	0,26	0,21	–	0,14
160	0,29	0,24	0,19	–	0,12
170	0,26	0,21	0,17	–	0,11
180	0,23	0,19	0,15	–	0,1
190	0,21	0,17	0,14	–	0,09
200	0,19	0,16	0,13	–	0,08

В зависимости от исходных данных для расчета на устойчивость решение сводится к определению допускаемой нагрузки F_{adm}^{y} из условий устойчивости сжатого стержня или к подбору площади поперечного сечения сжатого стержня.

Рассмотрим возможные варианты решения на устойчивость сжатых стержней с помощью коэффициента φ на следующих примерах.

Пример 7.1.

Определить допускаемую нагрузку для стойки, изготовленной из Ст. 3 в виде трубы с наружным диаметром $d_1 = 0{,}04$ м и внутренним $d_2 = 0{,}03$ м, длиной $l = 1$ м. Концы стойки защемлены. Допускаемое напряжение для материала стержня $\sigma_{adm} = 120$ МПа, предел пропорциональности материала $\sigma_{pr} = 200$ МПа. Коэффициент запаса на устойчивость $K_y = 2$. Модуль продольной упругости материала $E = 2 \cdot 10^{11}$ Па.

Решение.

Выявим возможность решения данной задачи с помощью формулы Эйлера. Для этого находим предельную гибкость для данного материала стойки

$$\lambda_{\text{кр}} = \sqrt{\frac{\pi^2 E}{\sigma_{pr}}} = \sqrt{\frac{3{,}14^2 \cdot 2 \cdot 10^{11}}{200 \cdot 10^6}} = 99{,}5.$$

Для определения действительной гибкости данной стойки находим минимальный момент инерции поперечного сечения

$$J_{\min} = \frac{\pi}{64}(d_1^4 - d_2^4) = \frac{3{,}14}{64}(0{,}04^4 - 0{,}03^4) = 8{,}586 \cdot 10^{-8} \text{ м}^4.$$

Площадь сечения

$$A = \frac{\pi}{4}(d_1^2 - d_2^2) = \frac{3{,}14}{4}(0{,}04^2 - 0{,}03^2) = 5{,}5 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2.$$

Минимальный радиус инерции

$$i_{\min} = \sqrt{\frac{J_{\min}}{A}} = \sqrt{\frac{8{,}586 \cdot 10^{-8}}{5{,}5 \cdot 10^{-4}}} = 1{,}25 \cdot 10^{-2} \text{м}.$$

Тогда гибкость стойки при $\mu = 0{,}5$

$$\lambda = \frac{\mu l}{i_{\min}} = \frac{0{,}5 \cdot 1}{1{,}25 \cdot 10^{-2}} = 40.$$

Сравнивая полученные значения гибкостей, приходим к выводу, что расчет с помощью формулы Эйлера в данном случае не применим, так как $\lambda < \lambda_{\text{кр}}$.

Расчет производим с помощью коэффициента φ. Для данной стальной стойки при $\lambda = 40$ коэффициент $\varphi = 0{,}92$.

Найдем допускаемое напряжение на устойчивость

$$\sigma_{\text{adm}}^{\text{y}} = \varphi\sigma_{\text{adm}} = 0{,}92 \cdot 120 = 110{,}4 \text{ МПа},$$

а допускаемая нагрузка на устойчивость

$$F_{\text{adm}}^{\text{y}} = \sigma_{\text{adm}}^{\text{y}} A = 110{,}4 \cdot 10^6 \cdot 5{,}5 \cdot 10^{-4} = 60{,}72 \cdot 10^3 \text{ Н} = 60{,}72 \text{ кН}.$$

Критическая нагрузка

$$F_{cr} = K_{\text{y}} F_{\text{adm}}^{\text{y}} = 2 \cdot 60{,}72 = 121{,}44 \text{ кН}.$$

Пример 7.2.

Подобрать двутавровое сечение стойки с одним защемленным, а другим свободным концом. Осевая сжимающая сила $F = 400$ кН, длина стойки $l = 1,5$ м. Основное допускаемое напряжение на сжатие $\sigma_{adm} = 160$ МПа.

Решение.

Решаем задачу методом последовательных приближений. Примем для первого приближения коэффициент $\varphi_1 = 0,5$. В этом случае необходимая площадь поперечного сечения стойки:

$$A_1 \geq \frac{F}{\varphi_1 \sigma_{adm}} = \frac{400 \cdot 10^3}{0,5 \cdot 160 \cdot 10^6} = 50 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2.$$

По сортаменту выбираем двутавр № 33 (см. табл. П. 1) с площадью $A_2 = 53,8 \cdot 10^{-4}$ м^2 и минимальным радиусом инерции $i_{min_1} = 2,79 \cdot 10^{-2}$ м.

Соответствующая гибкость стойки при коэффициенте $\mu = 2$

$$\lambda_1 = \frac{\mu l}{i_{min_1}} = \frac{2 \cdot 1,5}{2,79 \cdot 10^{-2}} = 107.$$

С помощью линейной интерполяции находим коэффициент φ_2 между его значениями по табл. 7.1 при $\lambda = 100$ и при $\lambda = 110$. При $\lambda = 100$, $\varphi = 0,60$; при $\lambda = 110$, $\varphi = 0,52$, следовательно, $\Delta\lambda = 10$, $\Delta\varphi = 0,08$:

$$\varphi_2 = \varphi_{\lambda=100} - \frac{\Delta\varphi}{\Delta\lambda}\left[(\lambda=107) - (\lambda=100)\right] = 0,544.$$

Следовательно, при $\lambda = 107$ коэффициент $\varphi_2 = 0,544$.

Проводим проверку по условию

$$F_{\text{расч}_1} = \varphi_2 A_2 \sigma_{adm} = F \pm 5\ \%,$$

в нашем случае $F_{\text{расч}_1} = 0,544 \cdot 53,8 \cdot 10^{-4} \cdot 160 \cdot 10^6 = 468270$ Н $= 468,27$ кН $> F$.

Находим величину расхождения между заданной и расчетной нагрузками

$$\delta = \frac{468,27 - 400}{400} 100 = 17\ \% > 5\ \%.$$

Делаем новый расчет (приближение)

$$\varphi_3 = \frac{\varphi_1 + \varphi_2}{2} = \frac{0,5 + 0,544}{2} = 0,522.$$

Необходимая площадь поперечного сечения

$$A_3 = \frac{F}{\varphi_3 \sigma_{adm}} = \frac{400 \cdot 10^3}{0,522 \cdot 160 \cdot 10^6} = 48 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2.$$

По сортаменту проката найденной площади соответствует двутавр № 30а (см. табл. П. 1) площадью сечения $A_4 = 49,9 \cdot 10^{-4}$ м^2 и $i_{\min_2} = 2,95 \cdot 10^{-2}$ м. Тогда гибкость

$$\lambda_2 = \frac{\mu l}{i_{\min_2}} = \frac{2 \cdot 1,5}{2,95 \cdot 10^{-2}} = 101,7 \approx 102.$$

После интерполяции получаем

$$\varphi_4 = 0,6 - \frac{0,08}{10}(102 - 100) = 0,584.$$

Проводим проверку

$$F_{\text{расч}_2} = 0,584 \cdot 49,9 \cdot 10^{-4} \cdot 160 \cdot 10^6 = 466265 \text{ Н} = 466,265 \text{ кН} > F.$$

Величина расхождения между заданной и расчетной нагрузками составляет:

$$\delta = \frac{466,265 - 400}{400} 100 = 16,6\ \% > 5\ \%.$$

Проверяем двутавр № 30 площадью сечения $A_5 = 46,5 \cdot 10^{-4}$ м^2, $i_{\min_3} = 2,69 \cdot 10^{-2}$ м.

Гибкость $\lambda_3 = \frac{2 \cdot 1,5}{2,69 \cdot 10^{-2}} \approx 112.$

Коэффициент φ_5 находим линейной интерполяцией между значениями $\lambda = 110$ и $\lambda = 120$. Получим $\varphi_5 = 0,506$.

Проверка

$F_{\text{расч}_3} = \varphi_5 A_5 \sigma_{adm} = 0,506 \cdot 46,5 \cdot 10^{-4} \cdot 160 \cdot 10^6 = 376500$ Н $= 376,5$ кН.

Величина расхождения между заданной и расчетной нагрузками составляет

$$\delta = \frac{400 - 376,5}{400} 100 = 5,87\ \% > 5\ \%.$$

Следовательно, из трех рассмотренных номеров двутавров к практическому применению необходимо принять двутавр № 30а с площадью поперечного сечения $A = 49{,}9 \cdot 10^{-4}$ м^2, так как нагрузка, которую воспринимает двутавр № 30 меньше заданной нагрузки более чем 5 %.

7.1. Задания для расчета стержней на устойчивость

Подобрать поперечное сечение заданного профиля гибкого стержня при действии осевой сжимающей силы. Решение выполнить методом последовательных приближений с помощью коэффициентов φ. Допускаемые напряжения для материалов стержней на сжатие принять: для стали $\sigma_{adm} = 160$ МПа; для чугуна $\sigma_{adm} = 130$ МПа; для дерева $\sigma_{adm} = 10$ МПа.

Данные для расчетов взять из рис. 7.1, табл. 7.2 и П. 1.

Примечания:

1. Для сечения прямоугольного профиля принять соотношение между размерами как $b:h = 1:2$.

2. Для кольцеобразного сечения принять соотношение между внутренним и наружным диаметрами как $d/D = 0{,}85$.

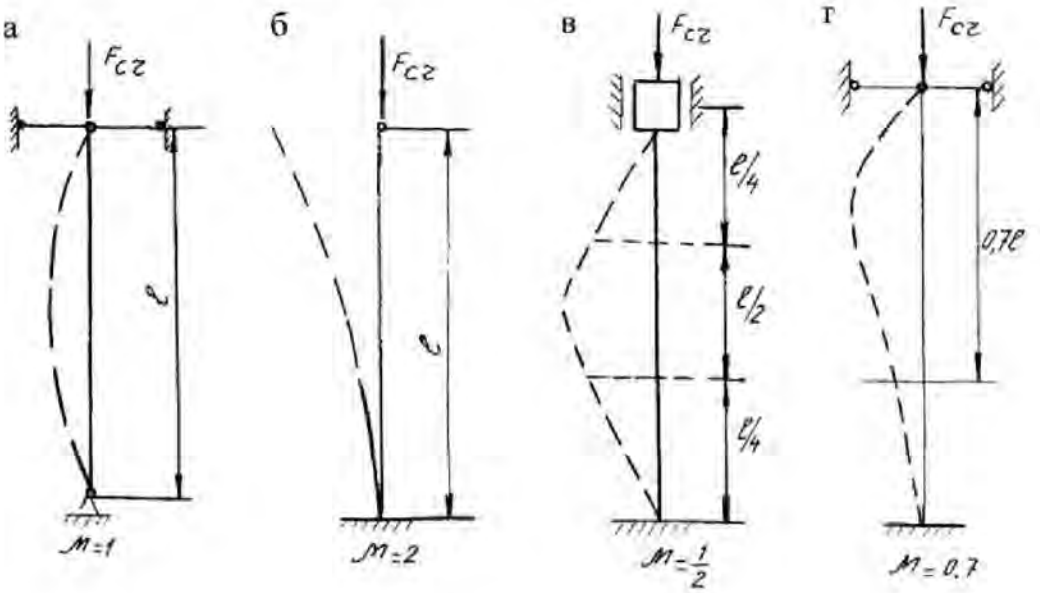
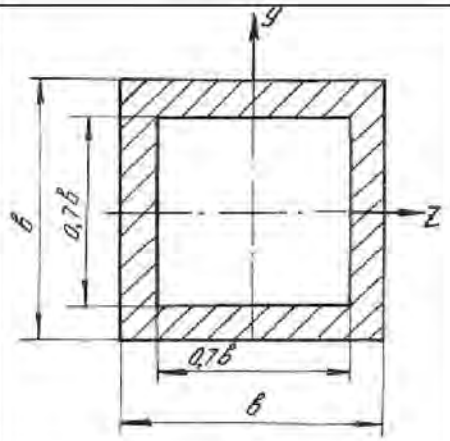
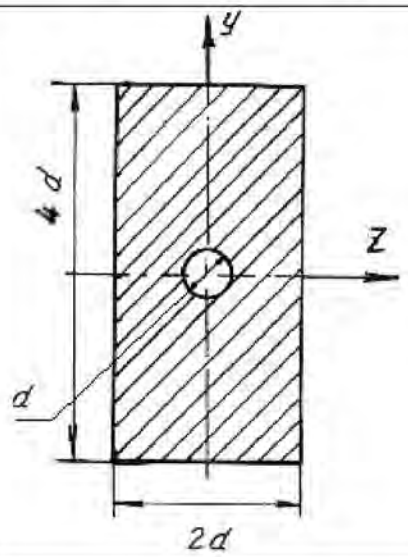
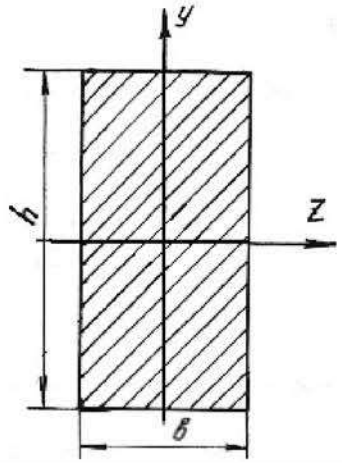
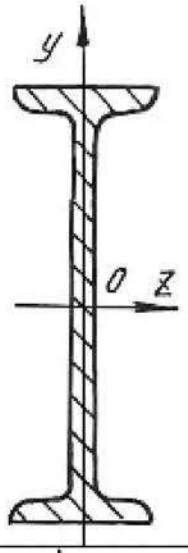
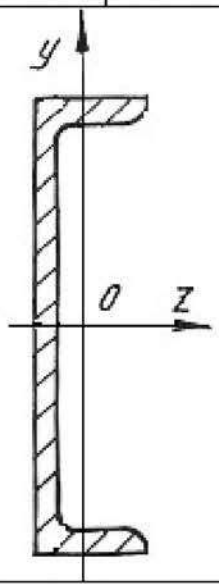


Рис. 7.1.

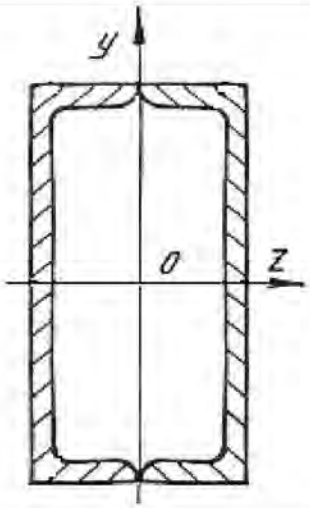
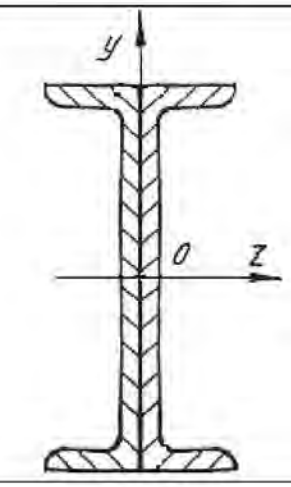
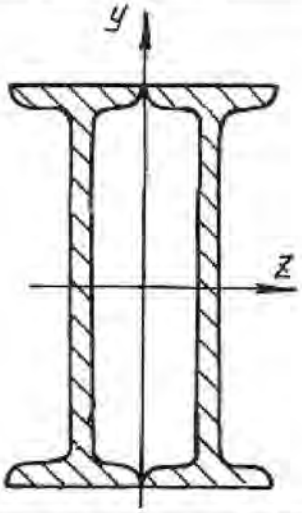
Таблица 7.2

Номер варианта	Схема поперечного сечения	Материал	Способ закрепления	Длина стержня, м	Сжимающая нагрузка, кН
1		Дерево	а б в г	3 4 4 1,6	90 120 150 60
2		Дерево	а б в г	3,6 5 5 2	140 250 400 180
3		Чугун	а б в г	5,2 4,8 4,5 2,8	600 800 900 700

Продолжение табл. 7.2

Номер варианта	Схема поперечного сечения	Материал	Способ закрепления	Длина стержня, м	Сжимающая нагрузка, кН
4		Чугун	а б в г	4,6 3,8 4,2 3,2	850 600 700 900
5		Сталь 5	а б в г	3,2 3,6 8 2,4	380 700 800 600
6		Сталь 3	а б в г	3,6 4,5 5 2,2	280 650 450 250

Окончание табл. 7.2

Номер варианта	Схема поперечного сечения	Материал	Способ закрепления	Длина стержня, м	Сжимающая нагрузка, кН
7		Сталь 3	а б в г	3 4 5,5 4,8	300 400 250 350
8		Сталь 3	а б в г	5,5 6,6 7 3,5	960 500 800 750
9		Сталь 3	а б в г	3 7 6 4	930 740 830 980

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ И ЗАДАНИЯ К КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЕ

ЭЛЕКТРОТЕХНИКА

Специальность
21.05.04 Горное дело

Направленность (профиль)
Открытые горные работы

Екатеринбург

СОДЕРЖАНИЕ

ВВДЕНИЕ 3
Задача 1. РАСЧЕТ ЛИНЕЙНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ЦЕПЕЙ ПОСТОЯННОГО ТОКА 4
Задача 2. РАСЧЕТ ОДНОФАЗНЫХ ЛИНЕЙНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ЦЕПЕЙ СИНУСОИДАЛЬНОГО ТОКА 12
2.1. Последовательное соединение в цепи синусоидального тока 12
2.2. Параллельное соединение в цепи синусоидального тока 14
2.3. Разветвленная цепь синусоидального тока 16
Задача 3. РАСЧЕТ ТРЕХФАЗНЫХ ЛИНЕЙНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ЦЕПЕЙ 22
3.1. Расчет трехфазных линейных электрических цепей при соединении фаз приемника звездой 22
3.2. Расчет трехфазных линейных электрических цепей при соединении фаз приемника треугольником 25
Задача 4. РАСЧЕТ СЛОЖНЫХ ТРЕХФАЗНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ЦЕПЕЙ. 27
Задача 5. РАСЧЕТ ПЕРЕХОДНЫХ ПРОЦЕССОВ В ЛИНЕЙНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ЦЕПЯХ ПОСТОЯННОГО ТОКА 33
Задача 6. РАСЧЕТ НЕЛИНЕЙНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ЦЕПЕЙ ПОСТОЯННОГО ТОКА В УСТАНОВИВШЕМСЯ РЕЖИМЕ 40
ЗАДАЧА 7. РАСЧЕТ МАГНИТНЫХ ЦЕПЕЙ ПОСТОЯННОГО ТОКА. 46
7.1. Неразветвленные магнитные цепи. 46
7.1.1. Прямая задача. Определить МДС цепи по заданному магнитному потоку. 49
7.1.2. Обратная задача. Определить магнитный поток в цепи по заданной МДС 51
2.2. Разветвленная цепь синусоидального тока 57
Задача 8. ТРАНСФОРМАТОРЫ 58
Задача 9. АСИНХРОННЫЙ ДВИГАТЕЛЬ С ФАЗНЫМ РОТОРОМ 60
Задача 10. ДВИГАТЕЛЬ ПОСТОЯННОГО ТОКА ПАРАЛЛЕЛЬНОГО ВОЗБУЖДЕНИЯ 63

ВВДЕНИЕ

Дисциплина «Эектротехника» изучает процессы в электрических и магнитных цепях, выявляет общие закономерности электромагнитных явлений и их прикладное применение для создания, передачи и распределения электроэнергии.

Целью преподавания дисциплины является теоретическая и практическая подготовка будущего инженера-электрика, инженера-электромеханика, инженера по автоматизации производственных процессов, развитие его творческих способностей, умение формировать и решать на высоком научном уровне проблемы осваиваемой специальности, умение творчески применять и самостоятельно повышать свои знания. Эти цели достигаются на основе повышения творческой активности и самостоятельной работы студентов.

Высокий научный и инженерный уровень дисциплины обусловлен глубоким проникновением в ее разделы законов и положений, которые даются в курсах «Физика» и «Математика».

Выполнение контрольных заданий.

При выполнении контрольных задний необходимо выполнить следующие требования:

1. Контрольные задания выполняют по данному методическому указанию.

2. Варианты задач в контрольных заданиях определяют по двум последним цифрам номера студенческого билета. Если две последние цифры превышают число 24 (общее количество вариантов), то номер варианта определяется по остатку от целочисленного деления этих цифр на число 24. • Например, двум последним цифрам 49-го номера студенческого билета соответствует первый вариант контрольного задания.

3. Контрольные задания выполняют в отдельной тетради, на обложке которой приводят сведения по следующей форме: фамилия, имя, отчество, номер студенческого билета, номер контрольного задания.

4. Графическую часть (схемы, графики) в контрольных заданиях выполняют карандашом, в масштабе, с указанием последнего.

5. Решение каждой задачи контрольного задания следует начинать с новой страницы.

6. Электрические схемы вычерчивают согласно стандарту.

7. Условие задачи выписывают полностью без сокращений.

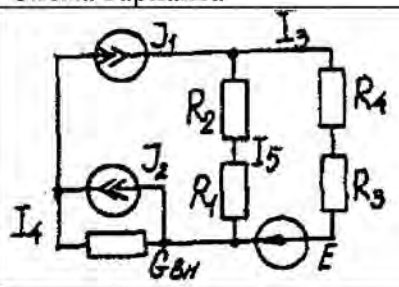
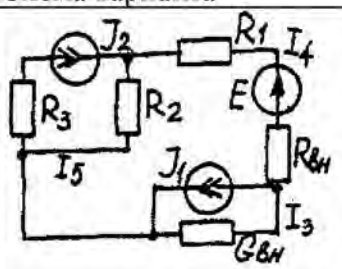
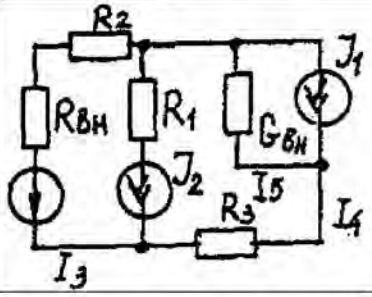
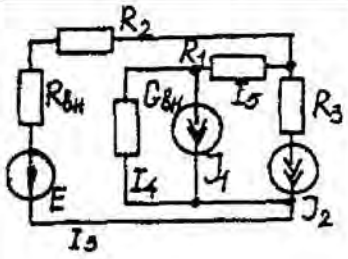
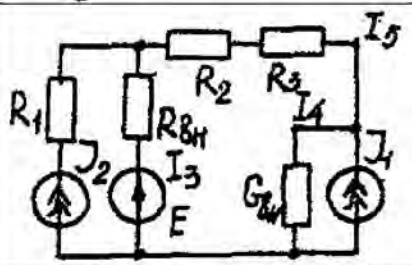
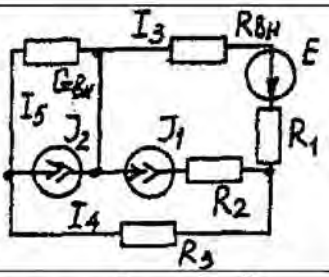
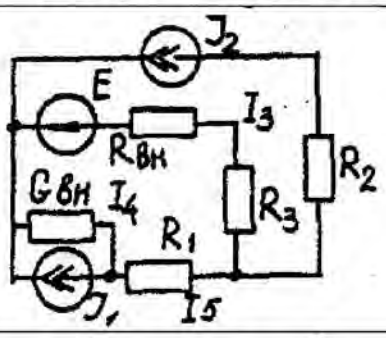
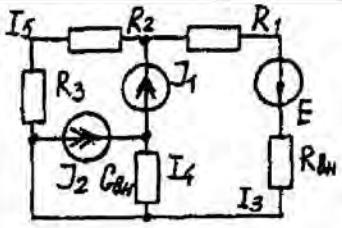
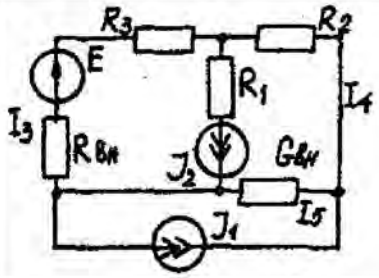
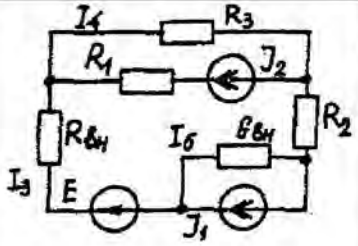
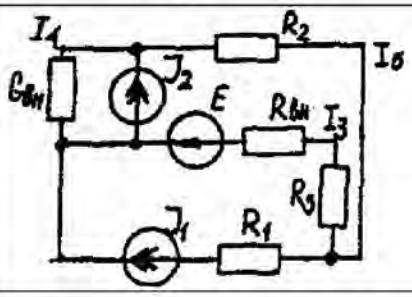
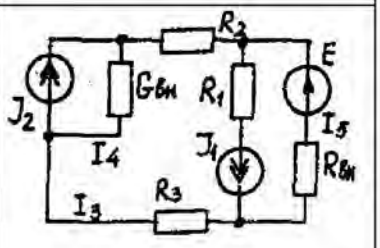
8. Решения задач сопровождают краткими пояснениями.

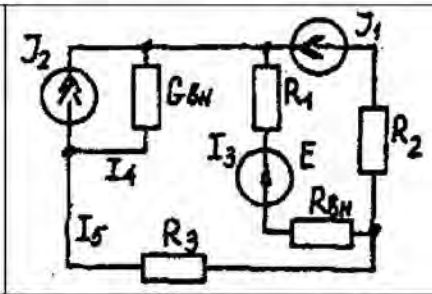
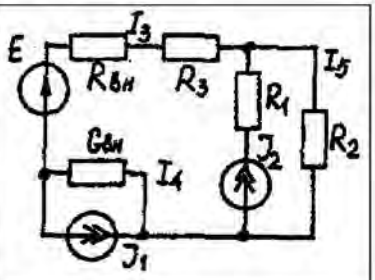
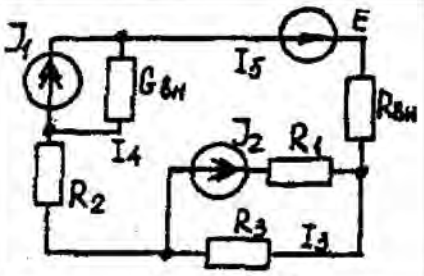
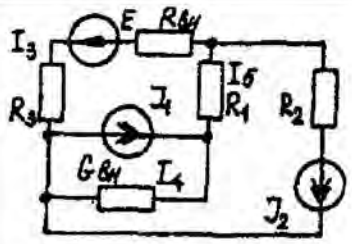
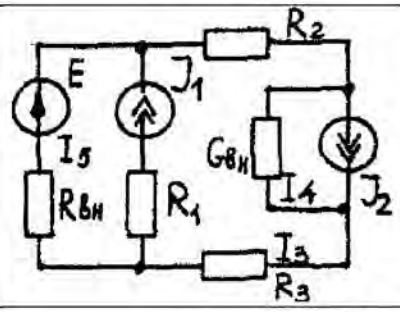
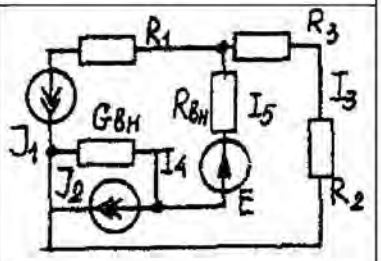
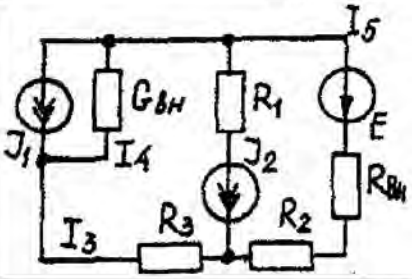
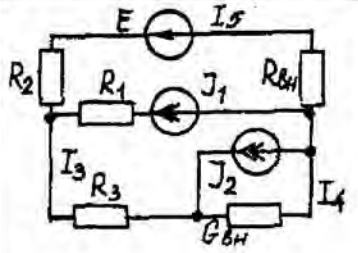
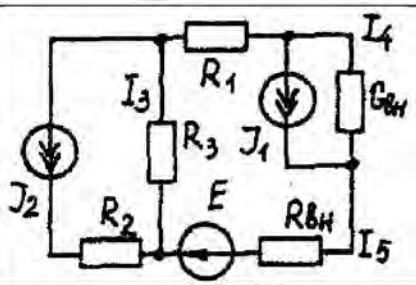
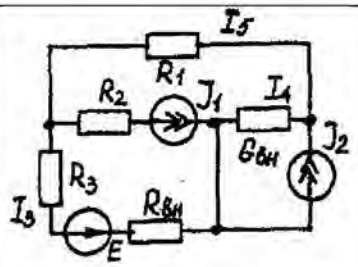
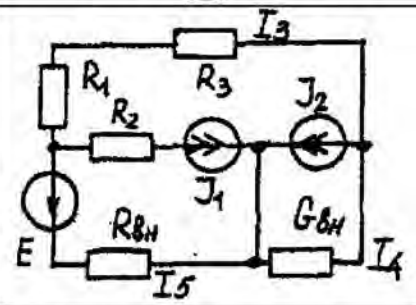
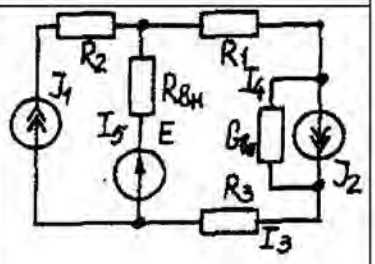
9. Контрольные задания представляются для проверки до начала соответствующей лабораторно-экзаменационной сессии.

10. Если контрольное задание не зачтено, студент обязан, исправив ошибки указанные преподавателем, представить задание на повторную рецензию.

11. Студенты, не сдавшие на проверку соответствующих решенных контрольных заданий, к сдаче экзамена не допускаются.

Задача 1. РАСЧЕТ ЛИНЕЙНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ЦЕПЕЙ ПОСТОЯННОГО ТОКА

№	Схема варианта	№	Схема варианта
1		2	
3		4	
5		6	
7		8	
9		10	
11		12	

13		14	
15		16	
17		18	
19		20	
21		22	
23		24	

Условие задачи.

Для заданной электрической схемы (табл. 1.1) с известными параметрами (табл. 1.2) определить токи в ветвях цепи следующими методами:

- составления уравнений электрического равновесия по законам Кирхгофа;
- контурных токов;

- наложения;
- узловых потенциалов;
- эквивалентного генератора.

Номер вариа-нта	Значение параметров							
	E, В	J_1, А	J_2, А	R_1, Ом	R_2, Ом	R_3, Ом	$R_{ВН}$, Ом	$G_{ВН}$, См
1	42	35	17	10	20	5	7	0,5
2	126	6	8	1	3	2	5	0,25
3	21	5	2	5	9	3	3	0,2
4	29	3	6	2	3	4	4	0,2
5	200	25	25	8	3	1	4	0,5
6	40	10	3	5	8	5	2	0,5
7	50	3	25	3	5	2	3	0,2
8	20	10	8	4	8	2	6	1
9	50	22	6	4	5	2	3	0,1
10	140	20	7	5	1	4	6	0,2
11	104	28	13	5	2	3	2	0,1
12	150	4	6	3	4	6	5	0,2
13	43	4	28	2	5	1	3	0,2
14	82	2	3	6	4	5	6	0,2
15	52	2	1	3	1	2	2	0,2
16	204	1	5	2	3	1	3	0,4
17	110	11	9	2	3	3	2	0,5
18	72	2	1	4	1	3	6	0,2
19	42	2	5	3	3	4	5	0,1
20	8	6	2	6	1	2	2	0,05
21	187	10	6	2	6	7	4	0,5
22	144	5	15	4	3	2	4	0.5
23	84	6	5	3	3	6	3	0,5
24	103	12	6	4	3	1	3	0,5

Метод составления уравнений электрического равновесия по законам Кирхгофа

Методические указания.

Этот метод основан на составлении и совместном решении системы уравнений электрического равновесия, составленных по первому и второму законам Кирхгофа. Общее число независимых уравнений (и) должно быть равно числу неизвестных токов, то есть числу ветвей электрической схемы *(p)* за исключением ветвей, содержащих источник тока.

Последовательность решения.

Выбрать условное положительное направление токов в ветвях. По первому закону Кирхгофа для схемы, содержащей *(q)* узлов, составить *(q* -1) уравнений электрического равновесия. По второму закону Кирхгофа составить [*p* - *(q* - 1)] уравнений электрического равновесия для независимых контуров. При составлении уравнений электрического равновесия следует обратить внимание на знаки. Если заданное или произвольно выбранное направление токов и э. д. с. совпадают с выбранным обходом контуров, то перед ними в уравнениях электрического равновесия ставят знак плюс, знак у падений напряжений берется в соответствии со знаком тока.

Решить полученную систему уравнений электрического равновесия относительно неизвестных токов в ветвях.

Выполнить проверку полученного решения по первому закону Кирхгофа для узлов заданной электрической схемы.

Метод контурных токов

Методические указания.

Этот метод заключается в представлении действительных токов в ветвях, являющихся общими для двух или большего числа смежных контуров, алгебраической суммой составляющих, каждая из которых является током, замыкающимся в одном из выбранных контуров. Эти составляющие называются контурными токами. При решении задачи этим методом в расчет вводят контурные токи, составляют уравнения электрического равновесия только на основании второго закона Кирхгофа. Вычислив контурные токи, определяют действительные токи в ветвях.

Последовательность решения.

Выбрать для рассматриваемой схемы независимые контуры, не содержащие источники тока *(J)*.

Задавшись положительными направлениями обхода контуров, составить для выбранных независимых контуров уравнения электрического равновесия по второму закону Кирхгофа, принимая направления контурных токов, совпадающими с выбранным обходом контуров. В уравнениях электрического равновесия учитывать и падения напряжений, обусловленные источниками тока (J) на соответствующих сопротивлениях рассматриваемого контура. Определить контурные токи.

Вычислить действительные токи ветвей как алгебраические суммы токов как контурных, так и источников тока, протекающих через рассматриваемую ветвь.

Метод наложения

Методические указания.

Этот метод основан на том, что действительный ток в рассматриваемой ветви равен алгебраической сумме составляющих токов в этой ветви, вызванных каждой из э. д. с. и источника тока в отдельности при исключении действия остальных источников э. д. с. и тока.

Последовательность решения.

Составить (нарисовать) электрические цепи с одним источником э. д. с. или тока, при этом зажимы остальных источников тока размыкать, а источники э. д. с. замыкать накоротко.

Задаться положительными направлениями токов в ветвях.

Определить составляющие - токов в ветвях, вызванных рассматриваемым источником.

Определить действительные токи ветвей как алгебраическую сумму составляющих.

Метод узловых потенциалов

Методические указания.

Этот метод заключается в определении потенциалов узлов, на основании чего вычисляются токи в ветвях по закону Ома. Потенциалы узлов определяются на основании системы уравнений электрического равновесия (1.1), составленных по первому закону Кирхгофа. При этом токи в уравнениях электрического равновесия выражают через потенциалы согласно закону Ома для участка цепи. Потенциал одного из узлов принимается равным нулю.

$$\left.\begin{array}{l} \varphi_1 G_{11} - \varphi_1 G_{12} - \varphi_2 G_{13} = I_{11} \\ -\varphi_1 G_{21} - \varphi_1 G_{22} - \varphi_2 G_{23} = I_{22} \\ -\varphi_1 G_{31} - \varphi_1 G_{32} - \varphi_2 G_{33} = I_{33} \\ \ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots \end{array}\right\} \quad (1.1)$$

Где $\varphi_1, \varphi_2, \varphi_3$, - потенциалы узлов; $G_{11}, G_{22}, G_{33}, \ldots$ - собственная (узловая) проводимость, равная сумме проводимостей всех ветвей, сходящихся в этом узле, без учета проводимостей ветвей с источниками тока; $G_{11}, G_{12}, G_{13}, G_{21}, G_{23}, G_{32}, \ldots$ - взаимная проводимость, равная сумме проводимостей ветвей между двумя узлами, без учета проводимостей ветвей с источниками тока; $I_{11}, I_{22}, I_{33}, \ldots$ - узловой ток, равный алгебраической сумме токов (J) источников тока и произведений *(G-E)* (э. д. с. ветвей, сходящихся в рассматриваемом узле, на их проводимости); эти величины входят в выражения узловых токов со знаком плюс, если токи *(J)* и э. д. с. (Е) направлены к рассматриваемому узлу.

Последовательность решения.

Пронумеровать узлы. Потенциал одного из узлов принять равным нулю.

Составить систему *(q* - 1) уравнений электрического равновесия (1.1) Вычислить собственные и взаимные проводимости, узловые токи и подставить в систему уравнений электрического равновесия (1.1).

Определить потенциалы узлов, решив систему уравнений электрического равновесия (1.1). Определить токи ветвей по закону Ома.

Ток ветви равняется разности потенциалов двух узлов, деленной на сопротивление ветви,

$$I_{\text{ветви}} = [\,(\varphi_{\text{к}} - \varphi_{(\text{к}-1)})\,] / \sum R_{\text{ветви}} \quad (1.2)$$

Метод эквивалентного генератора

Методические указания.

Этот метод основан на применении теоремы об активном двухполюснике. Согласно теоремы любой активный двухполюсник, содержащий один или несколько источников энергии, можно заменить эквивалентным генератором, э. д. с. которого равна напряжению холостого хода на зажимах выделенной ветви, а внутреннее сопротивление равно входному сопротивлению двухполюсника (рис. 1.1).

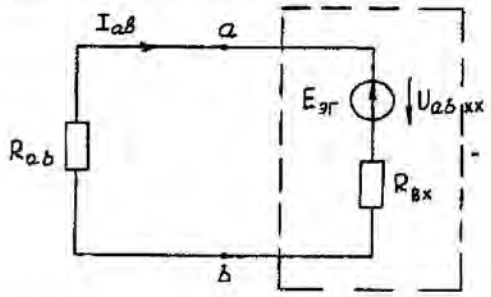


Рис. 1.1. К методу эквивалентного генератора

При определении тока, например, в ветви *ab* любой электрической схемы, эту схему представляют в виде двух частей: рассматриваемой ветви *ab* и остальной части схемы - эквивалентного генератора *($E_{эг}$)*. Ток в ветви *ab* определяют по формуле:

$$I_{ab} = U_{ab\,xx} / (R_{ab} + R_{вх}) \quad (1.3)$$

где *Uab xx* - напряжение холостого хода активного двухполюсника (эквивалентного генератора) относительно зажимов рассматриваемой ветви; $R_{вх}$ - входное сопротивление пассивного двухполюсника относительно зажимов *ab;* R_{ab} - сопротивление рассматриваемой ветви *ab.*

Последовательность решения.

Определить напряжение U_{abxx} с помощью одного из известных методов расчета электрических цепей, согласно исходной схеме без рассматриваемой ветви *ab.*

Вычислить входное сопротивление $R_{вх}$ пассивного двухполюсника, т. е. сопротивление исходной электрической цепи относительно точек *ab* без ветви *ab,* при замкнутых источниках токов э. д. с. и разомкнутых источников токов.

Вычислить ток в рассматриваемой ветви *ab* (см. рис. 1.1) по формуле (1.3).

Пример решения задачи

Для заданной электрической цепи (рис. 1.2) с параметрами: E=65,5 В; J_1=3,5 А; J_2 = 8 А; R_1 = 9 Ом; R_2 = 7 Ом; R_3 = 5 Ом; $R_{вн}$ = 3 Ом; $G_{вн}$ = 0,5 См, определить токи в ветвях.

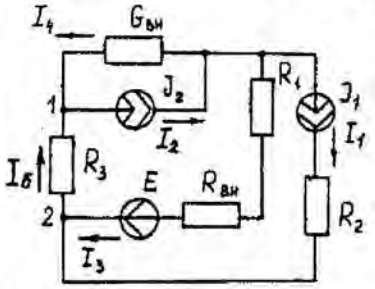


Рис. 1.2. Схема заданной электрической цепи

Метод составления уравнений электрического равновесия по законам Кирхгофа

В рассматриваемой электрической цепи неизвестными являются три тока (I_3, I_4, I_5), для определения этих токов необходимо иметь систему из трех уравнений электрического равновесия, которые составляем по законам Кирхгофа: два уравнения электрического равновесия по первому закону Кирхгофа, предварительно задавшись положительными направлениями токов в ветвях (для узлов 1 и 2); третье уравнение электрического равновесия по второму закону Кирхгофа. Принимаем контур ($R_3 - G_{вн} - R_1 - R_{вн} - E$), минуя ветви с источниками тока, и задаемся положительным направлением его обхода (см. рис. 1.2.)

$$\left.\begin{array}{l} I_4 - J_2 + I_5 = 0; \\ I_3 + J_1 - I_5 = 0; \\ I_5 R_3 - I_4 1/G_{вн} + I_3(R_1 + R_{вн}) = E. \end{array}\right\} \quad (1.4)$$

$$\left.\begin{array}{l} I_4 - 8 + I_5 = 0; \\ I_3 + 3{,}5 - I_5 = 0; \\ I_5 5 - I_4 * 1/0{,}5 + I_3(9 + 3) = 65{,}5. \end{array}\right\} \quad (1.5)$$

В результате решения системы уравнений (1.5) получим: I_3 = 3 А; I_4 = 1,5 А; I_5 = 6,5 А.

Метод контурных токов

Для определения трех неизвестных токов выбираем три независимых контура (рис 1.3) и задаемся положительными направлениями их обхода, совмещая положительные направления контурных токов I_{11}, I_{22}, I_{33} с направлениями их обхода $I_{11} = J_1 = 3{,}5$ А ; $I_{22} = J_2 = 8$ А.

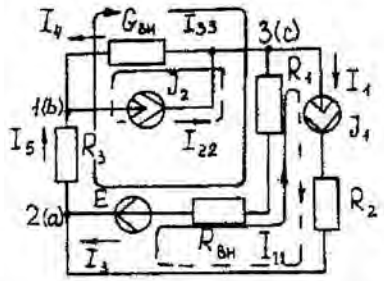


Рис. 1.3. Схема электрической цепи для метода контурных токов

Таким образом, неизвестным является лишь контурный ток I_{33}. Для третьего контура (R_3 - $G_{ВН}$ – R_3 – $R_{вн}$- E) составляем уравнение электрического равновесия по второму закону Кирхгофа и определяем контурный ток I_{33}

$$-I_{11}(R_1+R_{вн})-I_{22}*1/G_{вн}+I_{33}(R_1+R_{6н}+R_3+1/G_{вц}) = E; \quad (1.6)$$

$$-3{,}5(9 + 3) - 8 * 1/0{,}5 + I_{33}(9 + 3 + 5 + 1/0{,}5) = 65{,}5;$$

отсюда I_{33} = 6,5 А.

Действительные токи в ветвях:

I_3=I_{33}-I_{11}=6,5-3,5 = 3А;

$I_4 = I_{22}$-I_{33} = 8-6,5 = 1,5А,

$I_5 = I_{33}$=6,5А.

Метод узловых потенциалов

Заземляем один из узлов (например 3, рис. 1.4), потенциал этого узла (φ_3) теперь равен нулю. Для определения потенциалов двух других узлов составляем систему из двух уравнений электрического равновесия по первому закону Кирхгофа:

$$\left.\begin{aligned} \varphi_1 G_{11} - \varphi_2 G_{12} &= I_{11} \\ -\varphi_1 G_{21} - \varphi_2 G_{22} &= I_{22} \end{aligned}\right\} \quad (1.7)$$

$G_{11} = G_{вн}$+ $1/R_3$= 0,5 + 1/5 = 0,7 См ; $G_{12} = G_{21} = 1/R_3$ = 1/5 = 0,2 См ; $G_{22} = 1/R_3 + 1/(R_1 + R_{вн})$ = 1/5 + 1/(9 + 3) = 0,28 См.

$I_{11} = -J_2$ = - 8 А; $I_{22} = J_1 + E/(R_1 + R_{вн})$ = 3,5 + 65/(9 + 3) -=9 А.

$$\left.\begin{aligned} 0{,}7\varphi_1 - 0{,}2\varphi_2 &= -8; \\ -0{,}2\varphi_1 - 0{,}28\varphi_2 &= 9. \end{aligned}\right\}$$

откуда φ_1= -3 В ; φ_2 = 29,5 В.

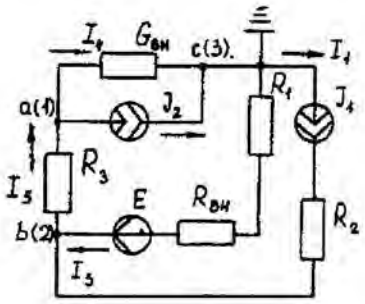


Рис. 1.4. Схема электрической цепи для метода узловых потенциалов

Токи в ветвях:

$I_3 = [(\varphi_3 - \varphi_2) + E] * 1/ (R_1 + R_{вн}) = [(0 - 29{,}5) + 65{,}5] * 1/(9 + 3) - 3$ А;

$I_4 = (\varphi_3 - \varphi_1)$-$G_{вн}$ = (0 + 3)*0,5 = 1,5 А;

$I_5 = (\varphi_1 - \varphi_2) \cdot 1/R_3$ = (-3 - 29,5)*1/5 = -6,5 А.

Знак "-" у тока I_5 указывает на то, что действительное направление тока противоположно выбранному.

Метод наложения

Определяем составляющие токов в ветвях (I_2', I_4', I_5'), вызванные источником э. д. с. (Е) при исключении источников тока (J_1) и (J_2) (рис. 1.5, а). Направление токов в цепи определяется согласно направлению источника э. д. с. (Е)

$I_2' = I_4' = I_5' = E/(R_1 + R_{вн} + R_3 + 1/G_{вн})$ = 65,5/(9 + 3 + 5 + 1/0,5) = 3,45 А.

Определяем составляющие токов в ветвях (I_3'', I_4'', I_5''), вызванные источником тока (J_1) (рис. 1.5, *б*) при исключении источника тока (J_2) и источника, э. д. с. (E) которого закорачивается. Направление токов в ветвях определяется согласно направлению (J_1).

$I_3 = J_1(R_3 + 1/G_{BH})/(R_1 + R_{вн} + R_3 + 1/G_{BH}) = 3{,}5(5 + 2)/(9 + 3 + 5 + 2) = 1{,}3$ А;

$I_4'' = I_5'' = J_1 - I_3''$ = 3,5 -1,3 = 2,2 А.

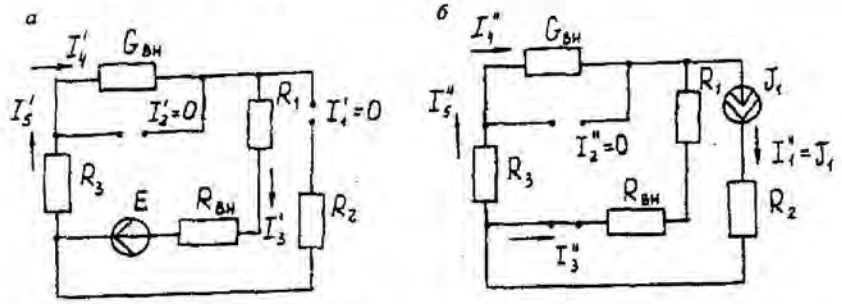


Рис. 1.5. Схема электрической цепи для метода наложения при исключении источника тока (а) и вызванные источником тока *(б)*

Определяем составляющие токов в ветвях (I_3''', I_4''', I_5'''), вызванные источником тока (J_2) (рис. 1.6, а) при исключении источника тока (J_1) и источника, э. д. с. (Е) которого закорачивается. Направление токов в ветвях определяется согласно направлению (J_2).

$I_3''' = I_5''' = J_2 (1/G_{вн})/(R_1 + R_{вн} + R_3 + 1/G_{вн}) = 8*2/(9 + 3 + 5 + 2) = 0{,}85$ А;

$I_4''' = J_2 - I_3''' = 8 - 0{,}85 = 7{,}15$ А

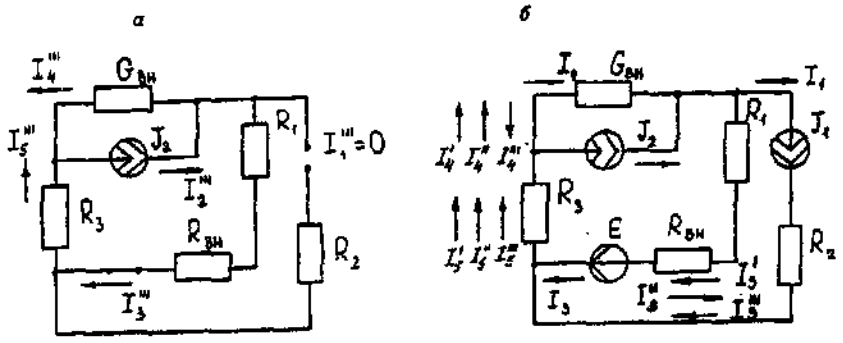


Рис. 1.6. Схема электрической цепи для определения составляющих токов в ветвях, вызванных источником тока (а) и при исключении (б)

Действительные токи в ветвях определяем как алгебраическую сумму составляющих, вызванных каждым из источников энергии (см. рис. 1.6, б):

$I_3 = I_3' - I_3'' + I_3''' = 3$ А; $I_4 = -I_4' - I_4'' + I_4''' = 1{,}5$ А;

$I_5 = I_5' + I_5'' + I_5''' = 6{,}5$ А

Проверку решений выполняем, применяя первый закон Кирхгофа для трех узлов.

Метод эквивалентного генератора

Определить ток ветви *ab*.

Определяем напряжение $U_{ab\,xx}$. При размыкании ветви *ab* исходная схема (см. рис. 1.2) преобразуется в схему, изображенную на рис. *1.7, а*.

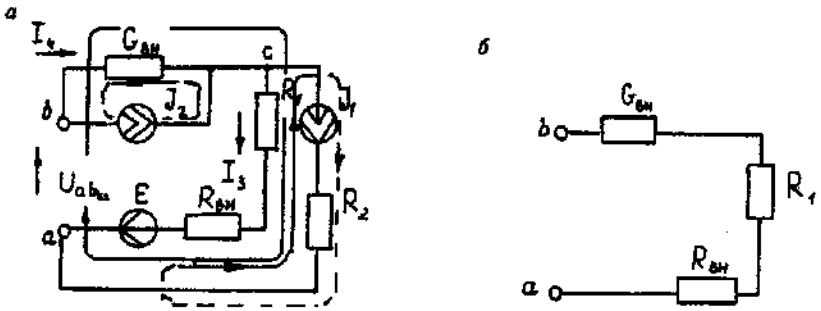


Рис. 1.7. Схема электрической цепи для метода эквивалентного генератора: *а* - исходная; *б* – преобразованная

По второму закону Кирхгофа составляем уравнение электрического равновесия для контура *a-b-c-a*, не содержащего источников тока, обходя контур по часовой стрелке,

$$U_{ab\,xx} - J_2 * 1/G_{вн} - J_1 * (R_{вн} - R_1) = E \quad (1.8)$$

$U_{ab\,xx} = 8 - 1/0{,}5 - 3{,}5 * (9 + 3) = 65{,}5$; $U_{ab\,xx} = 123{,}5$ В.

Определяем входное сопротивление относительно зажимов выделенной ветви $U_{ab\,xx}$, при этом зажимы источника э. д. с. закорачиваем, а зажимы источников тока размыкаем. В результате получается электрическая цепь (рис. 1.7,б)

$U_{ab\,xx} = 1/G_{вн} + R_1 + R_{вн} = 17$ Ом;

$I_{ab} = U_{ab\,xx}(R_{вх\,ab} + R_3) = 123{,}5/(14 + 5) = 6{,}5$ А.

Задача 2. РАСЧЕТ ОДНОФАЗНЫХ ЛИНЕЙНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ЦЕПЕЙ СИНУСОИДАЛЬНОГО ТОКА

2.1. Последовательное соединение в цепи синусоидального тока.

На рис.2.1 представлена неразветвленная электрическая цепь.

Исходные данные к задаче 2.1 приведены в табл. 2.1,

Необходимо:

1. Составить комплексное уравнение сопротивлений, построить диаграмму сопротивлений.

2. Составить комплексное уравнение напряжений, построить векторную диаграмму напряжений. Записать полное напряжение цепи в алгебраической и показательной формах.

3. Составить комплексное уравнение мощности, построить диаграмму мощности. Рассчитать: P, Q, S, cosφ.

4. Записать уравнение для напряжения и тока всей цели в функции времени. На одном рисунке построить графики напряжения и тока $i = \int(\omega t), u = \int(\omega t), f = 50Гц, \psi_1 = 0$

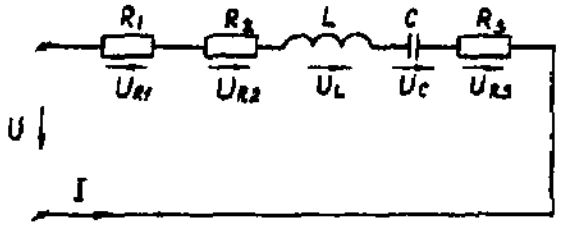


Рис. 2.1. Неразветвленная электрическая цепь

Методические указания

Рекомендуемая последовательность решения и расчетные формулы:

Вычисляют индуктивное и емкостное сопротивления в цепи, Ом

$$X_L = \omega \cdot L$$
$$X_C = 1/\omega \cdot c \quad (2.1)$$

где ω — угловая частота переменного тока, ω = 314 $с^{-1}$. (При вычислении X_C размерность емкости С — Ф, 1Ф = 10^6 мкФ).

Вычисляют полное сопротивление цели в комплексной форме, Ом

$$\underline{Z} = R_1 + R_2 + jX_L - jX_C + R_3 \quad (2.2)$$

Вычисляют действующее значение тока в цепи по закону Ома, А

$$I = \frac{U_{R1}}{R_1} \quad \left(или \frac{U_{R3}}{R_3} \right) \quad (2.3)$$

Записывают комплекс тока в цепи при начальной фазе ψ_i=0 как $\dot{I} = I$, А.

Исходные данные к задаче

Таблица 2.1

Вариант	R_1, Ом	R_2, Ом	L, Гн	C, мкФ	R_3, Ом	U_{R1}, В	U_{R3}, В
1	8	10	0,478	636	10	80	-
2	8	15	0,0318	159	10	80	-
3	10	20	0,0636	318	12	100	-
4	10	25	0,0478	127	12	100	-

5	12	10	0,0318	159	6	120	-
6	12	15	0,0636	636	6	-	60
7	6	25	0,0478	106	8	-	80
8	6	10	0,0636	212	8	-	80
9	8	15	0,0636	79,6	10	-	100
10	8	20	0,0478	318	10	-	100
11	10	20	0,096	79,6	12	100	-
12	10	10	0,636	318	12	100	-
13	12	15	0,636	127	6	120	-
14	6	20	0,096	159	6	120	-
15	6	25	0,0478	159	8	60	-
16	8	10	0,0318	636	8	-	80
17	8	15	0,0636	106	10	-	100
18	10	20	0,0318	636	10	-	100
19	10	25	0,0478	79,6	12	-	120
20	12	10	0,096	212	12	-	120
21	8	10	0,096	212	6	80	-
22	8	15	0,048	636	6	80	-
23	10	20	0,0636	159	8	100	-
24	10	25	0,0478	318	8	100	-

Вычисляют напряжения на отдельных элементах цепи и всей цепи в комплексной форме, В

$$\dot{U} = \underline{Z}\dot{I} = R_1\dot{I} + R_2\dot{I} + jX_L\dot{I} - jX_C\dot{I} + R_3\dot{I} = \\ = U_{R1} + U_{R2} + jU_L - jU_C + U_{R3} \quad (2.4)$$

Вычисляют полную мощность цепи и мощность на элементах цепи в комплексной форме

$$S = \dot{U}\cdot\dot{I} = \underline{Z}I^2 = R_1I^2 + R_2I^2 + jX_LI^2 - jX_CI^2 + \\ + R_3I^2 = P_1 + P_2 + jQ_L - jQ_C + P_3 \quad (2.5)$$

Строят (раздельно) векторную топографическую диаграмму напряжений, диаграмму сопротивлений и мощностей на комплексной плоскости в соответствии с данными вычислений по формулам (2.4), (2.2), (2.5).

Комплексной плоскостью называется плоскость, проходящая через две взаимно-перпендикулярные оси, ось вещественных и ось мнимых чисел.

При построении диаграммы (например, напряжений) первоначально откладывают в масштабе (m_I) комплекс тока $\dot{I} = I(\psi_1)$ в положительном направлении оси вещественных чисел, затем откладывают в масштабе (m_u) напряжения U_{R1}, U_{R2}, $+jU_L$, U_{R3}, $-jU_C$. Замыкающий вектор U является вектором напряжения, приложенного к цепи. Он опережает по фазе ток при $X_L > X_C$ ($\varphi>0$) и отстает по фазе от тока при $X_L < X_C$ ($\varphi<0$).

На рис.2.1,а, рис.2.1,в, рис.2.1,с построены, соответственно диаграмма сопротивлений, векторная топографическая диаграмма напряжений и диаграмма мощностей для произвольно принятый значений сопротивлений цепи.

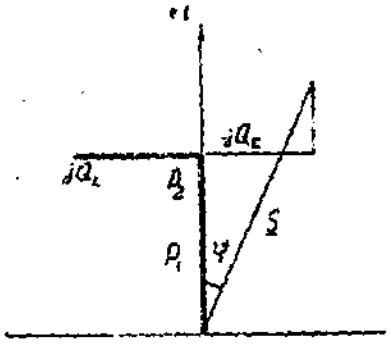


Рис. 2.1,с

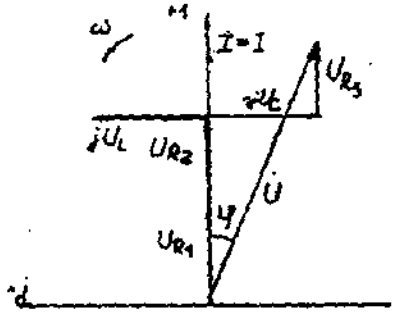


Рис. 2.1,в

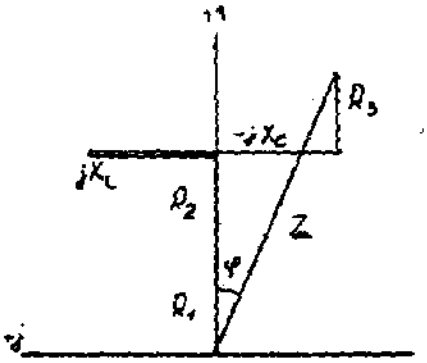


Рис. 2.1,а

2.2. Параллельное соединение в цепи синусоидального тока

На рис. 2.2 представлена разветвленная электрическая цепь.

Исходные данные к задаче 2.2 приведены в табл. 2.2.

Необходимо:

1. Составить комплексное уравнение проводимостей. Построить диаграмму проводимостей.

2. Составить комплексное уравнение токов, построить векторную лиаграмму токов. Записать ток на входе цепи а алгебраической и показательной формах.

3. Составить комплексное уравнение мощности, построить диаграмму мощности. Рассчитать: P, Q, S, cosφ.

4. Записать уравнение для напряжения и тока всей цели в функции времени. На одном рисунке построить графики напряжения и тока $i = \int(\omega t), u = \int(\omega t), f = 50Гц, \psi_1 = 0$

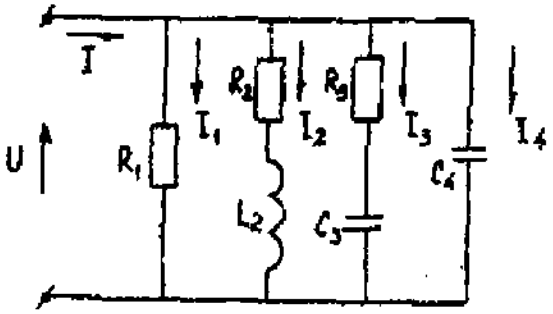


Рис. 2.2. Разветвленная электрическая цепь

Методические указания

Рекомендуемая последовательность решения и расчетные формулы:

Вычисляют комплексы проводимостей параллельных ветвей

$$\underline{Y}_1 = 1/\underline{Z}_1 = 1/R_1 = g_1$$

$$\underline{Y}_2 = 1/\underline{Z}_2 = 1/(R_2 + jX_{L2}) = R_2/Z_2^2 - jX_{L2}/Z_2^2 = g_2 - jb_{L2} \quad (2.6)$$

$$\underline{Y}_3 = 1/\underline{Z}_3 = 1/(R_3 - jX_{C3}) = R_3/Z_3^2 - jX_{C3}/Z_3^2 = g_3 - jb_{C3}$$

$$\underline{Y}_4 = 1/\underline{Z}_4 = 1/(-jX_{C4}) = jb_{C4}$$

где g_1, g_2, g_3, b_{L2}, b_{C3}, b_{C4} — активная, активная, индуктивная, активная, емкостная, емкостная проводимости ветвей рассматриваемой цепи, См.

Вычисляют полную проводимость цепи в комплексной форме

$$\underline{Y} = g_1 + (g_2 - jb_{L2}) + (g_3 + jb_{C3}) + jb_{C4} \quad (2.7)$$

Записывают комплекс напряжения, приложенного к цепи при начальной фазе $\psi_u = 0$ как $\mathring{U} = U$

Вычисляют полный ток цепи в комплексной форме (по первому закону Кирхгофа), А

$$I = I_1 + I_2 + I_3 + I_4 = U\underline{Y} = U\begin{bmatrix} g_1 + (g_2 - jb_{L2}) + \\ + (g_3 + jb_{C3}) + jb_{C4} \end{bmatrix} = \quad (2.8)$$

$$= I_{a1} + (I_{a2} - jI_{L2}) + (I_{a3} + jI_{C3}) + jI_{C4}$$

Исходные данные к задаче

Таблица 2.2

Вари-ант	R_1, Ом	R_2, Ом	L, Гн	C, мкФ	R_3, Ом	U_{R1}, В	U_{R3}, В
1	5	3	4	16	12	25	100
2	10	8	6	16	12	20	100
3	16,7	6	8	12	16	16,7	100
4	20	16	12	4	3	10	100
5	25	12	16	3	4	25	100
6	5	12	16	4	3	20	100
7	10	16	12	3	4	16,7	100
8	16,7	6	8	16	12	10	100
9	20	8	6	6	8	5	100
10	25	3	4	6	8	5	100
11	5	4	3	16	12	10	100
12	10	4	3	12	16	16,7	100
13	16,7	3	4	8	6	20	100
14	20	8	6	4	3	25	100
15	25	6	8	12	16	25	100
16	5	16	12	8	6	20	100
17	10	16	12	6	8	16,7	100
18	16,7	12	16	3	4	10	100
19	20	12	16	6	8	10	100
20	25	6	8	3	4	5	100
21	10	6	8	12	16	10	100
22	16,7	16	12	16	3	5	100
23	20	12	6	4	8	15	100
24	25	8	6	3	4	20	100

Вычисляют полную мощность цели в комплексной форме

$$S = \dot{U} \cdot \dot{I} = U\left[I_{a1} + \left(I_{a2} + jI_{L2}\right) + \left(I_{a3} - jI_{C3}\right) + jI_{C4}\right] = \quad (2.9)$$
$$= P_1 + \left(P_2 + jQ_{L2}\right) + \left(P_3 - jQ_{C3}\right) - jQ_{C4}$$

где İ - сопряженный комплекс тока. Сопряженный комплекс — это исходный комплекс у которого знак мнимой составляющей меняется на противоположный.

В соответствии с данными вычислений по формулам (2.7), (2.8), (2.9) строят на комплексных плоскостях раздельно диаграммы проводимостей, токов и мощностей.

Первоначально откладывают в масштабе (m_u) комплекс напряжений $\mathring{U} = U$ ($\psi_0=0$) в положительном направлении оси вещественных чисел, затем (например для векторной диаграммы токов), откладывают в масштабе (m_i) токи I_{a1}, I_{a2}, $-jI_{L2}$, I_{a3}, $+jI_{C4}$. Полный ток цепи (замыкающий вектор) отстает по фазе от напряжения при $b_{L2} > (b_{C3}+b_{C4})$ ($\varphi>0$) и опережает по фазе напряжение при $b_{L2} < (b_{C3}+b_{C4})$ ($\varphi<0$)

На рис.2.2,а, рис.2.2,в, рис.2.2,с построенных, соответственно, диаграмма проводимостей, векторная диаграмма токов и диаграмма мощностей для произвольно принятых значений проводимостей цепи.

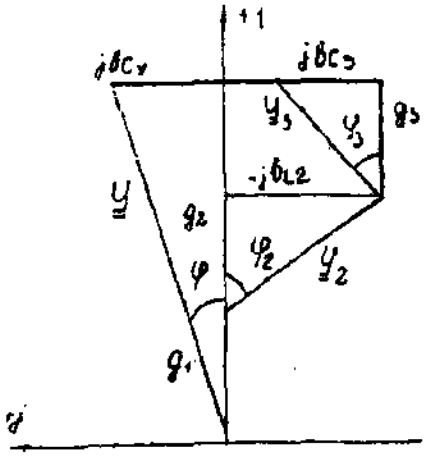


Рис. 2.2.а

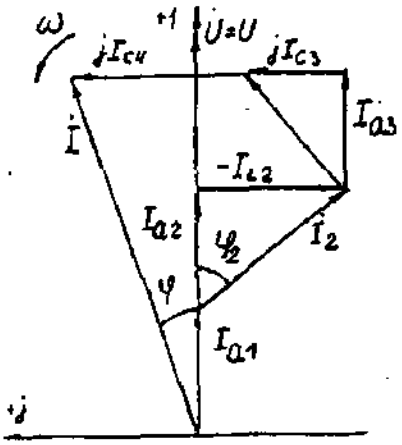


Рис. 2.2.в

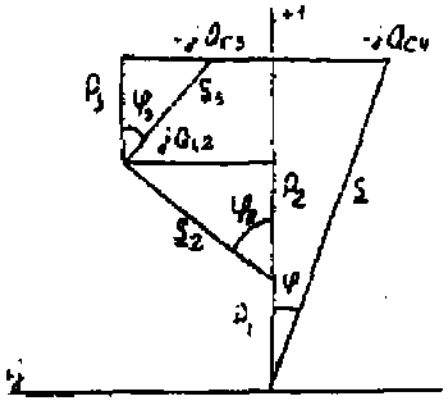


Рис. 2.2.с

2.3. Разветвленная цепь синусоидального тока

Условие задачи.

Для заданной электрической схемы (табл. 2.3) с известными параметрами (табл. 2.4) определить токи в ветвях и полный ток, напряжение на участках цепи, мощности активные, реактивные и полные отдельных ветвей и всей цепи. Построить векторную диаграмму токов и векторную топографическую диаграмму напряжений цепи.

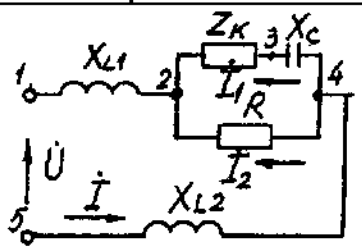
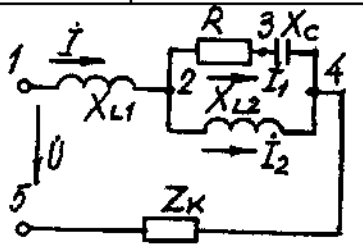
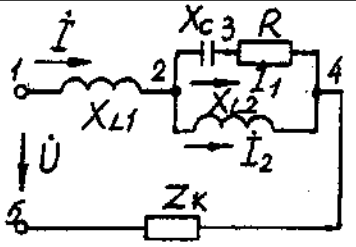
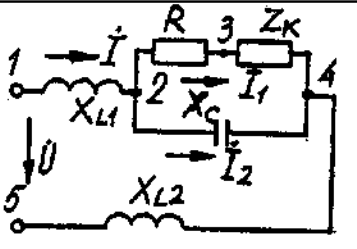
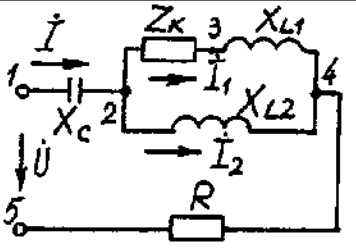
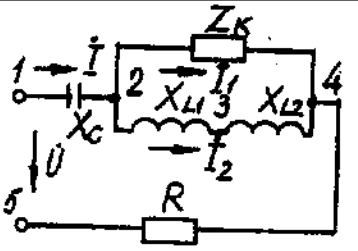
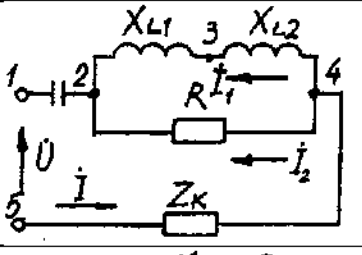
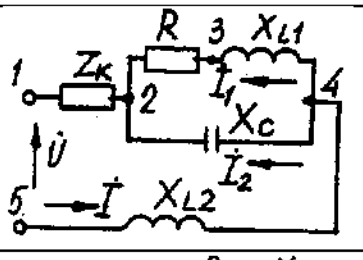
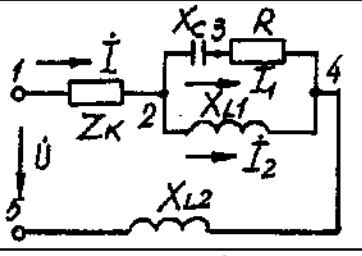
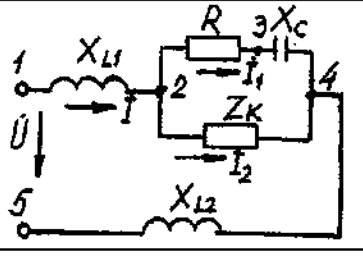
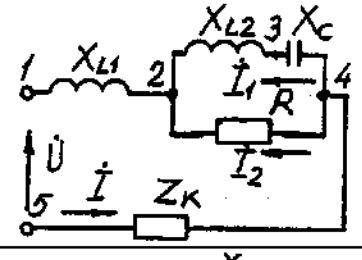
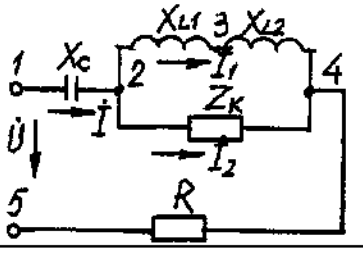
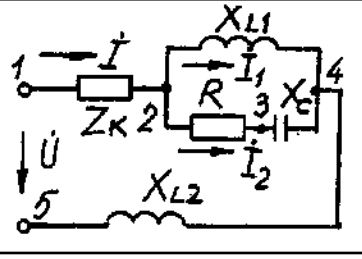
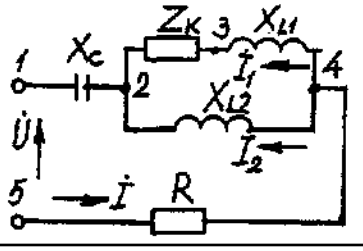
Методические указания.

Решить задачу, используя символический метод расчета для действующих значений напряжений и токов.

Вектор приложенного к цепи напряжения рекомендуется совместить с положительным направлением оси вещественных чисел, т. е. $\dot{U}=U$.

Заданную задачу, можно решить, используя метод составления уравнений электрического равновесия по законам Кирхгофа, метод преобразования электрической схемы или другие известные методы.

Таблица 2.3.

№	Схема варианта	№	Схема варианта
1		13	
2		14	
3		15	
4		16	
5		17	
6		18	
7		19	

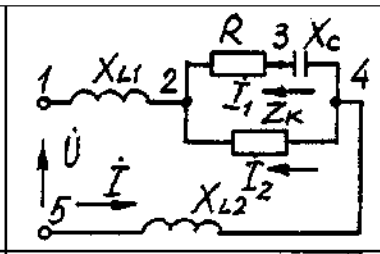
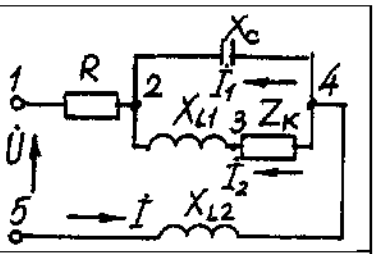
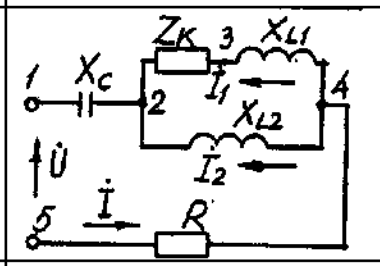
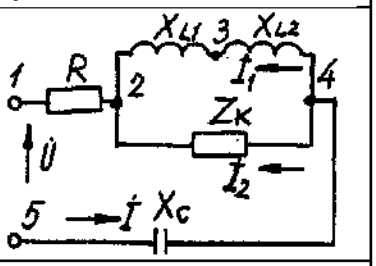
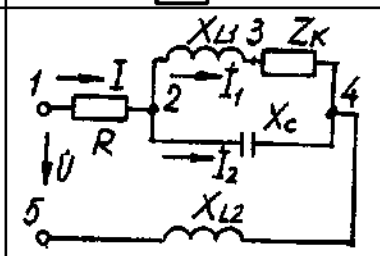
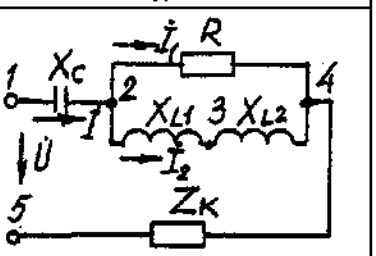
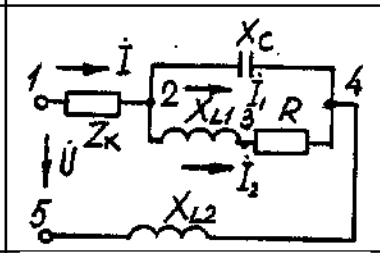
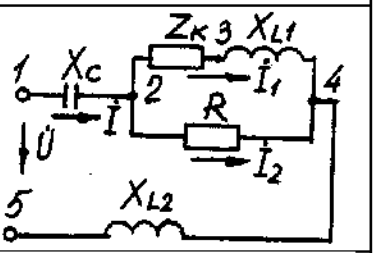
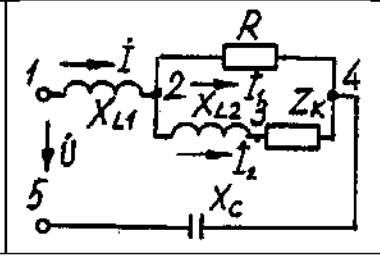
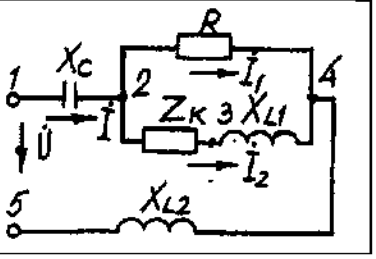
8		20	
9		21	
10		22	
11		23	
12		24	

Таблица 2.4

Номер вариа-нта	Значение параметров						
	U, В	R, Ом	X_{L1}, Ом	X_{L2}, Ом	X_C, Ом	R_K, Ом	X_{LK}, Ом
1	160	18	23	10	8	15	7
2	180	30	23	18	43	13	12
3	200	12	46	31	18	10	20
4	260	2	14	27	13	9	12
5	100	14	12	15	31	21	14
6	380	19	16	27	15	15	16
7	140	13	62	3	35	12	22
8	120	8	25	3	14	10	11
9	220	3	8	26	4	6	33
10	20	16	40	25	44	6	7
11	400	16	2	35	55	11	16
12	240	31	7	23	14	2	7
13	320	19	22	10	17	9	12
14	380	20	19	20	23	9	42
15	60	21	63	7	29	8	37
16	40	44	32	12	54	16	10
17	300	35	36	27	33	71	27
18	280	11	51	14	7	21	34
19	80	13	64	82	25	12	46
20	240	16	42	11	91	46	9
21	100	16	18	23	13	10	24
22	200	7	5	18	38	14	20
23	180	21	22	14	25	6	11
24	160	24	92	46	85	27	10

Пример решения задачи

Для заданной электрической цепи (рис. 2.3) с параметрами: U=100 В; $R_к$ =6 Ом; X_{L1}= 6 Ом; R_1 = 8 Ом; X_C=6 Ом; X_C=10 Ом; X_{L2} =11 Ом определить токи в ветвях, напряжения на участках цепи, активные, реактивные и полные мощности. Построить векторную диаграмму токов и векторную топографическую диаграмму напряжений цепи.

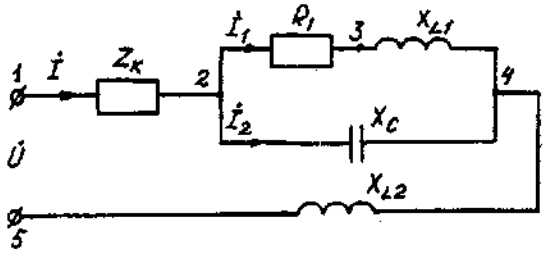


Рис. 2.3. Схема электрической цепи

Задаемся условным положительным направлением токов в ветвях. Выбираем два независимых контура (1-2-3-4-5-1, 2-3-4-2). Для определения трех неизвестных токов ($\dot{I}$, $\dot{I}_1$, $\dot{I}_2$), составляем систему (2.1) из трех уравнений электрического равновесия по законам Кирхгофа (одно по первому и два по второму законам) в комплексной форме:

$$\left.\begin{array}{c} \dot{I} - \dot{I}_1 - \dot{I}_2 = 0 \\ \dot{I}(R_к + jX_{Lк}) + \dot{I}_1(R_1 + jX_{L1}) + \dot{I}\,jX_{L2} = \dot{U}; \\ \dot{I}_1(R_1 + jX_{L1}) - \dot{I}_2(-jX_C) = 0. \end{array}\right\} \quad (2.10)$$

$$\left.\begin{array}{c} \dot{I} - \dot{I}_1 - \dot{I}_2 = 0 \\ \dot{I}(6 + j6) + \dot{I}_1(8 + j6) + \dot{I}\,j11 = 100; \\ \dot{I}_1(8 + j6) - \dot{I}_2(-j10) = 0. \end{array}\right\} \quad (2.11)$$

Определяем токи в ветвях, решая систему уравнений(2.11), А

$\dot{I}_1=(-1-j5,5)=5,59e^{-j100°}$,

$\dot{I}_2=(5-j2,5)=5,59e^{j27°}$,

$\dot{I}=(4-j3)=5e^{-j37°}$ А.

Определяем падения напряжения на отдельных участках цепи, В:

$\mathring{U}_{12}=\dot{I}*\underline{Z}_K=(4-j3)(6+j6)=(42+j6)=42,4e^{j8°}$;

$\mathring{U}_{23}=\dot{I}_1*R_1=(-1-j5,5)8=(8-j44)=42^{-j100°}$;

$\mathring{U}_{34}=\dot{I}_1*jX_{L1}=(-1-j5,5)j6=(33-j6)=33,54e^{-j10°}$;

$\mathring{U}_{24}=(25-j50)=55,9e^{-j63°}$;

$\mathring{U}_{45}=\dot{I}*jX_{L2}=(4-j3)j11=(33+j44)=55e^{53°}$.

Проверка решений, В:

$\mathring{U}=\mathring{U}_{12}+\mathring{U}_{23}+\mathring{U}_{34}+\mathring{U}_{45}=100$.

Определяем мощности, ВА:

$\underline{S}_{12}=\mathring{U}_{12}\cdot\ddot{I}=42,4\ e^{j8°}\cdot 5e^{j37°}=212e^{j45°}=150+j150$;

$\underline{S}_{24}=\mathring{U}_{24}\ddot{I}_1+\mathring{U}_{24}\cdot\ddot{I}_2=55,9e^{-j63°}\cdot 5,59e^{j100°}+55,9e^{-j63°}\cdot 5,59e^{-j27°}=313e^{j37°}+313e^{-j90°}=250+j188-j313;$

$\underline{S}_{45}=\mathring{U}_{45}\cdot\ddot{I}=55\ e^{j53°}\cdot 5e^{j37°}=275e^{j90°}=j275$;

$\underline{S}=\underline{S}_{12}+\underline{S}_{24}+\underline{S}_{45}=150+j150+250+j188-j313+j275=400+j613-j313=P+jQ_L-jQ_C$.

$\underline{S}=\mathring{U}\cdot\ddot{I}=100\ 5e^{j37°}=500e^{j37°}=(400+j300)$.

где $\ddot{I}$- сопряженные комплексы токов.

Строим векторные диаграммы токов и напряжений (рис. 2.4).

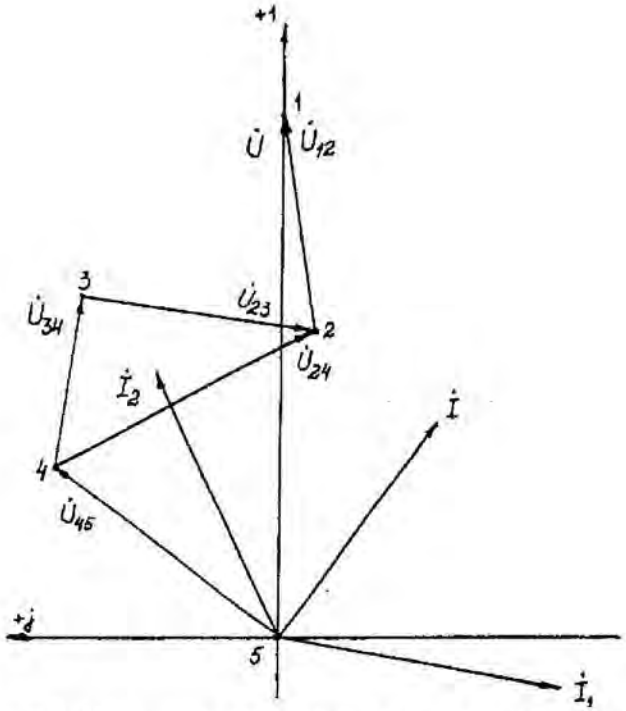


Рис. 2.4. Векторная диаграмма токов и напряжений

Задача 3. РАСЧЕТ ТРЕХФАЗНЫХ ЛИНЕЙНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ЦЕПЕЙ

3.1. Расчет трехфазных линейных электрических цепей при соединении фаз приемника звездой

Номер вариа-нта	Значения параметров									
	U_A, В	Сопротивление фазы «a», Ом			Сопротивлени е фазы «b», Ом			Сопротивление фазы «c», Ом		
		R	X_L	X_C	R	X_L	X_C	R	X_L	X_C
1	127	10	-	-	-	-	127	3	4	-
2	127	3	-	4	10	-	-	-	12,7	-
3	127	-	-	10	4	3	-	12,7	-	-
4	127	3	4	-	-	-	10	12,7	-	-
5	220	20	-	-	6	8	-	12	-	16
6	220	-	-	22	20	-	-	16	12	-
7	220	20	-	-	6	8	.	8	-	6
8	220	20	-	-	16	-	12	12	16	-
9	380	50	-	-	-	-	30	-	-	190
10	380	-	-	50	16	12	-	-	-	38
11	380	12	16	-	38	-	-	16	12	-
12	380	38	-	-	15	-	20	20	20	-
13	127	-	-	12,7	10	-	-	4	3	.
14	127	12,7	-	-	4	3	-	б	-	8
15	127	3	4	-	-	-	10	-	-	12,7
16	127	8	6	-	3	-	4	12,7	-	-
17	220	20	-	-	-	-	22	8	б	-
18	220	6	-	8	22	-	-	-	-	22
19	220	16	12	-	-	-	20	22	-	-
20	220	-	-	22	-	-	22	22	-	-
21	380	38	-	-	-	-	38	-	38	-
22	380	-	10	-	16	12	-	38	-	-
23	380	20	-	-	-	-	20	-	20	-
24	380	38	-	-	20	15	-	15	-	20

Условие задачи.

Для заданной электрической схемы (рис. 3.1) с известными параметрами (табл. 3.1) определить токи и напряжения в четырехпроводной цепи. Вычислить активную, реактивную и полную мощности цепи. Построить в масштабе векторную диаграмму линейных и фазных напряжений и токов генератора и приемника.

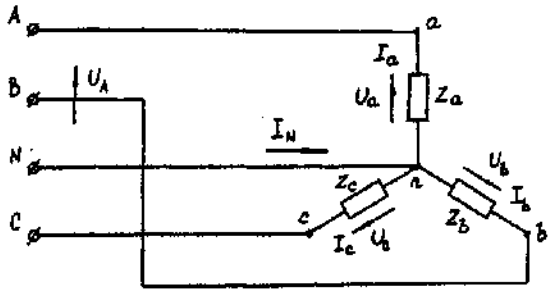


Рис. 3.1. Соединение фаз приемника звездой

Определить фазные напряжения и токи после обрыва нейтрального провода. Построить векторную диаграмму линейных и фазных напряжений и токов генератора и приемника.

Методические указания.

Задачу решить, используя символический метод расчета.

Для четырехпроводной звезды напряжения фаз генератора (источника) и приемника принять равными (т. е. пренебречь потерями в соединительных проводах).

Вектор напряжения фазы "А" генератора рекомендуется совместить с положительным направлением оси вещественных чисел ($\mathring{U}_A = U$).

Трехфазную систему фазных и линейных напряжений генератора принять симметричной (т. е. напряжения равны по модулю и сдвинуты друг относительно друга на 120°).

Пример решения задачи

Трехфазная нагрузка включена четырехпроводной звездой. Фазное напряжение генератора $\mathring{U}_A$ = 220 В; $\underline{Z}_a$= 22 Ом; $\underline{Z}_b$ = (16 +j12) =$20e^{j37^\circ}$ Ом; $\underline{Z}_c = (12-j16) = 20e^{-j53^\circ}$ *Ом.*

Определить токи в фазах и нейтральном проводе, мощность цепи. Построить векторную диаграмму напряжений и токов. Решение произвести для двух режимов:

а) нейтральный провод исправен; б) нейтральный провод оборван.

а). Нейтральный провод исправен.

$\mathring{U}_a = \mathring{U}_A = 220$В;

$\mathring{U}_b = \mathring{U}_B = 220e^{-j120^\circ} = (-110-j190)$ *В;*

$\mathring{U}_c = \mathring{U}_C = 220e^{j120}(-110+j190)$ *В.*

$\dot{I}_a = \mathring{U}_a/\underline{Z}_a = 220/22 = 10$ *А;*

$\dot{I}_b = \mathring{U}_b/\underline{Z}_b = 220e^{-j120^\circ}/20e^{j37^\circ} = 11e^{-j157^\circ} = (-10,13-j4,3)$ *А;*

$\dot{I}_c = \mathring{U}_c/\underline{Z}_c = 220e^{j120^\circ}/20e^{-53^\circ} = 11e^{j173^\circ} = (-10,92+j1,34)$ *А.*

$\dot{I}_N = \dot{I}_a + \dot{I}_b + \dot{I}_c = 10+(-10,13-j4,3)+(-10,92+j1,34) = (-11,05-j2,96) = 11,44e^{-j165^\circ}$ *А.* (3.1)

$\underline{S}^{(3)} = \underline{S}_a + \underline{S}_b + \underline{S}_c = \mathring{U}_a\dot{I}_a + \mathring{U}_b\dot{I}_b + \mathring{U}_c\dot{I}_c = 220*10 + 220e^{120^\circ}11e^{j157^\circ} + 220e^{j120^\circ}11e^{j173^\circ} = 2200 + 2420e^{j37^\circ} + 2420e^{-j53^\circ} = 2200+(1933+j1456)+(1456-j1933) = (5589-j477) = 5610e^{-j5^\circ}$ *ВА.*

Векторная диаграмма напряжений и токов представлена на рис. 3.2.

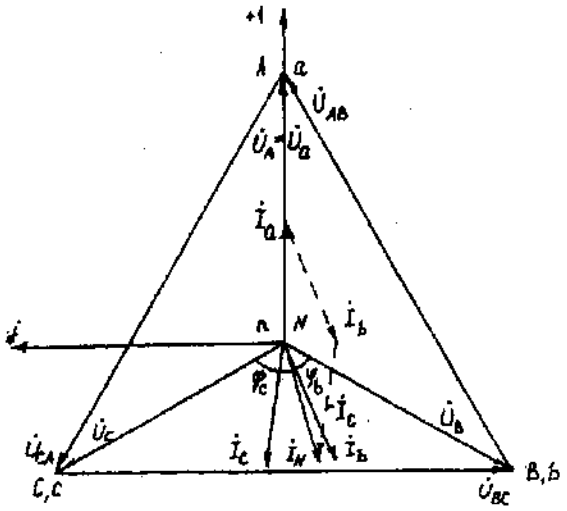


Рис. 3.2. Векторная диаграмма напряжений и токов

б). Нейтральный провод оборван.

Четырехпроводная звезда преобразуется в трехпроводную звезду, поэтому между нейтральными точками генератора и несимметричной нагрузки появляется напряжение смещения U_{nN}, вычисляемое по формуле:

$$\dot{U}_{nN}=(\dot{U}_A\underline{Y}_a+\dot{U}_B\underline{Y}_b+\dot{U}_C\underline{Y}_c)/(\underline{Y}_a+\underline{Y}_b+\underline{Y}_c). \quad (3.2)$$

Проводимости фаз нагрузки, См

$\underline{Y}_a = 1/Z_a = 1/22 = 0{,}045$;

$\underline{Y}_b = 1/Z_b = 1/20e^{j37^\circ} = 0{,}05e^{-j37^\circ} = (0{,}04 - j0{,}03)$;

$\underline{Y}_c = 1/Z_c = 1/20e^{-j53^\circ} = 0{,}05e^{j53^\circ} = (0{,}03 + j0{,}04)$.

Вычисления упрощаются, если в числителе формулы (3.2) использовать значение I_N из предыдущего расчета при исправном нейтральном проводе

$\dot{U}_{nN} = (-11{,}05 - j2{,}96) / [\,0{,}045 + (0{,}04 - j0{,}03) + (0{,}03 + j0{,}04)] = 11{,}44e^{-j165^\circ}/0{,}1154e^{j5^\circ} = 99e^{-j170^\circ} = (-97{,}5 - j17{,}2)$ В.

Вычисляем напряжения фаз нагрузки, В

$\dot{U}_a = \dot{U}_A - \dot{U}_{nN} = 220-(-97{,}5 - j17{,}2) = (317{,}5 + j17{,}2) = 318\,e^{j3^\circ}$;

$\dot{U}_b = \dot{U}_B - \dot{U}_{nN} = (-110 - j190)-(-97{,}5 - j17{,}2) = (-12{,}5 - j172{,}8) = 173{,}3e^{-j94^\circ}$;

$\dot{U}_c = \dot{U}_C - \dot{U}_{nN} = (-110+j190) - (-97{,}5 - j17{,}2) = (-12{,}5+j207{,}2) = 207{,}4e^{j94^\circ}$.

Векторная диаграмма напряжений генератора и нагрузки представлена на рис. 3.3.

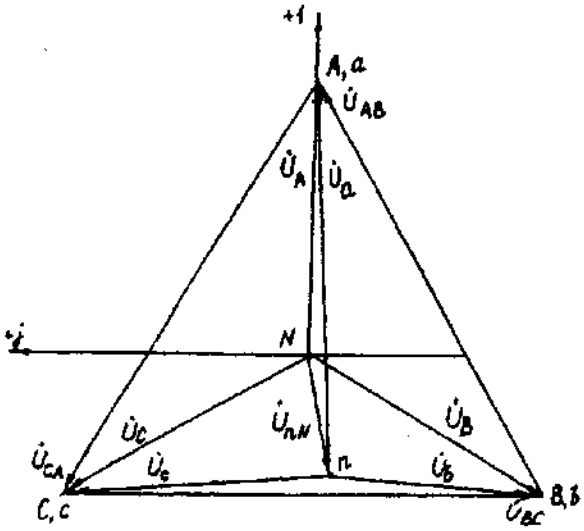


Рис. 3.3. Векторная диаграмма напряжений генератора и нагрузки

3.2. Расчет трехфазных линейных электрических цепей при соединении фаз приемника треугольником

Номер варианта	Значения параметров									
	U_A, В	Сопротивление фазы «a», Ом			Сопротивление фазы «b», Ом			Сопротивление фазы «c», Ом		
		R	X_L	X_C	R	X_L	X_C	R	X_L	X_C
1	220	6	8	-	-	-	20	22	-	-
2	220	20	-	-	12	16	-	16	-	12
3	220	-	-	10	3	-	4	8	6	-
4	220	-	22	-	-	-	22	22	-	-
5	380	19	-	.	12	-	16	20	15	-
6	380	-	-	38	15	-	20	20	-	-
7	380	20	15	-	38	-	-	24	-	32
8	380	-	38	-	-	-	38	38	-	-
9	220	-	-	22	-	22	-	22	-	-
10	220	20	-	-	20	-	-	-	-	20
11	220	-	-	10	6	8	.	8	-	6
12	220	3	4	-	-	-	5	4	3	-
13	380	12	16	-	16	-	12	20	-	-
14	380	-	-	19	19	-	-	-	19	-
15	380	-	38	-	-	-	38	38	-	-
16	380	20	15	-	15	-	20	20	-	-
17	220	-	-	20	20	-	.	-	20	-
18	220	12	-	16	16	12	-	20	-	-
19	220	-	-	5	6	8	-	8	-	6
20	220	6	8	-	8	-	6	10	-	-
21	380	24	32	-	19	.	-	32	-	24
22	380	-	-	38	32	24	-	24	.	32
23	380	38	-	-	-	38	-	-	-	38
24	380	-	38	-	24	-	32	19	-	-

Условие задачи.

Для заданной электрической схемы (рис. 3.4) с известными параметрами (табл. 3.2) определить линейные и фазные токи.

Вычислить активную, реактивную и полную мощности трехфазной цепи. Построить векторную диаграмму линейных и фазных напряжений и токов генератора и приемника.

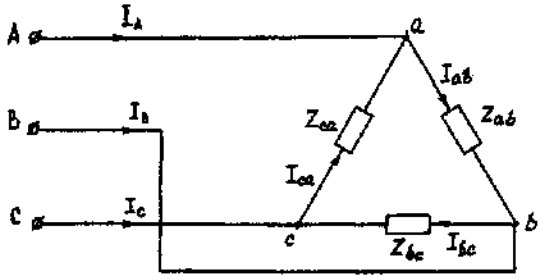


Рис. 3.4. Соединение фаз приемника треугольником

Методические указания.

Задачу решить, используя символический метод расчета.

Фазные напряжения приемника принять равными линейным напряжениям генератора (т. е. сопротивлениями соединенных проводов пренебречь).

Вектор линейного напряжения $\mathring{U}_{AB}$ рекомендуется совместить с положительным направлением оси вещественных чисел, т. е. $\mathring{U}_{ab}= \mathring{U}_{AB}$

Трехфазную систему линейных и фазных напряжений генератора и приемника принять как симметричную трехфазную систему напряжений (т. е. напряжения равны по модулю и сдвинуты друг относительно друга по фазе на 120°).

Последовательность решения.

Начертить схему, конкретизируя нагрузку фаз приемника в соответствии с заданием.

Записать комплексы фазных напряжений приемника

$$\mathring{U}_{ab}=\mathring{U}_{AB}=U$$
$$\mathring{U}_{bc}=\mathring{U}_{BC}=Ue^{-j120^\circ}$$
$$\mathring{U}_{ca}=\mathring{U}_{CA}=Ue^{j120^\circ}$$

Вычислить фазные токи приемника по формулам:

$$\dot{I}_{ab}=\mathring{U}_{ab}/\underline{Z}_{ab};$$
$$\dot{I}_{bc}=\mathring{U}_{bc}/\underline{Z}_{bc};$$
$$\dot{I}_{ca}=\mathring{U}_{ca}/\underline{Z}_{ca}.$$

Вычислить линейные токи по формулам:

$$\dot{I}_A= \dot{I}_{ab}- \dot{I}_{ca};$$
$$\dot{I}_B= \dot{I}_{bc}- \dot{I}_{ab};$$
$$\dot{I}_C= \dot{I}_{ca}- \dot{I}_{bc}.$$

Вычислить активную мощность цепи по формуле

$$P^{(3)} = P_{ab} + P_{bc} + P_{ca} = Re(\mathring{U}_{ab}\ddot{I}_{ab})+Re(\mathring{U}_{bc}\ddot{I}_{bc})+Re(\mathring{U}_{ca}\ddot{I}_{ca})$$

Построить векторную диаграмму напряжений и токов.

Пример решения задачи

Трехфазная нагрузка соединена треугольником. Задано линейное напряжение генератора $\mathring{U}_{AB}$ = 380В, $\underline{Z}_{ab}$ = *22 Ом*, $\underline{Z}_{bc}$=(16 +j12) Ом, Z_{CA} = (16 *–j12)* Ом. Определить фазные и линейные токи, активную мощность цепи. Построить векторную диаграмму напряжений и токов.

Записываем комплексы фазных напряжений приемника, В

$$\mathring{U}_{ab}= \mathring{U}_{AB}=380;$$
$$\mathring{U}_{bc}= \mathring{U}_{BC}=380e^{-j120^\circ};$$
$$\mathring{U}_{ca}= \mathring{U}_{CA}=380e^{j120^\circ}.$$

Вычисляем фазные токи приемника по формулам, А:

$$\dot{I}_{ab}= \mathring{U}_{ab}/\underline{Z}_{ab}=380/22=17,3;$$
$$\dot{I}_{bc}= \mathring{U}_{bc}/\underline{Z}_{bc}=380e^{-j120^\circ}/(16+j12)=(-17,5-j7,5)=19e^{-j157^\circ};$$
$$\dot{I}_{ca}= \mathring{U}_{ca}/\underline{Z}_{ca}=380e^{j120^\circ}/(16-j12)=(-17,5+j7,5)=19e^{j157^\circ}.$$

Вычисляем линейные токи по формулам, А:

$$\dot{I}_A= \dot{I}_{ab}- \dot{I}_{ca}17,3-(-17,5+j7,5)=(34,8-j7,5)=35,6e^{-j12^\circ};$$
$$\dot{I}_B= \dot{I}_{bc}- \dot{I}_{ab}=(-17,5+j7,5)-17,3=(34,8-j7,5)=35,6e^{-j168^\circ};$$
$$\dot{I}_C= \dot{I}_{ca}- \dot{I}_{bc}=(-17,5+j7,5)- (-17,5+j7,5)=j15.$$

Вычисляем активную мощность цепи по формуле , Вт:

$P^{(3)} = P_{ab} + P_{bc} + P_{ca} = Re(\mathring{U}_{ab}\ddot{I}_{ab})+Re(\mathring{U}_{bc}\ddot{I}_{bc})+Re(\mathring{U}_{ca}\ddot{I}_{ca})=Re(380\cdot17,3)+Re(380e^{-j120^\circ}\cdot19e^{j157^\circ})+Re(380e^{j120^\circ}\cdot19e^{-j157^\circ})=6600+5776+5776=18152.$

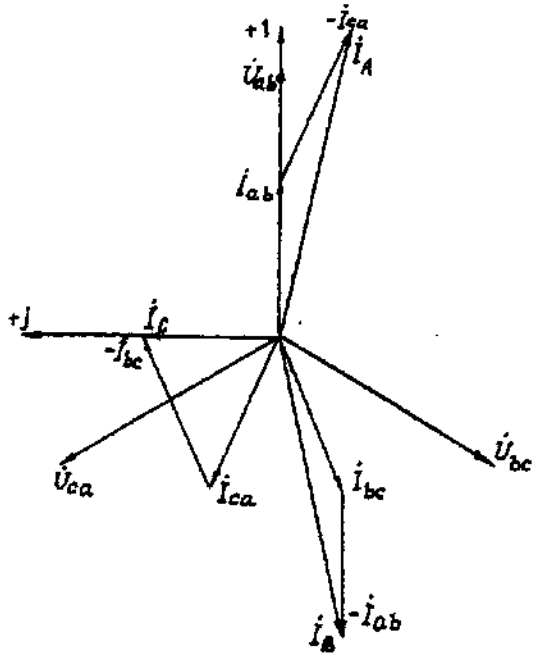


Рис. 3.5. Векторная диаграмма напряжений и токов

Задача 4. РАСЧЕТ СЛОЖНЫХ ТРЕХФАЗНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ЦЕПЕЙ

Номер вариан -та	Исходные данные					
	$U_Л$, В	$Z_{Л1}$, Ом	$Z_{Л2}$, Ом	Z_2, Ом	P_1, кВт	$\cos\varphi_1$
1	127	0,8	1,4+ j1,0	4+ j6	3	0,7
2	220	0,9	1,2+j1,4	6+j8	5	0,5
3	380	0,7	1,6+j1,4	9+j12	6	0,8
4	660	0,2	1,8+j2,0	16+j16	18	0,9
5	127	1,2	1,0+j1,4	4+ j3	4	0,5
б	220	1,1	1,4+j1,2	6+j10	б	0,6
7	380	0,9	1,6+j1,2	10+j14	8	0,7
8	660	0,7	1,8+j1,6	18+j16	16	0,8
9	127	1,0	1,2+j1,0	2+ j3	3	0,5
10	220	1,3	1,4+j1,8	7+ j6	б	O,5
11	380	0,8	1,0+j1,8	12+j16	10	0,5
12	660	0,3	1,8+j1,4	16+j20	14	0,7
13	127	1,4	1,4+j2,0	5+ j3	4	0,6
14	220	1,5	1,6+j1,0	8+j6	5	0,6
15	380	0,6	1,2+j1,6	16+j8	8	0,6
16	660	0,4	1,8+j1,2	20+j20	12	0,6
17	127	0,6	1,0+j1,6	5+j4	2	0,5
18	220	1,6	1,2+j2,0	9+ j6	8	0,5
19	380	0,5	1,8+j1,0	12+j10	14	0,8
20	660	0,5	1,6+j2,0	20+j24	10	0,6
21	127	0,4	1,2+j1,8	6+j4	2	0,7
22	220	1,8	1,2+j1,6	9+j7	7	0,8
23	380	0,7	1,0+j1,2	14+j10	12	0,8
24	660	0,6	1,6+j1,8	18+j24	16	0,7

Условие задачи.

К зажимам симметричного трехфазного источника энергии присоединены два симметричных приемника (рис. 4.1). Первый из них соединен по схеме «звезда», потребляет активную мощность P_1 при коэффициенте мощности $\cos\varphi$ ($\varphi_1 > 0$) и подключен непосредственно к зажимам источника. Второй приемник соединен по схеме "треугольник", имеет нагрузку в каждой фазе Z_2 и подключен к источнику энергии через линию электропередачи с сопротивлением $Z_{Л2}$.

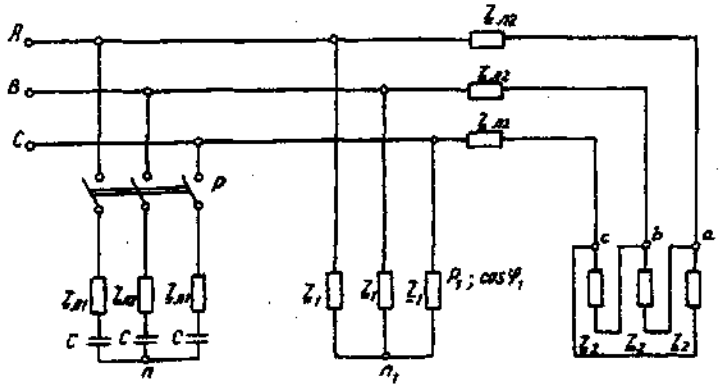


Рис. 4.1. Электрическая схема трехфазных потребителей

Для повышения коэффициента мощности приемников до единицы к тому же источнику через линию электропередачи с сопротивлением $Z_{Л1}$ в каждой фазе подключается батарея конденсаторов С, соединенная по схеме "звезда".

Определить линейные и фазные токи и напряжения приемников при отключенной батарее конденсаторов и при включении ее; реактивную мощность в фазе батареи конденсаторов, необходимую для повышения коэффициента мощности приемников до единицы; емкость и ток в фазе батареи конденсаторов. Построить векторную топографическую диаграмму напряжений и векторную диаграмму токов источника и приемников электрической энергии. Исходные данные приведены в табл. 4.1.

Методические указания.

Задачу решить комплексным методом, совместив один из векторов фазного или линейного напряжений источника энергии с положительным направлением оси вещественных чисел. Для определения линейных и фазных токов и напряжений второго приемника рекомендуется провести эквивалентные преобразования треугольника в звезду.

Последовательность решения.

Записать линейные и фазные напряжения источника энергии в комплексной форме. Провести соответствующие эквивалентные преобразования второго приемника. Определить линейные токи приемников при отключенной батарее конденсаторов. Определить падение напряжений в проводах линии электропередачи $Z_{Л2}$. Определить фазные токи второго приемника. Определить реактивную мощность в фазе батареи конденсаторов, необходимую для повышения коэффициента мощности приемников до единицы. Определить емкость и ток в фазе батареи конденсаторов. Определить линейные токи источника энергии при включении батареи конденсаторов. Построить векторную топографическую диаграмму напряжений и векторную диаграмму токов источника энергии и приемников.

Пример решения задачи

Для заданной электрической схемы трехфазных потребителей (рис. 4.1) по известным параметрам: $U_Л$= 220 В; $\underline{Z}_{Л1}$= 1,7 Ом; $\underline{Z}_{Л2}$= (1,4+j1,6) Ом; $\underline{Z}_2$= (9+j7) Ом; P_1= 4 Вт; cos φ_1=0,7; определить линейные и фазные токи и напряжения приемников при отключенной батарее конденсаторов и при включении ее; реактивную мощность в фазе батареи конденсаторов, необходимую для повышения коэффициента мощности приемников до единицы; емкость и ток в фазе батареи конденсаторов. Построить векторную топографическую диаграмму напряжений и векторную диаграмму токов источника и приемников электрической энергии.

1. Выразим линейные и фазные напряжения источника энергии в комплексной форме, В

$$U_Ф=\frac{U_Л}{\sqrt{3}}=\frac{220}{\sqrt{3}}=127.$$

Вектор фазного напряжения источника венных чисел, тогда, В

$\mathring{U}_A$ направим по оси вещественных чисел, тогда, В

$$\mathring{U}_A=\mathring{U}_Ф=127;$$
$$\mathring{U}_B=\mathring{U}_A\cdot e^{-j120^\circ}=127\cdot e^{-j120^\circ};$$
$$\mathring{U}_C=\mathring{U}_A\cdot e^{-j120^\circ}=127\cdot e^{j120^\circ};$$
$$\mathring{U}_{AB}=\mathring{U}_A-\mathring{U}_B=127\cdot 127\cdot e^{-j120^\circ}=220e^{j30^\circ};$$
$$\mathring{U}_{CA}=\mathring{U}_C-\mathring{U}_A=127\cdot e^{j120^\circ}-127=220e^{j150}.$$

2. Преобразуем треугольник сопротивлений *a,b, c* второго приемника (рис. 4.2) в эквивалентную звезду, Ом

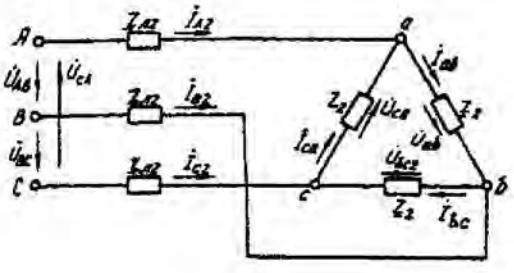


Рис. 4.2. Треугольник сопротивлений второго приемника

Поскольку приемник симметричный, то сопротивление фазы эквивалентной звезды в три раза меньше сопротивления фазы треугольника.

Для симметричных приемников, соединенных в звезду, потенциалы нулевых точек должны быть одинаковыми. В связи с этим дальнейший расчет выполним для одной фазы (фазы А) (рис. 4.3).

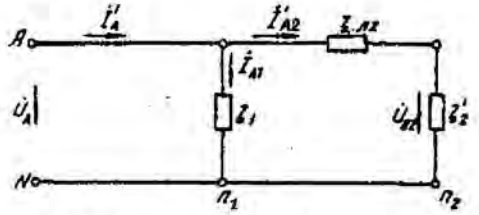


Рис. 4.3. Расчетная схема токов в фазе А

Полное сопротивление фазы эквивалентной звезды с учетом сопротивления линия $Z_{Л2}$ равно, Ом.

3. Определить линейные и фазные токи и напряжения второго приемника, а также полную мощность одной его фазы при отключенной батарее конденсаторов.

Фазные токи эквивалентной звезды, А:

$$\dot{I}_{A2}=\frac{\dot{U}_A}{\underline{Z}_2}=\frac{\Omega}{5,96e^{j41°48'}}=21,52e^{-j41°48'};$$

$$\dot{I}_{B2}=21,52e^{-j161°48'};$$

$$\dot{I}_{C2}=21,52e^{-j78°12'}.$$

Фазные токи эквивалентной звезды (рис. 4.4) равны линейным токам треугольника второго приемника (см. рис. 4.2).

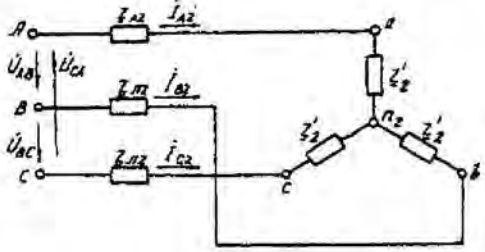


Рис. 4.4. Эквивалентная звезда второго приемника

Фазные напряжения эквивалентной звезды, В:

$$\dot{U}_{a2}=\dot{U}_A-\dot{I}_{A2}\cdot\underline{Z}_{л2}=127-21,52e^{-j41°48'}\cdot 2,13e^{j48°49'}=81,59-j5,58=81,78e^{-j3°55'};$$

$$\dot{U}_{b2}=81,78e^{-j123°55'};$$

$$\dot{U}_{c2}=81,78e^{j116°05'}.$$

Линейные напряжения эквивалентной звезды, В:

$$\dot{U}_{ab2}=\dot{U}_{a2}-\dot{U}_{b2}=81,78e^{-j3°55'}-81,78e^{-j123°55'}=141,65e^{j26°05'};$$

$$\dot{U}_{bc2}=\dot{U}_{b2}-\dot{U}_{c2}=81,78e^{-j123°55'}-81,78e^{j116°05'}=141,65e^{-j93°55'};$$

$$\dot{U}_{ca2}=\dot{U}_{c2}-\dot{U}_{a2}=81,78e^{j116°05'}-81,78e^{-j3°55'}=141,65e^{j146°05'}.$$

Линейные напряжения эквивалентной звезды равны фазным напряжениям треугольника сопротивлений второго приемника (см. рис. 4.2). Фазные токи второго приемника, А:

$$\dot{I}_{ab}=\frac{\dot{U}_{ab}}{\underline{Z}_2}=\frac{141,65e^{j26°05'}}{9+j7}=\frac{141,65e^{j26°05'}}{11,4e^{j37°52'}}=12,42e^{-j11°47'};$$

$$\dot{I}_{bc}=12,42e^{-j131°47'};$$

$$\dot{I}_{ca}=12,42e^{-j108°13'}.$$

Полная мощность одной фазы второго приемника с учетом сопротивления линии электропередачи $\underline{Z}_{Л2}$ равна, ВА:

$$S_2=U_A\cdot I_{A2}=127\cdot 21,52e^{j41°48'}=2733e^{j41°48'}=(2037+j1822);$$

$$P_2=2037\text{ Вт};\ Q_2=1822\text{ ВА}.$$

4. Определим линейные и фазные напряжения и токи первого приемника, а также полную мощность одной его фазы при отключенной батарее конденсаторов.

Так как первый приемник подключен напрямую к источнику электрической энергии ($Z_Л = 0$), то фазные и линейные напряжения приемника равны фазным и линейным напряжениям генератора, В:

$$\mathring{U}_{a1}=\mathring{U}_1=127;$$
$$\mathring{U}_{b1}=\mathring{U}_B=127e^{-j120^\circ};$$
$$\mathring{U}_{c1}=\mathring{U}_C=127e^{j120^\circ};$$
$$\mathring{U}_{ab}=\mathring{U}_{AB}=220e^{j30^\circ};$$
$$\mathring{U}_{bc}=\mathring{U}_{BC}=220e^{-j90^\circ};$$
$$\mathring{U}_{ca1}=\mathring{U}_{CA}=220e^{j150^\circ};$$

Для приемника, соединенного в звезду, фазные токи равны линейным $I_Ф=I_Л$. Определяем модуль фазного тока первого приемника, А:

$$I_Ф=\frac{P_1}{3U_Ф\cos\varphi_1}=\frac{4000}{3\cdot127\cdot0,7}=15$$

Определяем угол сдвига фаз между напряжением и током первого приемника:

$$\cos\varphi_1=0,7;\ \varphi_1=45°34',\ (\varphi_1>0).$$

Записываем выражения фазных токов первого приемника в комплексной форме. Так как угол сдвига фаз между напряжением и током первого приемника известен, то начальная фаза тока, например фазы А, равна

$$\Psi_{IA}=\Psi_{UA}-\varphi_1=0-45°34'=-45°34'$$

Следовательно,

$$\dot{I}_{A1}=15\cdot e^{-j45°34'};$$
$$\dot{I}_{B1}=15\cdot e^{-j165°34'};$$
$$\dot{I}_{C1}=15\cdot e^{-j74°26'};$$

Полная мощность одной фазы первого приемника:

$$\dot{S}_1=\dot{U}_A\cdot\dot{I}_{A1}=127\cdot15\cdot e^{j45°34'}=1905\ e^{j45°34'}=(1333+j360)\ ВА;$$
$$P_1=1333\text{кВт};\ Q_1=1360\ \text{В}\cdot\text{А}.$$

5. Определяем фазные (линейные) токи источника энергии при отключенной батарее конденсаторов (см. рис. 4.3), А:

$$\dot{I}'_A=\dot{I}'_{A1}+\dot{I}'_{A2}=15\cdot e^{-j45°34'}+21,52e^{-j41°48'}=$$
$$=10,5-j10,7+16-j14,3=26,5-j25=36,5e^{-j43°21'};$$
$$\dot{I}'_B=36,5e^{-j163°21'};$$
$$\dot{I}'_C=36,5e^{-j79°39'}.$$

6. Определяем реактивную мощность в фазе батареи конденсаторов, необходимую для повышения коэффициента мощности приемников до единицы, ВА:

$$Q_c=Q_1+Q_2=1360+1822=3182.$$

7. Определяем емкостное сопротивление в фазе батареи конденсаторов, Ом:

$$Q_c=I^2X_c=\left(\frac{U}{Z}\right)^2\cdot X_c=\frac{U^2X_c}{Z^2}=\frac{U^2X_c}{R_{л1}^2+X_c^2};$$

где $Z=\sqrt{R_{л1}^2+X_c^2}$ - модуль полного сопротивления в фазе батарея конденсаторов с учетом сопротивления линии $\underline{Z}_{Л1}=R_{Л1}$.

$$X_c^2-\frac{U^2}{Q_c}X_c+R_{л1}^2=0;$$

$$X_{c1,2}=\frac{U^2}{2Q_c}\pm\sqrt{\left(\frac{U^2}{2Q_c}\right)^2-R_{л1}^2}=\frac{127^2}{2\cdot3182}\pm\sqrt{\left(\frac{127^2}{2\cdot3182}\right)^2-1,7^2}=(2,53\pm1,88);$$

$$X_{c1}=4,41;\ X_{c2}=0,65.$$

Следовательно, режиму полной компенсации реактивной мощности удовлетворяют два значения емкостного сопротивления. Принимаем большее, так как, во-первых, большему сопротивлению соответствует меньший ток в фазе батареи конденсаторов и, соответственно, меньшие потери активной мощности на сопротивлении $\underline{Z}_{Л1}=R_{Л1}$. Во-вторых, большее значе-

ние емкостного сопротивления определяет меньшую емкость батареи конденсаторов, необходимую для компенсации реактивной мощности приемников.

8. Определяем емкость в фазе батареи конденсаторов, Ф

$$C = \frac{1}{X_c \cdot \omega} = \frac{1}{X_c \cdot 2\pi f} = \frac{1}{4{,}41 \cdot 2 \cdot 3{,}14 \cdot 50} = 7{,}22 \cdot 10^{-4}$$

При этом полное сопротивление в фазе батареи конденсаторов с учетом сопротивления линии $Z_{л1}$ (рис. 4.5) равно, Ом:

$\underline{Z}=\underline{Z}_{л1}-jX_C = 1{,}7 - j4{,}41 = 4{,}73e^{-j68°55'}$.

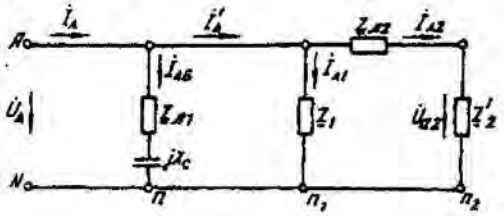


Рис. 4.5. Расчетная схема токов в фазе А с учетом батареи конденсаторов

9. Определяем фазные токи батареи конденсаторов, А:

$$\dot{I}_{Aб} = \frac{\dot{U}_A}{\underline{Z}_б} = \frac{127}{4{,}73e^{-j68°55'}} = 9{,}66 + j25 = 26{,}85e^{68°55'};$$

$$\dot{I}_{Bб}=26{,}85e^{j51°05'}\text{A};\ \dot{I}_{Cб}=26{,}85e^{j188°55'}.$$

10. Определяем фазные (линейные) токи источника энергии при включенной батарее конденсаторов (см. рис. 4.5), А;

$$\dot{I}_A=\dot{I}_{Aб}+\dot{I}'_A=9{,}66+j25+26{,}5-j25=36{,}16;$$
$$\dot{I}_B=36{,}16e^{-j120°};\ \dot{I}_C=36{,}16e^{j120°}.$$

Данные расчета показывают, что фазные токи и напряжения источника совпадают по фазе. Следовательно, параметр емкости С в фазе батареи конденсаторов, необходимый для повышения коэффициента мощности приемников до единицы, выбран верно.

11. Строим векторную диаграмму токов и топографическую диаграмму напряжений для источника и приемников электрической энергии (рис. 4.6).

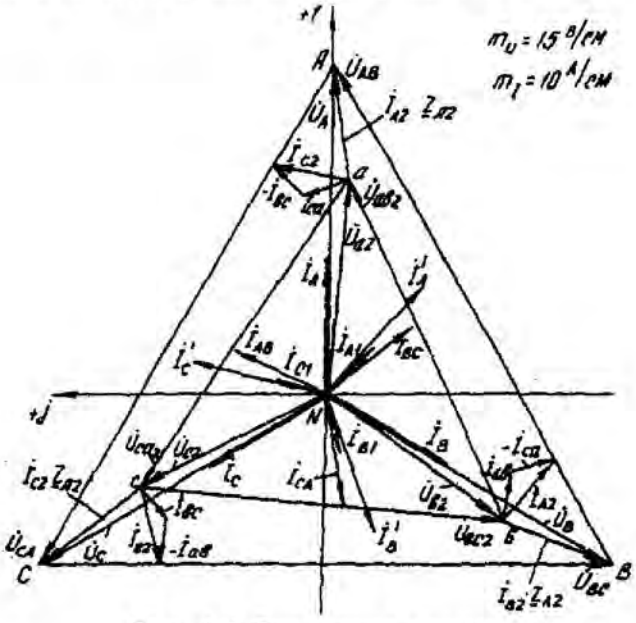


Рис. 4.6. Векторная диаграмма

На комплексной плоскости откладываем комплексные значения токов (векторы токов) и напряжений (векторы напряжений) в выбранных предварительно масштабах. Наиболее удобными в рассматриваемом расчете являются: масштаб напряжений m_U = 15 В/см и масштаб тока m_I = 10 А/см. Векторы токов второго приемника направляем из вершин треугольника напряжений *a, b, c* . Все остальные векторы токов - из начала координат.

Задача 5. РАСЧЕТ ПЕРЕХОДНЫХ ПРОЦЕССОВ В ЛИНЕЙНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ЦЕПЯХ ПОСТОЯННОГО ТОКА

Номер вариа-нта	Значение параметров						
	R_1, Ом	R_2, Ом	R_3, Ом	R_4, Ом	C, мкФ	L, мГн	U, В
1	50	-	50	-	170	-	100
2	25	25	25	-	.	125	100
3	25	25	25	-	40	-	100
4	50	50	50	-	-	250	100
5	50	50	50	50	60	-	100
6	50	50	50	-	-	250	100
7	25	25	25	-	180	-	100
8	50	50	50	-	-	125	100
9	25	25	25	25	100	-	100
10	25	25	25	-	-	250	100
11	50	50	50	-	90	-	100
12	25	25	25	-	-	250	100
13	25	25	-	-	110	-	100
14	25	25	-	-	-	125	100
15	20	50	10	50	-	125	100
16	50	10	50	15	260	-	100
17	50	25	50	-	-	125	100
18	50	50	50	-	120	-	100
19	50	50	50	-	-	125	100
20	25	-	25	-	190	-	100
21	25	50	25	-	-	125	100
22	50	50	50	-	-	125	100
23	50	50	50	-	60	-	100
24	50	50	50	-	180	-	100

Условие задачи.

Для заданной электрической схемы из табл. 5.1 с известными параметрами (табл. 5.2) рассчитать переходный процесс классическим и операторным методами, определить законы изменений токов и напряжений во времени. Построить эти зависимости.

Последовательность решения классическим методом расчета.

Составить систему дифференциальных уравнений по законам Кирхгофа для электрической цепи, получающейся после коммутации, при этом использовать соотношения $u_L = L\,di/dt$, $i = Cdu_c/dt$.

Подставить числовые значения заданных параметров в систему уравнений.

Решить систему уравнений относительно тока через индуктивность (напряжения на емкости), в результате получается неоднородное дифференциальное уравнение первого порядка.

Решением неоднородного дифференциального уравнения является сумма частного (принужденная составляющая) и общего (свободная составляющая) решения однородного дифференциального уравнения.

Принужденная составляющая определяется расчетом в послекоммутационной электрической цепи в установившемся режиме.

Свободная составляющая при решении однородных дифференциальных уравнений первого порядка определяется как

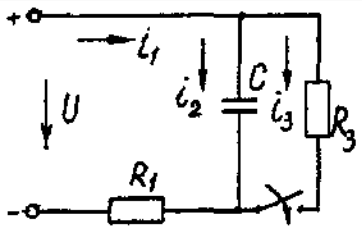
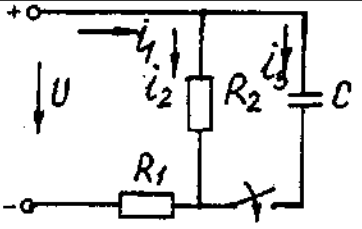
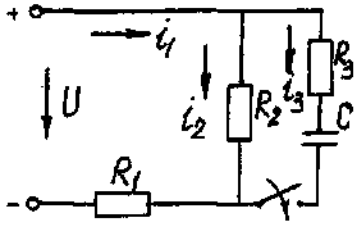
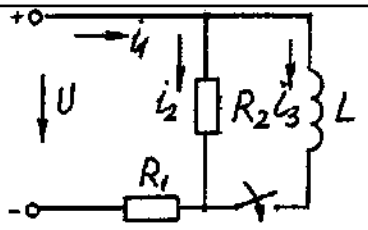
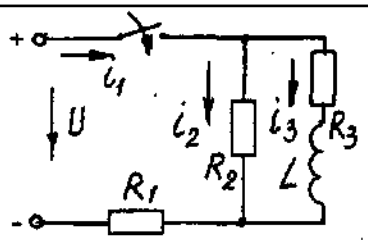
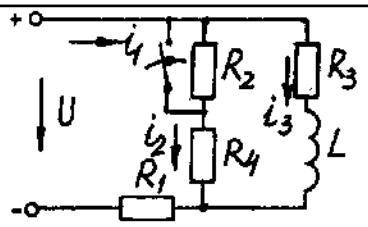
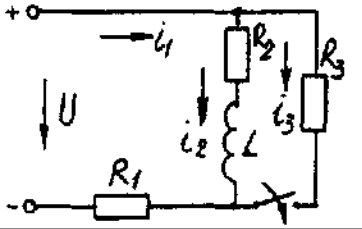
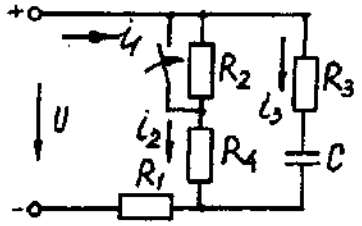
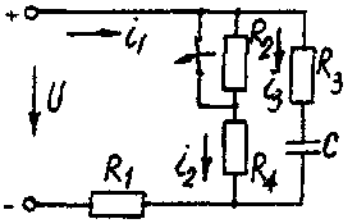
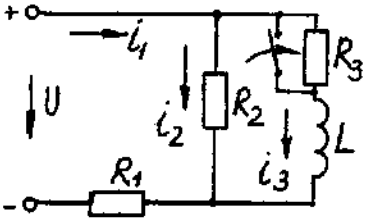
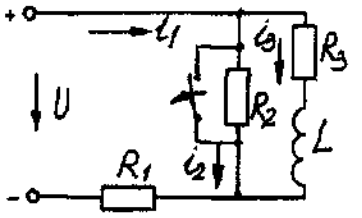
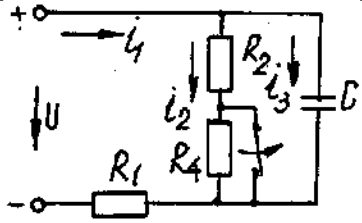
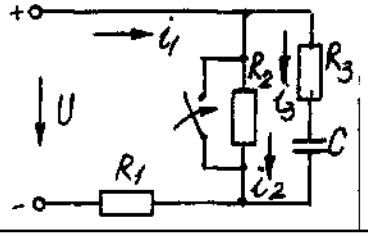
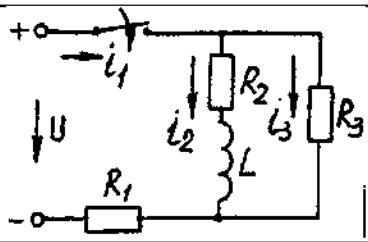
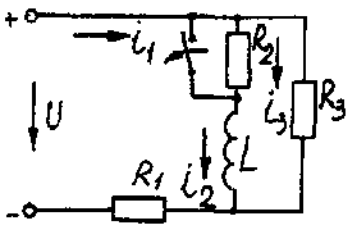
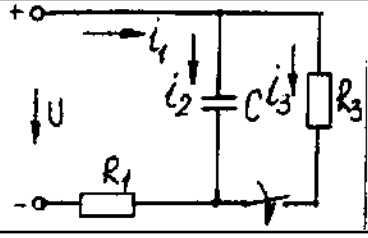
$$Ae^{pt}$$

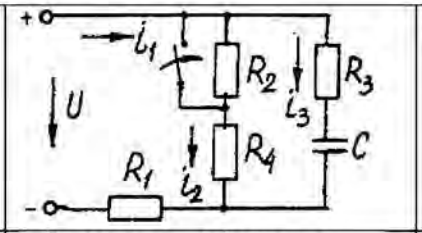
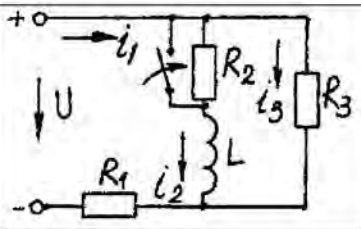
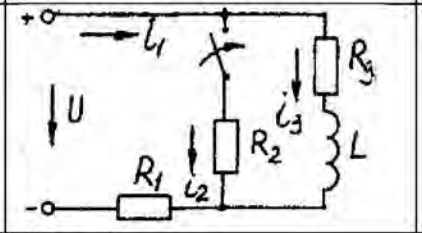
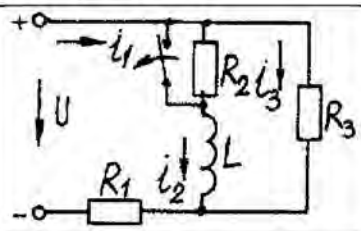
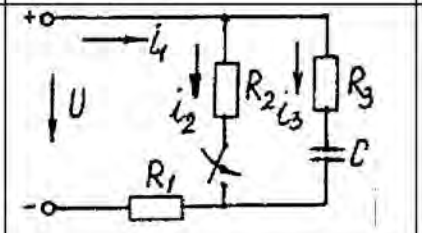
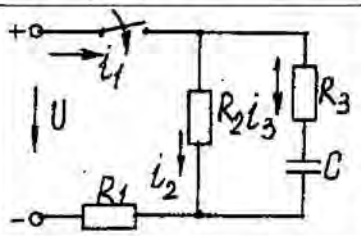
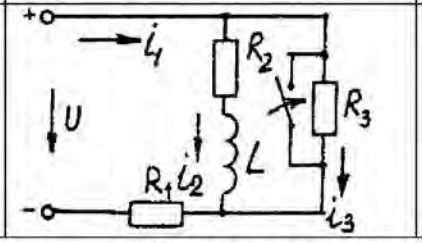
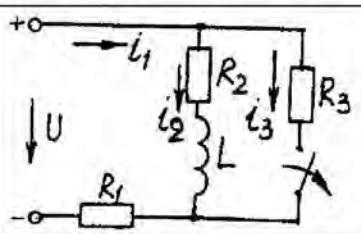
где A - постоянная интегрирования; p - корень характеристического уравнения.

Характеристическое уравнение составляется по однородному дифференциальному уравнению.

Последовательность решения операторным методом расчета.

Расчетные формулы и последовательность решения этим методом приведены в примерах расчета цепей, содержащих индуктивность и емкость.

№	Схема варианта	№	Схема варианта
1		13	
2		14	
3		15	
4		16	
5		17	
6		18	
7		19	
8		20	

9		21	
10		22	
11		23	
12		24	

Пример расчета цепи, содержащей индуктивность (рис. 5.1).

Исходные данные: $U = 100$ В; $R_1 = R_2 = R_3 = R_4 = 25$ Ом; $L = 0{,}25$ Гн.

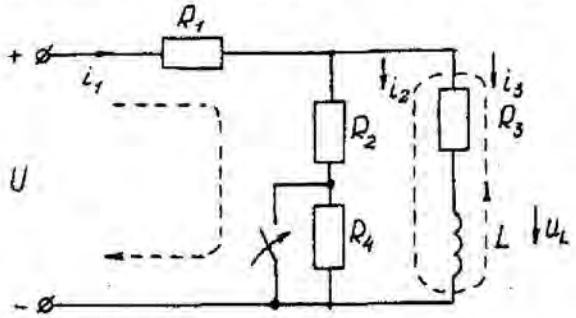


Рис. 5.1. Схема электрической цепи

Определить законы изменения токов, напряжения u_L при переходе цепи от одного установившегося состояния к другому классическим и операторными методами. Построить эти зависимости.

Решение классическим методом.

Составляем систему дифференциальных уравнений по законам Кирхгофа (три уравнения для определения трех неизвестных токов) для цепи, получающейся после коммутации:

$$\begin{cases} i_1 = i_2 + i_3; \\ i_1 R_1 + i_2 R_2 = U; \\ i_2 R_2 - u_L - i_3 R_3 = 0 \end{cases} \quad (5.1)$$

Решаем систему уравнений относительно тока через индуктивность i_3 (избавляемся от токов i_2 и i_1)

$$(R_1 + R_2)\, u_L + [R_1 R_2 + R_1 (R_1 + R_2)]\, i_3 = R_2 U$$

Решение упрощается, если в систему уравнений (5.1) подставить заданные числовые значения;

$$\begin{cases} i_1 = i_2 + i_3; \\ 25i_1 + 25i_2 = 100; \\ 25i_2 - u_L - 25i_3 = 0 \end{cases} \quad (5.2)$$

Решая систему уравнений (5,2), получаем

$$2u_L + 75i_3 = 100. \quad (5.3)$$

Подставив соотношение $u_L = Ldi_3/dt$ в уравнение (5.3), получим

$$2Ldi_3/dt + 75i_3 = 100,$$

и окончательно получаем неоднородное дифференциальное уравнение первого порядка

$$di_3/dt + 150i_3 = 200. \quad (5.4)$$

Решением уравнения (5.4) является сумма принужденной и свободной составляющих тока $i_3(t)$

$$i_3(t) = i_3(t)_{пр} + i_3(t)_{св}. \quad (5.5)$$

Принужденная составляющая тока определяется из уравнения (5.4) как новое установившееся значение по окончании переходного процесса

$$i_3(t)_{пр} = 200/150 = 1{,}33 \text{ А}. \quad (5.6)$$

Запишем однородное дифференциальное уравнение первого порядка

$$di_3/dt + 150\, i_3 = 0 \quad (5.7)$$

и характеристическое уравнение

$$p + 150 = 0. \quad (5.8)$$

Свободная составляющая тока определяется как

$$i_3(t)_{св} = Ae^{pt}, \quad (5.9)$$

где A - постоянная интегрирования; p - корень характеристического уравнения (5.8), $p = -150$; τ - постоянная времени электрической цепи, $\tau = 1/150$.

Постоянная интегрирования определяется из начальных условий, исходя из первого закона коммутации (ток через индуктивность при коммутациях не меняется скачком).

С учетом уравнений (5.6) и (5.9) уравнение (5.5) запишем как

$$i_3(t) = 1{,}33 + A\, e^{-150t}.$$

Значение тока $i_3(0)$ определяем, рассчитывая цепь до коммутации

$$i_3(0) = 1{,}6\text{А}.$$

По первому закону коммутации $i_3(0) = i_3(0)_{пр} + i_3(0)_{св} = 1{,}6$ А, $i_3(0) = 1{,}33 + A\, e^{-150t} = 1{,}6$, откуда $A = 1{,}6 - 1{,}33 = 0{,}27$.

Окончательно

$$i_3(t) = 1{,}33 + 0{,}27\, e^{-150t};$$
$$u_L(t) = Ldi_3/dt = 0{,}25\text{-}0{,}27(\text{-}150)\, e^{-150t} = \text{-}10\, e^{-150t};$$
$$u_2(t) = [u_3(t)R_3 + u_L(t)]/R_2 = 1{,}33 - 0{,}13\, e^{-150t};$$
$$i_1(t) = i_2(t) + i_3(t) = 2{,}66 + 0{,}14\, e^{-150t}.$$

Решение операторным методом.

На рис. 5.2 представлена операторная схема замещения цепи (см. рис. 5.1).

Составляется система уравнений в изображениях (в операторной форме)

$$\begin{cases} I_1(p) = I_2(p) + I_3(p); \\ I_1(p)R_1 + I_2(p)R_2 = U/p; \\ I_2(p)R_2 - L[pI_3(p) - i_3(0)] - I_3(p)R_3 = 0. \end{cases} \quad (5.10)$$

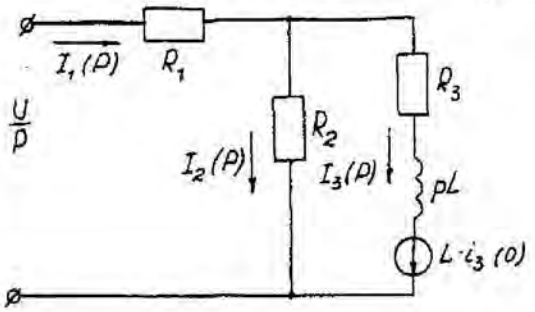


Рис. 5.2. Операторная схема замещения электрической цепи

Система уравнений решается относительно любого тока. Достаточно просто получаем уравнение в изображениях для тока через индуктивность, если использовать дифференциальное уравнение (5.4), из которого следует:

$$[pI_3(p) - i_3(0)] + 150I_3(p) = 200/p;$$

$$pI_3(p) + 150I_3(p) = 200/p + i_3(0) = 200/p + 1,6$$

и окончательно

$$I_3(p) = (200 + 1,6p)/p(p + 150) = F_1(p)/F_2(p), \quad (5.11)$$

где $F_1(p)$ - полином числителя; $F_2(p)$ - полином знаменателя.

Переход от изображения тока $I_3(p)$ к оригиналу $i_3(t)$ осуществляем по формуле разложения

$$i_3(t) = \Sigma\left([F_1(p)/F_2(p)] \cdot e^{p_k \cdot t}\right) \quad (5.12)$$

где p_k - корни характеристического уравнения.

Характеристическим уравнением является полином знаменателя, равный нулю, т. е. $F_2(p) = 0$.

В рассматриваемом примере

$$P(p + 150) = 0,$$

откуда $p_1 = 0$; $p_2 = -150$.

Производная полинома знаменателя

$$F_2'(p) = (2p + 150),$$

откуда $F_2'(p_1) = 150$; $F_2'(p_2) = -150$.

Оригинал тока $i_3(t)$

$$i_3(t) = ([F_1(p_1)/F_2'(p_1)] \cdot e^{p_1 t}) + ([F_1(p_2)/F_2'(p_2)] \cdot e^{p_2 t}) =$$

$$= [(200 + 1,6\ 0) / 150]e^{150t} + [(200 + 1,6\ (-150) / (-150)] \cdot e^{-150 \cdot t} =$$

$$= 1,33 + 0,27\ e^{-150t}.$$

На рис. 5.3 представлены переходные характеристики токов и напряжения на индуктивности.

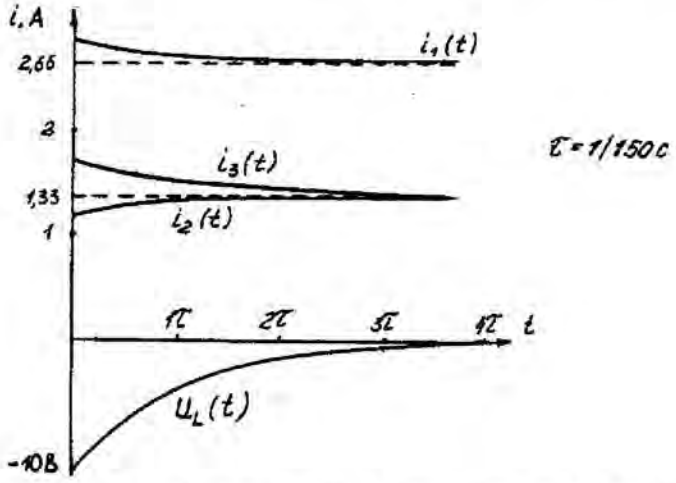


Рис. 5.3. Временные диаграммы токов и напряжения иа индуктивности

Пример расчета цепи содержащей емкость (рис. 5.4).

Исходные данные: $U = 100$ В; $R_1 = R_2 = R_3 = 50$ Ом; $C = 100$ мкФ.

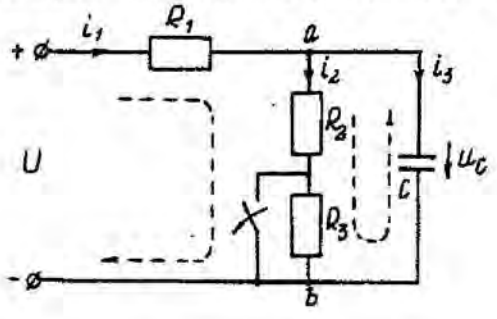


Рис. 5.4. Схема электрической цепи

Определить и построить следующие зависимости: $u_C(t)$, $u_1(t)$, $u_2(t)$, $u_3(t)$.

Решение классическим методом.

Составляем систему дифференциальных уравнений по законам Кирхгофа (три уравнения для определения трех неизвестных токов) для цепи, получающейся после коммутации

$$\begin{cases} i_1 = i_2 + i_3; \\ i_1 R_1 + i_2 (R_2 + R_3) = U; \\ i_2 (R_2 + R_3) = u_C \end{cases} \quad (5.13)$$

Между током и напряжением на емкости существует соотношение

$$\begin{cases} i_3 = C \frac{du_C}{dt}; \\ i_1 = i_2 + i_3 = i_2 + 100 \cdot 10^{-6} \left(\frac{du_C}{dt}\right); \\ i_1 50 + i_2 (50 + 50) = 100; \\ i_2 (50 + 50) - u_C = 0. \end{cases} \quad (5.14)$$

Решаем систему уравнений (5.14) относительно напряжения на емкости

$$du_c / dt + 300 u_c = 20000. \quad (5.15)$$

Уравнение (5.15) - неоднородное дифференциальное уравнение первого порядка.

Решением уравнения (5.15) является сумма принужденной и свободной составляющих напряжения $u_C(t)$. Решение неоднородного дифференциального уравнения первого порядка рассмотрено выше для цепи с индуктивностью. По аналогии имеем

$$u_C(t) = u_C(t)_{\text{пр}} + u_C(t)_{\text{св}}. \quad (5.16)$$

Принужденная составляющая напряжения равна

$$u_C(t)_{\text{пр}} = 20000/300 = 66{,}7 \text{ В}.$$

Свободную составляющую напряжения находим из уравнения

$$u_C(t)_{\text{СВ}} = A e^{pt},$$

где $(p + 300) = 0$ - характеристическое уравнение; $p = -300$ - корень характеристического уравнения; τ - постоянная времени электрической цепи, $\tau = 1/300$; $u_C(0) = 50$ В, напряжение u_C в момент коммутации (определяется расчетом рассматриваемой цепи до коммутации):

$$u_C(t) = 66{,}7 + Ae^{-300t};$$

$u_C(0) = 66{,}7 + Ae^{p \cdot 0} = 50$В, откуда $A = -16{,}7$.

Окончательно имеем:

$$u_C(t) = 66{,}7 - 16{,}7 \cdot e^{-300t};$$
$$i_3(t) = C \cdot du_C/dt = 100 \cdot 10^{-6}(-16{,}7)(-300) \cdot e^{-300t} = 0{,}5 \cdot e^{-300t};$$
$$i_2(t) = u_{ав}(t)/(R_2 + R_3) = u_C(t)/(R_2 + R_3) = 0{,}667 - 0{,}167 \cdot e^{-300t};$$
$$i_1(t) = i_2(t) + i_3(t) = 0{,}667 + 0{,}333 \cdot e^{-300t}.$$

На рис. 5.5 представлены переходные характеристики токов и напряжения на емкости.

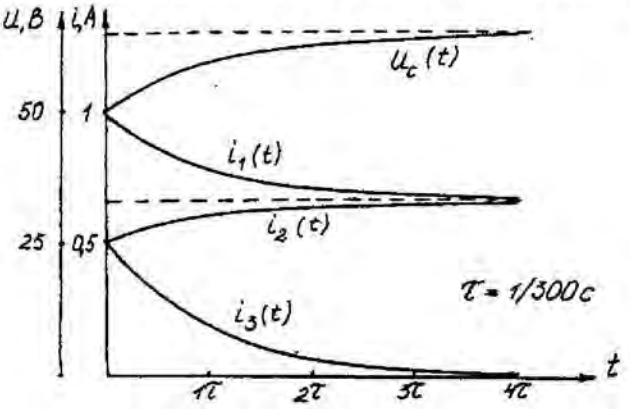


Рис. 5.5. Временные диаграммы токов и напряжения на емкости

Решение операторным методом.

Система уравнений в изображениях (в операторной форме) может быть составлена по операторной схеме замещения (рис. 5.6) или по системе дифференциальных уравнений (5.14)

$$\begin{cases} I_1(p) = I_2(p) + 100 \cdot 10^{-6}[pU_C(p) - u_C(0)]; \\ I_1(p)50 + [I_2(p)(50 + 50)] = \frac{100}{p}; \\ [I_2(p)(50 + 50)] - U_C(p) = 0. \end{cases} \quad (5.17)$$

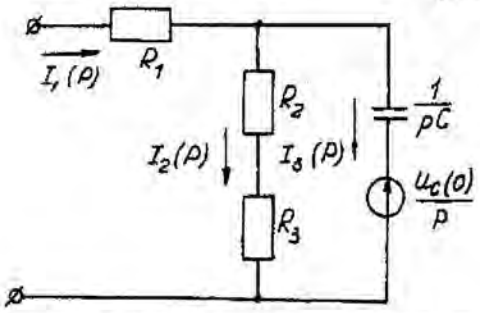


Рис. 5.6. Операторная схема замещения электрической цепи

Решаем систему алгебраических уравнений (5.17) относительно токов или напряжения на емкости $U_C(p)$.

Решение относительно напряжения $U_C(p)$ упрощается, если воспользуемся уравнением (5.15). Уравнение (5.15) преобразуем в уравнение в изображениях:

$$[pU_C(p)-u_C(0)]+300 \cdot U_C(p)=20000/p;$$

$$Uc\ (p)(p + 300) = 20000/p + 50;$$

$$U_c\ (p) = [20000 + 50p]\ /p(p + 300) = F_1(p)/F_2(p),$$

где $F_1(p)$ - полином числителя; $F_2(p)$ - полином знаменателя.

Переход от изображения напряжения $U_C(p)$ к оригиналу $u_C(t)$ осуществляем по формуле разложения

$$U_C(t)=\Sigma([F_1(p)/F_2'(p)] \cdot e^{p_k \cdot t}), \quad (5.18)$$

где p_k - корни характеристического уравнения.

Характеристическим уравнением является полином знаменателя равный нулю, т. е. $F_2(p) = 0$.

В рассматриваемом примере

$$p(p+300)=0,$$

откуда $p_1 = 0$; $p_2 = -300$.

Производная полинома знаменателя

$$F_2'(p)=(2p+300),$$

откуда $F_2'(p_1)=300$; $F_2'(p_2)=-300$.

Оригинал напряжения $u_C(t)$

$$u_C(t) = ([F_1(p_1)/F_2'(p_1)] \cdot e^{p_1 t}) + ([F_1(p_2)/F_2'(p_2)] \cdot e^{p_2 \cdot t}) =$$

$$=[(20000 + 50\ 0) / 300] \cdot e^{300 \cdot 0} + [(20000+50\ (-300) / (-300)] \cdot e^{-300t}$$

$$= 66{,}7 - 16{,}7 \cdot e^{-300 \cdot t}.$$

Задача 6. РАСЧЕТ НЕЛИНЕЙНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ЦЕПЕЙ ПОСТОЯННОГО ТОКА В УСТАНОВИВШЕМСЯ РЕЖИМЕ

Условие задачи.

Для заданной электрической схемы (табл. 6.1) с известными параметрами (табл. 6.2) определить токи в ветвях и напряжение на нелинейных элементах (НЭ).

Вольт-амперные характеристики НЭ, симметричные относительно начала координат, приведены на рис. 6.1.

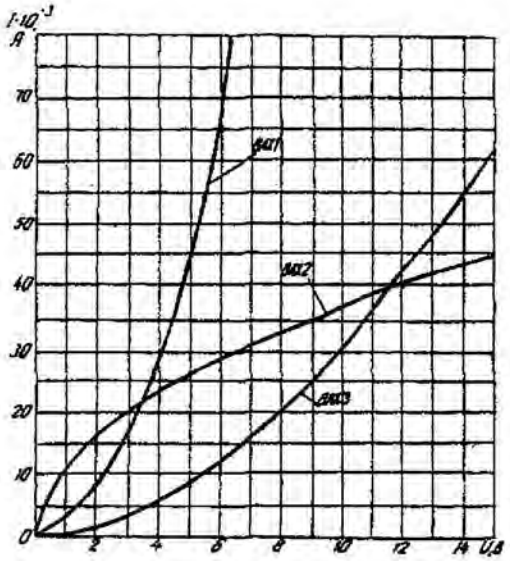


Рис. 6.1. Вольт-амперные характеристики нелинейных элементов

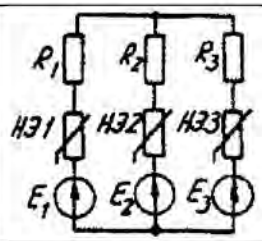
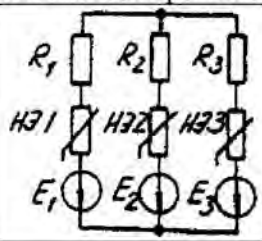
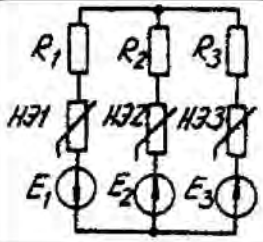
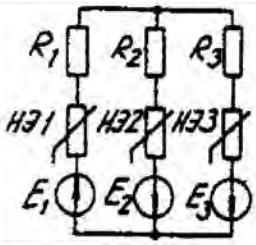
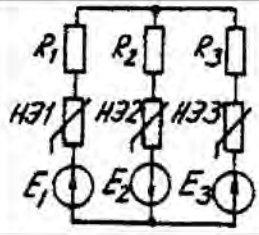
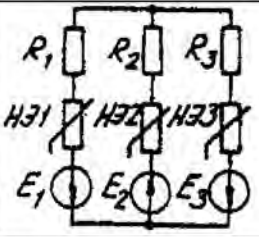
Методические указания.

Для нелинейных электрических цепей (НЭЦ) постоянного тока справедливы оба закона Кирхгофа

$$\sum_{k=1}^{n} I_k = 0; \quad \sum_{k=1}^{n} U_{k=0.}$$

Затруднения при рассмотрении НЭЦ с помощью законов Кирхгофа заключаются в том, что в НЭЦ напряжение и токи связаны между собой нелинейными соотношениями. По этой причине для решения задач теории НЭЦ приходится использовать различные приближенные методы решения, к которым относится метод двух узлов.

Расчетные электрические схемы

1		5	
2		6	
3		7	

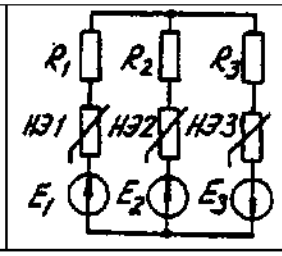
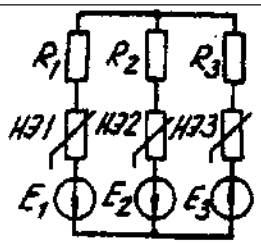
4	 R1 R2 R3 НЭ1 НЭ2 НЭ3 E1 E2 E3	8	 R1 R2 R3 НЭ1 НЭ2 НЭ3 E1 E2 E3

Таблица 6.2

Исходные данные к задаче 6

Вариант	Номер схемы	Значения параметров								
		R_1, Ом	R_2, Ом	R_3, Ом	НЭ1	НЭ2	НЭ3	E_1, В	E_2, В	E_3, В
1	1	600	300	400	ВАХ1	ВАХ3	ВАХ2	24	9	10
2	2	100	200	500	-	ВАХ2	ВАХ3	-	24	12
3	3	-	800	400	ВАХ2	ВАХ2	ВАХ3	-	15	20
4	4	400	300	600	-	ВАХ3	ВАХ1	10	8	14
5	5	-	800	600	ВАХ3	ВАХ2	ВАХ1	15	9	24
6	6	100	700	500	ВАХ1	-	ВАХ3	8	-	10
7	7	200	-	500	ВАХ2	ВАХ3	ВАХ1	6	-	12
8	8	1000	400	700	ВАХ2	-	ВАХ3	16	9	18
9	1	800	-	100	ВАХ1	ВАХ2	ВАХ3	10	15	20
10	3	400	700	200	ВАХ3	ВАХ2	ВАХ1	8	16	-
11	5	100	200		ВАХ2	ВАХ3	ВАХ1	24	12	-
12	7	600	200	400	ВАХ3	ВАХ1	-	15	10	20
13	2	500	700	-	ВАХ1	ВАХ2	ВАХ3	16	12	9
14	4	-	-	-	ВАХ3	ВАХ1	ВАХ2	14	20	8
15	6	200	100	-	-	ВАХ2	ВАХ3	10	8	15
16	8	-	500	-	ВАХ1	-	ВАХ3	12	6	18
17	1	-	-	600	ВАХ1	ВАХ3	-	20	-	4
18	2	800	-	-	-	ВАХ2	ВАХ3	15	10	5
19	3	-	900	-	ВАХ1	-	ВАХ3	6	12	8
20	4	-	-	100	ВАХ3	ВАХ1	-	16	18	9
21	5	400	-	200	-	ВАХ2	ВАХ3	9	4	10
22	6	-	-	-	ВАХ1	ВАХ2	ВАХ3	-		18
23	7	-	-	500	ВАХ2	ВАХ3	-	14	12	6
24	8	-	300	-	ВАХ1	-	ВАХ3	-	20	10

Расчет сложной НЭЦ, состоящей из нескольких параллельных ветвей, которые наряду с нелинейными элементами могут содержать и источники постоянной э. д. с, включенные последовательно с нелинейными элементами, сводится к нахождению токов и напряжений на участках цепи с помощью вольт-амперных характеристик.

Для этого предварительно строится вольтамперная характеристика каждой ветви, которая получается смещением соответствующей характеристики НЭ на величину заданной э. д. с. влево или вправо от начала координат, в зависимости от направления э. д. с. Затем, на основании первого закона Кирхгофа, строится результирующая характеристика. Она получается смещенной относительно начала координат на величину э. д. с. *(E)*, которую можно рассматривать как э. д. с. эквивалентной цепи.

Так как сумма токов в узле равна нулю, то в эквивалентной цепи ток отсутствует. Следовательно, значение э. д. с. *(E)* равно разности потенциалов верхнего узла относительно нижнего узла исходной схемы.

Отсюда находят напряжение в каждом НЭ

$$U_{Нэк}=E_к-E$$

Ток в каждом НЭ определяется по соответствующей вольт-амперной характеристике.

Последовательность решения задачи.

1. Задаться положительным направлением токов в ветвях схемы.

2. На основании второго закона Кирхгофа построить эквивалентные вольт-амперные характеристики для ветвей.

3. На основании первого закона Кирхгофа построить результирующую вольт-амперную характеристику всей электрической цепи.

4. По результирующей вольт-амперной характеристике определить напряжения на каждом НЭ и токи в каждой ветви по соответствующим вольт-амперным характеристикам.

Пример решения задачи.

Для заданной электрической схемы (рис. 6.2, *а)* с известными параметрами E_1 =12 В, E_2 = 10 В, E_3 = 3 В,

R_1 =200 Ом, НЭ1, НЭ2 и НЭ3 (вольт-амперные характеристики которых приведены на рис. 6.3) определить токи в ветвях и напряжения на НЭ.

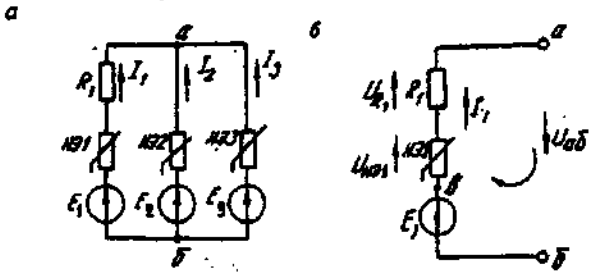


Рис. 6.2. Заданная *(а)* и расчетная (б) электрические схемы

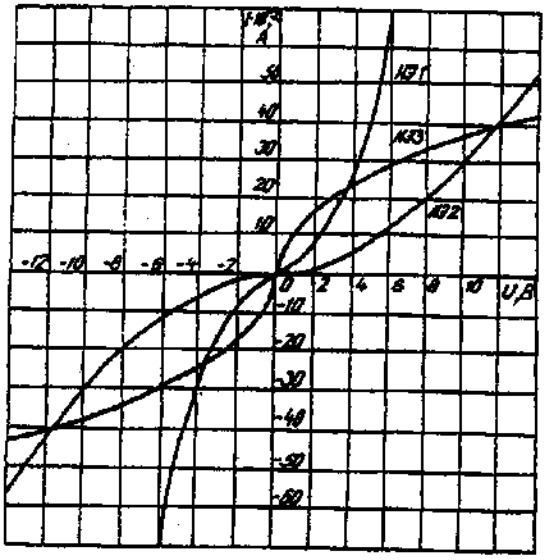


Рис. 6.3. Вольт-амперные характеристики нелинейных элементов

1. Задаемся положительным направлением токов во всех ветвях цепи.

2. Так как каждый из токов является нелинейной функцией падения напряжения на своем НЭ, необходимо выразить его в функции одного переменного напряжения $U_{аб}$ между узлами *а* и *б.*

Рассмотрим первую ветвь, содержащую последовательно соединенные резистор R_1, НЭ1 и источник постоянной э. д. с. E_1 (рис. 6,2, *б).*

На основании второго закона Кирхгофа для контура, указанного на рис. 6.2, *б* круговой стрелкой, запишем

$$E_1 = U_{аб} + U_{R1} + U_{НЭ1} \text{ или } U_{аб} = E_1 - (U_{R1} + U_{НЭ1}).$$

Если э. д. с. *(E_1)* действует в направлении выбранного положительного тока, т. е. $E_1 > 0$, то при положительном токе она способствует прохождению тока и при $E_1 < U_{аб}$ уменьшает значение.

На рис. 6.4 изображены характеристики первого нелинейного элемента $I_1 = f(U_{НЭ1})$, резистора $I_1 = f(U_{R1})$, суммарная

$I_1 = f(U_{аб})$ и прямая, соответствующая $E_1 > 0$. Здесь же нанесена результирующая характеристика $I_1 = f(U_{аб})$.

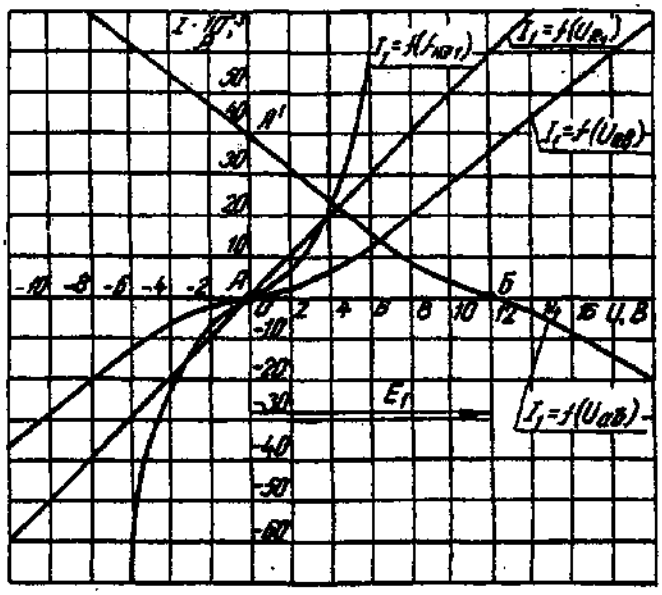


Рис. 6.4. Вольт-амперные характеристики первого нелинейного элемента

Для т. *А* кривой $I_1=f(U_{НЭ1})$ напряжение на первом нелинейном элементе будет равно нулю $(U_{НЭ1}=0)$ при $I_1=0$. При этом $U_{аб}=E_1$ т. е. начало) кривой $I_1=f(U_{аб})$ сдвинуто в точку *Б*, в которой $U_{аб}=E_1$. Росту $U_{аб}$, при $U_{аб}>0$ соответствует уменьшение $U_{аб}$. Для точки *А'* при $U_{аб}=E_1$, $U_{аб}=0$. Росту $U_{аб}$ при $U_{аб}<0$ отвечает увеличение $U_{аб}$, причем $U_{аб}>E_1$.

Аналогичным образом перестраивают кривые $I_2=f(U_{НЭ2})$ и $I_3=f(U_{НЭ3})$ для других ветвей схемы (рис. 6.5 и 6.6).

3. Нанесем кривые $I_1=f(U_{аб})$, $I_2=f(U_{аб})$ и $I_3=f(U_{аб})$ на одном рисунке и построим результирующую вольт-амперную характеристику $I=f(U_{аб})$ просуммировав ординаты кривых (рис. 6.7).

4. Точка *А* пересечения кривой $I=f(U_{аб})$ с осью абсцисс дает значение Саб, при котором удовлетворяется уравнение

$$I_1+I_2+I_3=0.$$

Восстанавливаем в этой точке перпендикуляр к оси абсцисс до пересечения с кривыми $I_1=f(U_{аб})$, $I_2=f(U_{аб})$ и $I_3=f(U_{аб})$ и находим токи I_1, I_2 и I_3 как по величине, так и по знаку.

Для рассматриваемого примера имеем (см. рис. 6.7), А

$$I_1=15\cdot10^{-3};$$
$$I_2=5\cdot10^{-3};$$
$$I_3=-20\cdot10^{-3}.w$$

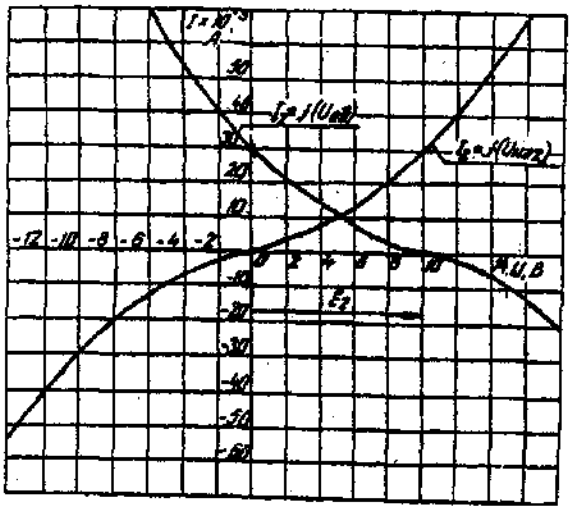


Рис. 6.5. Вольт-амперные характеристики второго нелинейного элемента

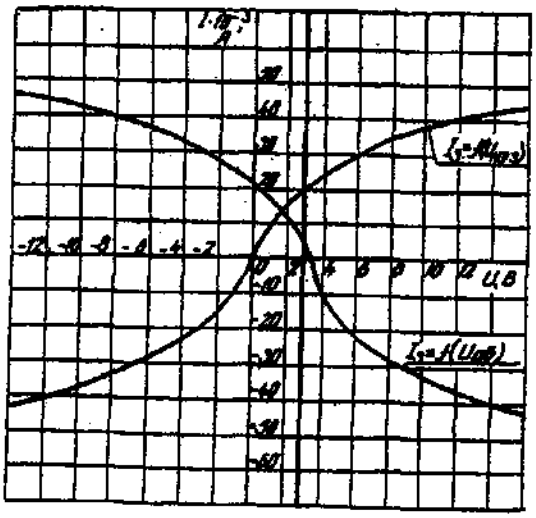


Рис 6.6. Вольт-амперные характеристики третьего нелинейного элемента

Сделаем проверку

$$I_1 + I_2 + I_3 = 15 \cdot 10^{-3} + 5 \cdot 10^{-3} - 20 \cdot 10^{-3} = 0 \text{ А}.$$

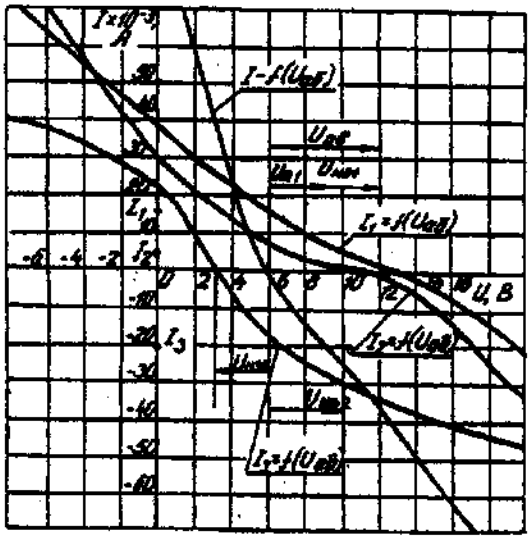


Рис. 6.7. Результирующие вольт-амперные характеристики

Располагая построенными характеристиками, легко находим напряжения на всех нелинейных элементах цепи (см. рис. 6.7):

$U_{НЭ1} = 3$; $U_{НЭ1} = 2$; $U_{НЭ1} = 3$.

ЗАДАЧА 7. РАСЧЕТ МАГНИТНЫХ ЦЕПЕЙ ПОСТОЯННОГО ТОКА.

7.1. Неразветвленные магнитные цепи.

Методические указания.

Магнитной цепью называют совокупность магнитодвижущих сил (МДС),ферромагнитных тел или каких-либо иных тел или сред, по которым замыкается магнитный поток.

Магнитные цепи могут быть подразделены на неразветвленные (рис. 1) и разветвленные (рис. 2).

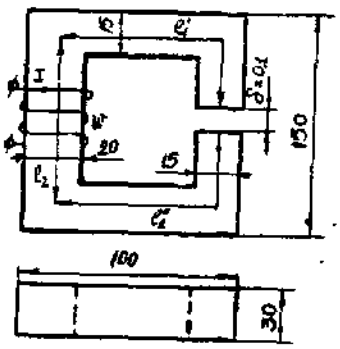


Рис. 7.1. Неразветвленная магнитная цепь

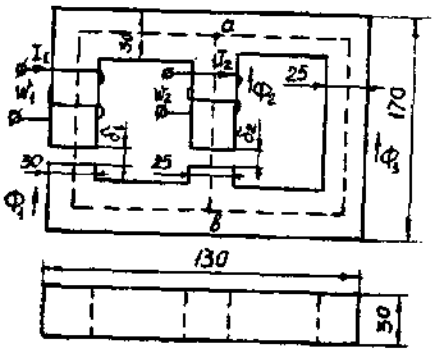


Рис. 7.2. Разветвленная магнитная цепь

Основными величинами, характеризующими магнитное поле и используемыми при расчете к анализе магнитных цепей, являются магнитная индукция B и напряженность магнитного поля H.

Эти величины связаны между собой зависимостью:

$$B = \mu_0 \cdot \mu \cdot H$$

где μ_0 — постоянная, характеризующая свойства вакуума,

$$\mu_0 = 4 \cdot \pi \cdot 10^{-7} \text{ Гн/м}$$

μ — относительная магнитная проницаемость.

$$H = 0{,}8 \cdot 10^6 B$$

Магнитную индукцию B измеряют в теслах (1 Тл = 1 Вс/м^2). Единицей напряженности магнитного поля H является 1 А/м,

Магнитная индукция и напряженность магнитного поля — векторные величины.

Величиной. служащей для интегральной оценки магнитного поля, является магнитный поток Ф, представляющий собой поток вектора магнитной индукции сквозь поверхность dS

$$\Phi = \int_S BdS$$

Если магнитный поток проходит сквозь поверхность, расположенную перпендикулярно линиям магнитной индукции поля, то магнитный поток определяется по формуле

$$\Phi = BS$$

Магнитны поток измеряют в веберах (1 Вб = 1 Вс).

Магнитное поле создается электрическими тока. Напряженность магнитного поля связана с токами, возбуждающими поле, за коном полного тока, согласно которому линейный интеграл вектора напряженности магнитного поля вдоль замкнутого контура равен алгебраической сумме токов, охватываемых этим контуром

$$\oint Hdl = \sum I$$

где l — длина участка магнитной цепи, вдоль которого идет интегрирование. Длина участка отсчитывается по средней линии магнитопровода.

Заменив интеграл суммой интегралов по участкам и учитывая, что пределах одного участка магнитная цепь имеет одинаковое поперечное сечение и одинаковую магнитную проницаемость, получим закон полного тока в общем виде

$$\sum_K H_K l_K = \sum Iw$$

где H_K — напряженность магнитного поля на каждом участке магнитной цепи;

l_K - длина каждого участка магнитной цепи;

w - число витков катушки.

Произведение числа витков катушки w на протекающий по ней ток I называют магнитодвижущей силой катушки F.

$$\sum Iw = \sum F$$

МДС вызывает магнитный поток в магнитной цепи подобно тому, как ЭДС вызывает электрический ток в электрической цепи. Как и ЭДС, МДС величина векторная. Положительное направление МДС совпадает с движением острия правоходового винта, если его вращать по направлению тока в обмотке.

Падением магнитного напряжения U_{MAB} между точками a и b магнитной цепи, называют произведением Hl_{AB}. Здесь , - длина пути между точками a и b.

Магнитное напряжение измеряют в амперах (А).

Если участок магнитной цепи между точками a и b может быть подразделен на n отдельных частей так, что для каждой части $H=H_K$ постоянно, то

$$U_{MAB} = \sum_{K=1}^{K=n} H_K l_K$$

Отношение падения магнитного напряжения U_M к магнитному потоку Ф называют магнитным сопротивлением цепи

$$\Phi w = \Psi = Li$$

$$R_M = \frac{U_M}{\Phi} = \frac{l}{\mu_0 \mu S}$$

Величину, обратную магнитному сопротивлению называют магнитной проводимостью цепи

$$G_M = \frac{1}{R_M} = \frac{\mu_0 \mu S}{l}$$

Соотношение $\Phi = \frac{U_M}{R_M}$ - называют законом Ома для магнитной цепи.

Надо отметить, что между магнитными и электрическими величинами есть формальная аналогии. Аналогом тока в электрической цепи является поток в магнитной цепи. Аналогом ЭДС — МДС. Аналогом падения напряжения на участке электрической цепи падение магнитного напряжения. Аналогом вольтамперной характеристики нелинейного сопротивления — веберная характеристика участка магнитной цепи.

Соответствие электрических и магнитных величин можно представить в виде таблицы (табл. 7.1).

Таблица соответствия электрических и магнитных величин — Таблица 7.1

Электрические величины	Магнитные величины
I – ток, А	Ф – магнитный поток, Вб
E – ЭДС, В	F – МДС, А
U – напряжение, В	U_M – магнитное напряжение, А
R – сопротивление, Ом	R_M – магнитное сопротивление, 1/Гн
G – проводимость, 1/Ом	G_M – магнитная проводимость,

При расчете и анализе магнитных цепей используют первый и второй законы Кирхгофа.

Первый закон Кирхгофа: алгебраическая сумма магнитных потоков в любом узле магнитной цепи равна нулю:

$$\sum \Phi = 0$$

Второй закон Кирхгофа: алгебраическая сумма падений магнитного напряжения вдоль любого замкнутого контура равна алгебраической сумме МДС вдоль того же контура:

$$\sum U_M = \sum Iw$$

В качестве примера составим уравнения по законам Кирхгофа для разветвленной магнитной цепи, изображенной на рис. 7.2.

Произвольно выбираем направление потоков в ветвях. Для узла “а” составим уравнение по первому закону Кирхгофа

$$\Phi_1 + \Phi_2 + \Phi_3 = 0$$

По второму закону Кирхгофа составляем уравнение для контура, состоящего из левой и средней ветвей.

$$H_1 l_1 + H_1 \delta_2 - H_2 l_2 + H_2 \delta_2 = I_1 w_1 - I_2 w_2$$

Под вебер-амперной характеристикой понимают зависимость потока Ф по какому-либо участку магнитной цепи от падения магнитного напряжения на этом участке U_M.

$$\Phi = \int (U_M)$$

Расчет неразветвленной магнитной цепи разделяют на прямую и обратную задачи.

7.1.1. Прямая задача. Определить МДС цепи по заданному магнитному потоку.

Порядок расчета следующий:

1) магнитная цепь разбивается на участки, имеющие одинаковое сечение и одинаковую магнитную проницаемость;

2) по известным геометрическим размерам магнитного сердечника определяются длины l и площади поперечного сечения выделенных участков;

3) исходя из постоянства магнитного потока вдоль всей цепи определяются значения магнитной индукции для выделенных участков магнитной цепи по заданному магнитному потоку;

4) по заданной кривой намагничивания определяются значения напряженности магнитного поля для известных значений магнитной индукции.

Напряженность поля и воздушном зазоре определяется по формуле:

5) подсчитывается сумма падений магнитного напряжения вдоль всей магнитной цепи $\Sigma H_K l_K$ и на основании закона полного тока приравнивается эта сумма полному току I_W или МДС.

$$\sum H_K l_K = Iw$$

Пример. Геометрические размеры магнитной цепи даны на рис. 4. Найти какой ток должен протекать по обмотке с числом витков w=500 чтобы магнитная индукция в воздушном зазоре B_δ=1 Тл.

Решение. Магнитную цепь разбиваем на три участка:

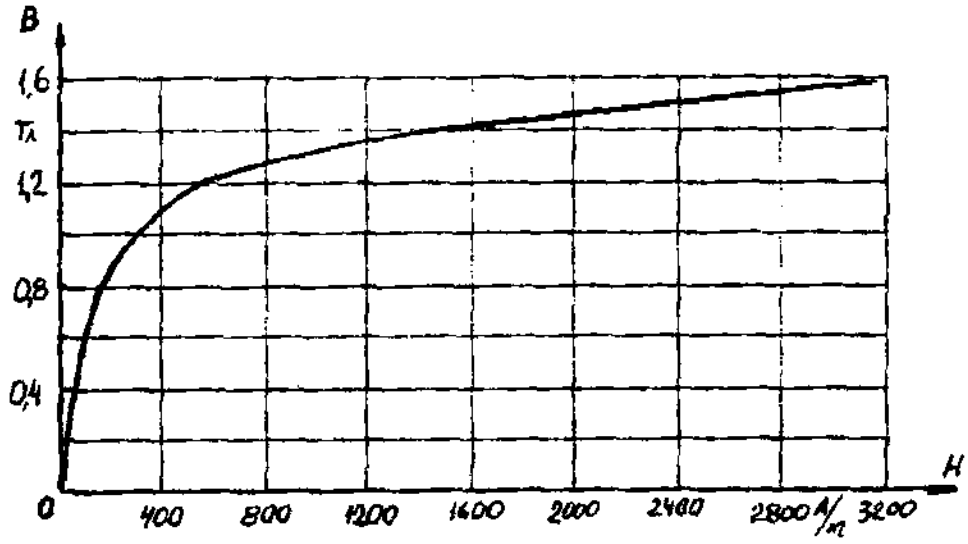


Рис. 7.4. Кривая намагничивания

$$l_1 = l'_1 + l''_1 = 30 \quad см$$

$$S_1 = 4{,}5 \quad см^2$$

$$l_2 = 13{,}5 \quad см$$

$$S_2 = 6 \quad см^2$$

Воздушный зазор

$$\delta = 0{,}01 \quad см$$

$$S_2 = S_1 = 4{,}5 \quad см^2$$

Индукция

$$B_1 = B_\delta = 1 \quad Тл$$

Индукцию на участке l_2 найдем, разделив поток $\Phi = B_\delta S_\delta$ на сечение S_2 второго участка

$$B_2 = \frac{\Phi}{S_2} = \frac{B_\delta S_\delta}{S_2} = \frac{1 \cdot 4{,}5}{6} = 0{,}75 \quad Тл$$

Напряженности поля на первом и втором участках определяем согласно кривой намагничивания (рис. 4) по известным значениям B_1 и B_2;

$$H_1 = 300 \text{ А/м}; \; H_2 = 115 \text{ А/м}$$

Напряженность поля в воздушном зазоре

$H_\delta = 0{,}8 \cdot 10^6 \cdot B_\delta = 0{,}8 \cdot 10^6 \cdot 1 = 8 \cdot 10^5$ А/м

Определяем падение магнитного напряжения вдоль всей магнитной цепи:

$$\sum H_K l_K = H_1 l_1 + H_2 l_2 + H_\delta \delta = 300 \cdot 0{,}3 + 115 \cdot 0{,}135 +$$

$$+ 8 \cdot 10^5 \cdot 10^{-4} = 185{,}6 \quad A$$

Ток в обмотке

$$I = \frac{\sum H_K l_K}{w} = \frac{185{,}6}{500} = 0{,}371 \quad A$$

7.1.2. Обратная задача. Определить магнитный поток в цепи по заданной МДС

Условие задачи:

Для заданной магнитной цепи (рис. 7.2.) с известными параметрами (таб. 7.2.). Найти магнитные потоки в магнитной цепи.

Примечание – геометрические размеры даны в мм, кривая намагничивания дана на рис. 7.4.

Порядок решения обратной задачи следующий:

1) магнитная цепь разбивается на участки с одинаковыми сечением и магнитной проницаемостью. Определяются длины и сечения этих участков;

2) строится вебер-амперная характеристика $\Phi = \int(U_M)$ цепи;

3) пользуясь вебер-амперной характеристикой, по заданной, МДС определяют магнитный поток Ф.

Пример. Найти магнитную индукцию в воздушном зазоре магнитной цепи (рис. 7.1), если Iw = 350 А. Кривая намагничивания представлена на рис. 7.4.

Решение. Строим вебер-амперную характеристику. Для этого задаемся значениями B_δ; равными 0,5; 1,1; 1,2 и 1,3 Тл, и для каждого из них определяем параметры, указанные в табл. 1. Так же, как и в предыдущей задаче определяем $\sum H_K l_K$

Результаты расчетов сводим в табл. 7.2.

Результаты расчетов для построения $\Phi = \int(U_M)$

Таблица 7.2

B_δ, Тл	0,5	1,1	1,2	1,3
B_1, Тл	0,5	1,1	1,2	1,3
B_2, Тл	0,375	0,825	0,9	0,975
H_1, А/м	50	460	700	1020
H_2, А/м	25	150	200	300
H_δ, А/м	$4\cdot10^5$	$8{,}8\cdot10^5$	$9{,}6\cdot10^5$	$10{,}4\cdot10^5$
$\Sigma H_K l_K$, А	58,3	246,3	333	450,5
Ф, Вб	$22{,}5\cdot10^{-5}$	$49{,}5\cdot10^{-5}$	$54\cdot10^{-5}$	$58{,}5\cdot10^{-5}$

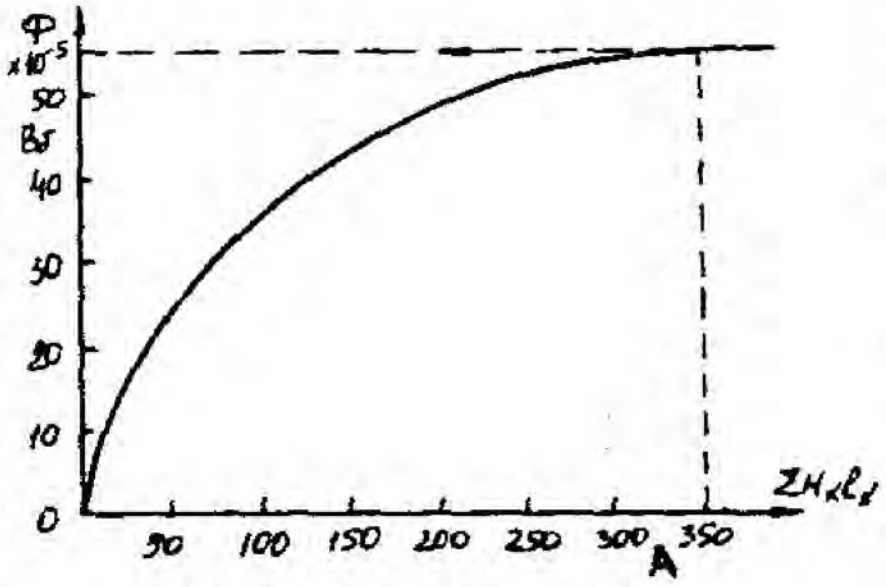


Рис. 7.5. Вебер-амперная характеристика цепи

По данным табл. 7.2 строим вебер-амперную характеристику $\Phi = \int(U_M)$ (рис. 7.5) и по ней определяем, что при Iw = 350 А

$\Phi = 55\cdot10^{-5}$ Вб

Следовательно,

$$B_\delta = \frac{\Phi}{S_\delta} = \frac{55\cdot10^{-5}}{4{,}5\cdot10^{-4}} = 1{,}21 \quad Тл$$

Расчет разветвленной магнитной цепи

аналогичен соответствующей электрической с сосредоточенными параметрами.

Так как, магнитные цепи являются нелинейными, то методы их расчета при этих условиях аналогичны методам расчета нелинейных электрических цепей. Все методы расчета электрических цепей с нелинейными сопротивлениями полностью применимы к расчету магнитных цепей, так как и магнитные, к электрические цепи подчиняются одним и тем же законам - законам Кирхгофа.

В качестве примера рассмотрим расчет разветвленной цепи методом двух узлов.

Найти магнитные потоки в ветвях магнитной цепи (рис. 7.2). Геометрические размеры даны в мм. Кривая намагничивания представлена на рис. 4. $I_1w_1 = 80$ А; $I_1w_1 = 300$ А; зазоры $\delta_1 = 0{,}05$ мм и $\delta_2 = 0{,}22$ мм.

Решение. Составам электрическую схему замещения магнитной цепи (рис. 7.6). Узловые точки обозначим буквами «а» и «b».

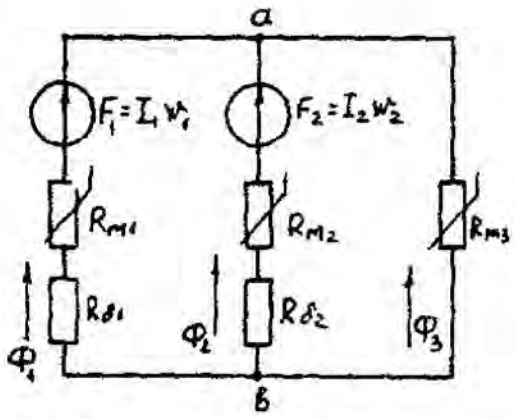


Рис. 7.6. Схема замещения магнитной цепи

Определим длины участков магнитной цепи

$l_1 = 0{,}24м;$ $\quad l_2 = 0{,}138м;$

$l_3' = 0{,}1м;$ $\quad l_3'' = 0{,}14м.$

Длинам l_3' и l_3'' участки третьей ветви, имеющей площади сечения 9 и 7,5 см^2.

Выберем положительные направления магнитных потоков Φ_1, Φ_2 и Φ_3 к узлу «а».

Построим зависимость потока от падения магнитного напряжения первой ветви U_{M1}. Для этого произвольно задаемся рядом числовых значений Φ_1, для каждого значения находим индукцию B_1 и по кривой намагничивания — напряженность H_1 на пути в стали по первой ветви.

Магнитное напряжение на первом участке

$$U_{M1} = H_1 l_1 + 0{,}8 \cdot 10^5 B_1 \delta_1$$

Таким образом, для каждого значения потока Φ_1 подсчитываем U_{M1} и по точкам строим зависимость $\Phi_1 = \int(U_{M1})$ (кривая 1 рис. 7.7). Аналогично строим зависимость $\Phi_2 = \int(U_{M2})$ (кривая 2 рис. 7.7)

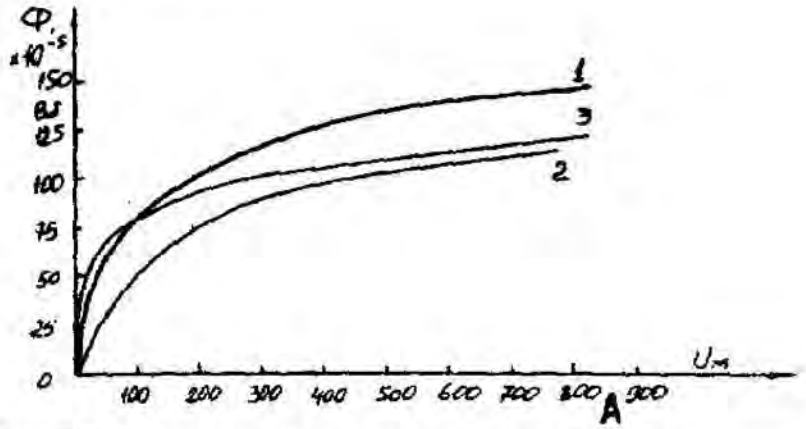


Рис. 7.7. Вебер-амперные характеристики ветвей

Кривая 3 (рис. 7.7) есть зависимость $\Phi_3 = \int(U_{M3})$

$$U_{M3} = H_3' l_3' + H_3'' l_3''$$

Для определения потоков Φ_1, Φ_2 и Φ_3 постройте зависимости этих потоков от магнитного падения напряжения U_{Mab} между узлами «а» и «b» (рис. 7.6).

Запишем уравнение по второму закону Кирхгофа для первой ветви:

$$F_1 = I_1 w_1 = U_{M1} + U_{Mab}$$

отсюда

$$U_{Mab} = I_1 w_1 - U_{M1}$$

Согласно выражению приведенному выше строим зависимость $\Phi_1 = \int(U_{Mab})$ (рис. 7.8). Для этого кривую 1 (рис. 7.7) при переносе на рис.7.8 смещаем вправо на величину I_1w_1 и, так как перед U_{M1} стоит знак "-", зеркально отобразим относительно вертикальной оси.

Запишем уравнение по второму закону Кирхгофа для второй ветви

$$I_2 w_2 = U_{M2} + U_{Mab}$$

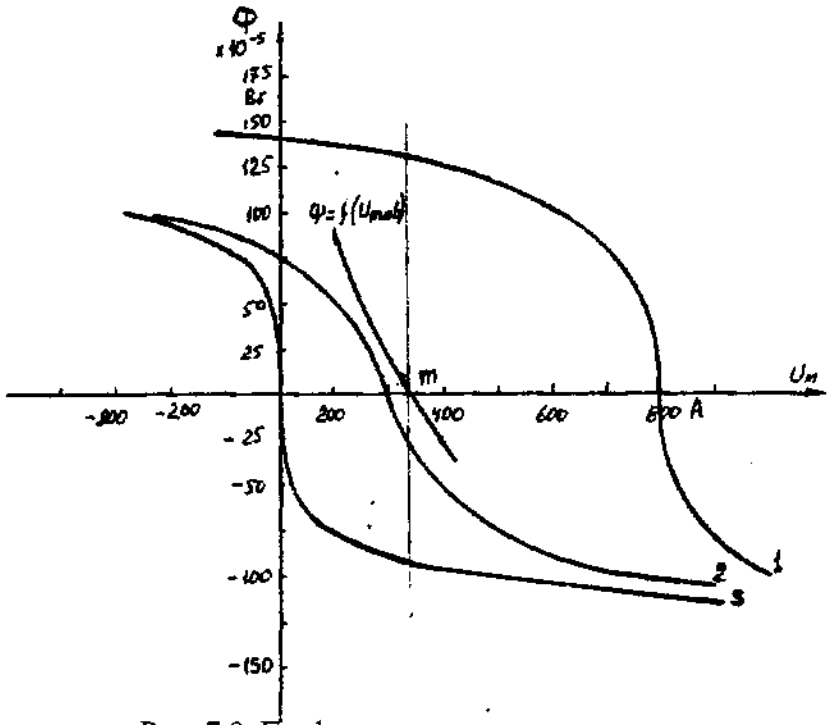


Рис. 7.8. Графическое решение задачи

отсюда

$$U_{Mab} = I_2 w_2 - U_{M2}$$

Построим зависимость $\Phi_2 = \int(U_{Mab})$ (рис. 7.8). Для этого кривую 2 (рис. 7.7) смещаем вправо от начала координат на величину I_2w_2 и зеркально отобразим относительно вертикальной оси.

В аналогичном порядке строим зависимость $\Phi_3 = \int(U_{Mab})$ (рис. 7.8)

$$U_{Mab} = U_{M1}$$

Зависимость $\Phi_3 = \int(U_{Mab})$ так же, как и кривая 3 (рис. 7.7) проходит через начало координат.

Построим кривую $\Phi = \int(U_{Mab})$ (рис. 7.8)

Где $\Phi = \Phi_1 + \Phi_2 + \Phi_3$

Точка (m) пересечения кривой $\Phi = \int(U_{Mab})$ с осью абсцисс дает значение U_{Mab}, удовлетворяющее первому закону Кирхгофа $\Phi_1 + \Phi_2 + \Phi_3 = 0$.

Восстановим в этой точке перпендикуляр к оси абсцисс. Ординаты пересечения перпендикуляра с кривыми дадут значения магнитных потоков в ветвях;

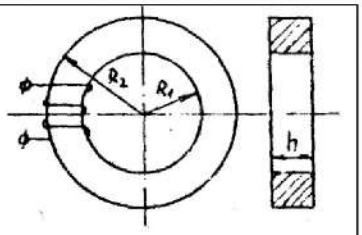
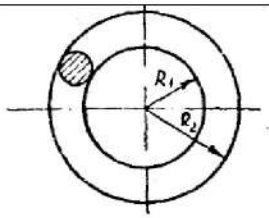
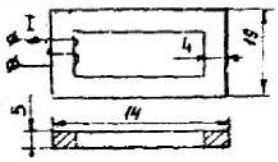
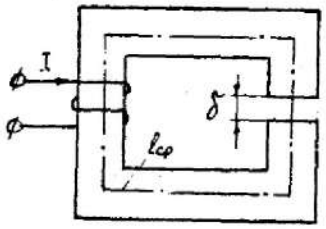
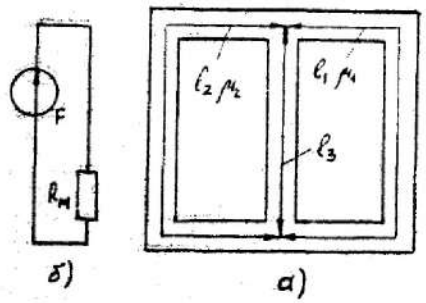
$\Phi_1 = 126{,}2 \cdot 10^{-5}$ Вб; $\Phi_2 = -25 \cdot 10^{-5}$ Вб; $\Phi_3 = -101{,}2 \cdot 10^{-5}$ Вб.

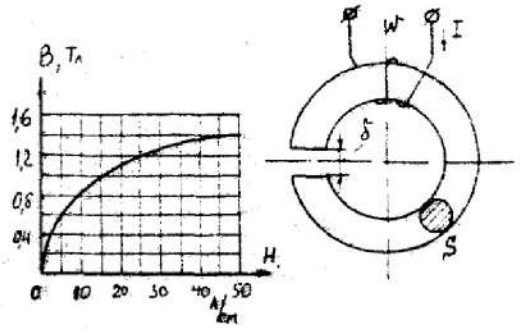
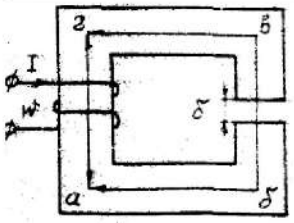
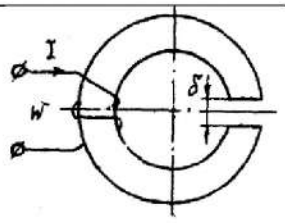
В результате расчета потоки Φ_2 и Φ_3, оказались отрицательными. Это означает, что в действительности они направлены противоположно выбранным ранее для них направлениям, показанным на рис. 7.2 и рис. 7.6.

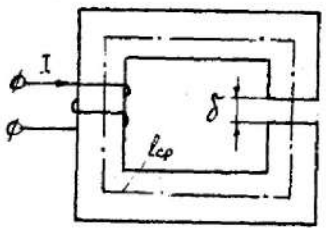
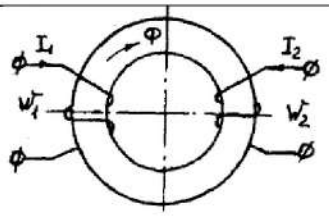
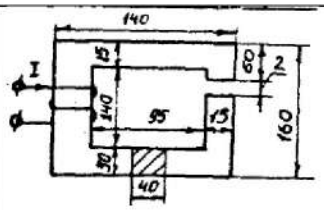
Задания к задаче 7.1.

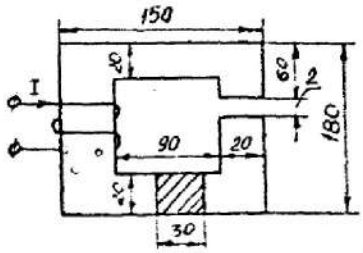
Таблица 7.3

Номер вари-анта	Содержание задания

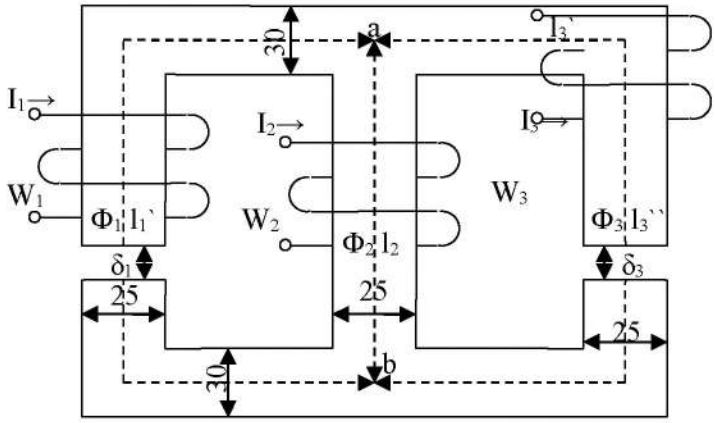
1	Катушка с количеством витков w = 1000 равномерно намотана на ферромагнитный сердечник с размерами: R_1 = 8 см; R_2 = 12 см, h = 15 см. Значение магнитного потока Ф = 0,025 Вб, магнитная проницаемость μ = 2080. Определить ток в катушке.	
2	На ферромагнитный сердечник равномерно намотана обмотка, w = 2000 витков. По обмотке протекает ток I = 0,1 А. Магнитная проницаемость μ = 1000. Определить значение магнитного потока в сердечнике.	
3	Определить ток в катушке, если значение магнитного потока в сердечнике с магнитной проницаемостью μ = 1000, Ф = 0,025 Вб. Число витков w = 1500.	
4	Катушка равномерно намотана на ферромагнитный сердечник с размерами R_1 = 8 см, R_2 = 12 см (см. рис. варианта 2). Магнитный поток в сердечнике Ф = $50 \cdot 10^{-3}$ Вб создается намагничивающей силой F = 4000 А. Определить магнитную проницаемость сердечника μ	
5	В стальном сердечнике, кривая намагничивания которого представлена на рис. варианта 10, магнитная индукция B=I,2 Тл,$l_{ср}$=30 см. Какой воздушный зазор δ нужно сделать в сердечнике, чтобы индукция уменьшилась в 1,5 раза. Ток в катушке поддерживается постоянным.	
6	Катушка равномерно намотана на сердечник (см. рис. варианта 1) с размерами:R_1 =I0 см; R_2=I4 см. Магнитная проницаемость сердечника μ=1000; число витков обмотки W=1000; сила тока в обмотке I=0,2 А. Определить значение магнитного потока в сердечнике.	
7	 Магнитопровод (рис .а) с одинаковым сечением всех ветвей S=1 $см^2$ имеет размеры: l_1=l_2=I25,2см; l_3=62,5 см; μ_1=200; μ_2=100; μ_3=100.Такой	

	магнитопровод можно заменить эквивалентной схемой (рис б), эквивалентное магнитное сопротивление $R_м$.
8	Катушка, намотанная на тороидальный сердечник круглого сечения, имеет =200 витков. Размеры сердечника (см. рис. варианта 2): R_1=10 см; R_2=20 см; μ=800. Определить максимальное значение магнитной индукции внутри сердечника, ток в катушке I = I А.
9	Определить индуктивность l катушки, если магния проницаемость сердечника μ= $I0^{-3}$ Гн/м. Число витков W= 100. Размеры сердечника указаны на рис. варианта 3 в сантиметрах.
10	Намагничивающая сила катушки f=1860 А; длина средней линии кольца $l_{ср}$=69 ,9 см; сечение S=10 $см^2$; зазор δ =0,1 см. Пользуясь характеристикой стали B=f(H), вычислить, магнитный поток в кольце. 
11	На участке *абвг* стальной сердечник имеет сечение S_1=12 $см^2$, длина средней линии на этом участке l=22 см. На участке *аг* сечение сердечника S_2=6 $см^2$. Намагничивающая сила обмоток F=450 А; магнитный поток Ф=$6*10^{-4}$ Вб. Кривая намагничивания представлена на рис. Варианта 10. Определить длину учаска *аг*, если величина воздушного зазора δ=0,1 мм. 
12	Найти , $R_м$ воздушного зазора постоянного магнита и магнитный поток, если δ=0,5 см, площадь поперечного сечения воздушного зазора S=1,5 $см^2$. Магнитное напряжение на воздушном зазоре 1920 А.
13	Длина стальной части сердечника $l_{ср}$=I38 см; воздушный зазор δ=0,1 мм. Кривая намагничивания материала сердечника представлена на рис. варианта 10. Определить намагничивающую силу F обмотки, которая создала бы в воздушном зазоре индукцию B=I Тл. 

14	В стальном сердечнике, кривая намагничивания которого представлена на рис. варианта10, магнитная индукция B=I Тл,$l_{ср}$=20 см. Какой воздушный зазор δ нужно сделать в сердечнике, чтобы индукция уменьшилась в два раза. Ток в катушке поддерживается постоянным.	
15	На стальное кольцо, средняя длина которого , $l_{ср}$=120 см, намотаны две обмотки: W_4= 100 витков и W_2=500 витков. Известен ток второй обмотки I_2=2 А и кривая намагничивания сердечника (см. рис. варианта 10). Определить ток первой обмотки, который обеспечил бы в сердечнике индукцию B=1,2 Тл	
16	Определить МДС и ток обмотки, если в воздушном зазоре цепи требуется получить $B_δ$=1,4 Тл. Число витков обмотки W=1000, кривая намагничивания стали приведена на рис. варианта 10.	
17	для магнитопровода, изображенного на рис. варианта 5, задано: l_1=15 см; l_2=5 см; δ=2 мм; l_3=l_5=6 см, l_4=17 см ; l_6=32 см; H_1=H_2=H_3=H_4=H_5=H_6=8 А/см; W=100 витков. Определить ток.	
18	Пользуясь характеристикой стали B=f(H), изображенной на рис. варианта 10, вычислить магнитный поток в кольце, если намагничивающая сила катушки F=2000 А; длина средней линии кольца 75 см; S=I0 см; зазор δ=0,1 см.	
19	Определить индуктивность L катушки, если абсолютная магнитная проницаемость сердечника μ = 3*10 Гн/м. Число витков W=200. Размеры сердечника указаны на рис. варианта 3 в сантиметрах.	
20	Катушка намотана на ферромагнитный сердечник (рис. варианта 1). размеры сердечника: R_1=10 см; R_2=16 см; h=16 см. Значение магнитного потока Φ=0,040 Вб, магнитная проницаемость μ=2080. Определить число витков катушки при токе I=2 А.	
21	Длина стальной части сердечника, представленного на рис. варианта 10 $l_{ср}$=69,9 см, воздушный зазор δ=0,I мм. Кривая намагничивания материала сердечника представлена на рис. варианта 10. Определить намагничивающую силу F обмотки, которая создала бы в воздушном зазоре индукцию B=3 Тл.	

22	Определить число витков обмотки, если в воздушном зазоре цепи требуется получить B_δ= 2 ,б Тл. Ток, протекающий по обмотке, I=10 А. Кривая намагничивания стали приведена на рис. варианта 10.	
23	Найти $R_м$, воздушного зазора постоянного магнита и магнитный поток, если δ=0,2 см, площадь поперечного сечения воздушного зазора S_δ=1,5 см^2. Магнитное напряжение на воздушном зазоре 2400 А.	
24	Определить значение магнитного потока сердечнике, изображенном на рис. варианта 1. Размеры сердечника R_1=12 см; R_2=18 см; h=10 см. По обмотке с числом витков W=3000 протекает ток I=2 А. Магнитная проницаемость μ=1000.	

2.2. Разветвленная цепь синусоидального тока.



l_1` = 0,24 м S_1 = 9 см^2 U_{Mab}- ?
l_2 = 0,138 м S_2 = 7,5 см^2 $\Phi = \int(U_{ab})$
l_3`` = 0,14 м $S_3$`` = 7,5 см^2 Φ_1, Φ_2, Φ_3 - ?
l_3` = 0,1 м $S_3$` = 9 см^2

Рис. 7.9.

Таблица 7.4

Варианты	I_1w_1, А	I_2w_2, А	I_3w_3, А	δ_1, мм	δ_2, мм	δ_3, мм
1	300	800	0	0	0,05	0,22
2	0	300	550	0,05	0,11	0
3	600	0	300	0,22	0	0,11
4	800	400	0	0	0,22	0,11
5	0	500	600	0,11	0	0,05
6	600	0	0	0	0,05	0,11
7	300	500	0	0,22	0	0,05
8	0	300	800	0,11	0,22	0

9	800	0	600	0,05	0	0,22
10	600	300	0	0,22	0,11	0
11	0	300	600	0	0,22	0,11
12	400	0	800	0,11	0	0,22
13	500	300	0	0,22	0,05	0
14	0	800	300	0	0,11	0,22
15	800	0	300	0,11	0,05	0
16	400	600	0	0,05	0	0,11
17	0	600	400	0	0,22	0,05
18	800	0	300	0,22	0,11	0
19	500	800	0	0,15	0	0,11
20	0	500	400	0	0,15	0,11
21	550	0	600	0,22	0,15	0
22	500	600	0	0,05	0	0,15
23	0	600	300	0	0,11	0,15
24	300	0	600	0,15	0,05	0

Задача 8. ТРАНСФОРМАТОРЫ

Условие задачи.

Паспортные данные трансформатора берут из табл. 8.1, где:

m - число фаз, *m=3;*

ВН/НН-*N* - схема и группа соединения обмоток;

S_H - номинальная полная мощность;

U_{1H}^{BH} - номинальное (линейное) напряжение обмотки ВН;

U_{2H}^{HH} - номинальное (линейное) напряжение обмотки НН;

$P_{ОН}$ - потери холостого хода (мощность холостого хода при номинальном напряжении);

$P_{КН}$ - потери короткого замыкания (мощность короткого замыкания при напряжении короткого замыкания);

$u_К$ - напряжение короткого замыкания, %, где $u_К = [U_{КН}/U_Н]\cdot 100\%$;

i_0 - ток холостого хода, %, где $i_0 = [I_{0Н}/I_{1Н}]\cdot 100\%$.

При всех расчетах первичной считать обмотку ВН.

Последовательность решения.

По известным паспортным данным сделать следующие расчеты и построения:

1. Начертить схему соединения обмоток трансформатора заданной группы и построить векторную диаграмму напряжений для доказательства, что начерченная схема соответствует заданной группе.

2. На схеме соединения обмоток трансформатора показать линейные и фазные напряжения и токи,

3. Определить номинальные фазные значения напряжений и токов ВН и НН: $U_{1Н}$, $U_{2Н}$, $I_{1Н}$, $I_{2Н}$.

4. Рассчитать коэффициент трансформации - *K*.

5. Определить параметры Т-образной электрической схемы замещения трансформатора: R_m, X_m, R_1, R'_2, X_1, X'_2 (при расчете полагать $R_1 = R_2$ и $X_1 = X'_2$). Начертить Т-образную схему замещения с указанием всех параметров и величин.

6. Рассчитать параметры короткого замыкания R_K, X_K, $Z_К$, $u_{ка}$ (%), $u_{кр}$(%).

7. Составить упрощенную электрическую схему замещения трансформатора и определить фазные значения тока I_2 и напряжения U_2 при включении во вторичную цепь обмотки нагрузки Z_H (см. табл. 8.1). При расчете определить в комплексной форме приведенные значения тока I'_2 и напряжения U_2' а затем их действующие значения I_2, U_2 .

Таблица 8.1

Исходные данные для задачи 8

Номер вари-анта	ВН/НН-N	$S_к$, кВА	$U_{ЛН}^{ВН}$, кВ	$U_{ЛН}^{НН}$, кВ	$P_{0н}$, Вт	$P_{Кн}$, Вт	$U_К$, %	I_0, %	$Z_Н$, Ом
1	Y/Δ - 11	160	35	0,4	700	2650	6,5	2,4	3+ j3
2	Y/Y_N - 0	160	35	0,69	700	2650	6,5	2,4	3+ j2,25
3	Y/Δ -11	250	35	0,4	1000	3700	6,5	2,3	3+ j2,25
4	Y/Y_N - 0	250	35	0,69	1000	3700	6,5	2,3	1,6+ j1,2
5	Y/Δ -11	400	6	0,4	2180	3700	3,5	2,1	1,2+ j0,9
6	Y/Y_N - 0	400	6	0,69	2180	3700	3,5	2,1	1,1+ j1,0
7	Y/Δ -11	630	6	0,4	1560	8500	5,5	2,0	0,8+ j0,6
8	Y/Y_N - 0	630	6	0,69	1560	8500	5,5	2,0	0,7+ j0,7
9	Y/Δ -11	320	6	0,4	1675	2630	2,5	2,2	1,6+ j1,2
10	Y/Y_N - 0	320	6	0,69	1675	2630	2,5	2,2	1,4+ j1,4
11	Y/Y_N - 0	630	35	0,69	1900	7600	6,5	2,0	0,7+ j0,7
12	Y/Δ -11	630	35	0,4	1900	7600	6,5	2,0	0,6+ j0,8
13	Y/Y_N - 0	400	35	0,69	1350	5500	6,5	2,1	1,0+ j1,0
14	Y/Δ -11	400	35	0,4	1350	5500	6,5	2,1	0,6+ j0,8
15	Y/Y_N - 0	250	6	0,23	660	3700	4,5	4	0,2+j0,15
16	Δ/Y_N - 11	250	10	0,69	660	4200	4,7	4	2+ j1,5
17	Y/Δ -11	400	10	0,23	920	5500	4,5	3,5	0,4+ j0,3
18	Δ/Y_N - 11	400	6	0,69	920	5900	4,5	3,5	1,2+ j0,9
19	Y/Y_N - 0	630	10	0,4	1310	7600	5,5	3	0,4+ j0,3
20	Δ/Y_N - 11	630	6	0,69	1310	8500	5,5	3	0,8+ j0,6
21	Y/Δ - 11	200	6	0,4	875	2535	2,8	2,5	2,4+ j1,8
22	Y/Y_N - 0	200	6	0,69	875	2535	2,8	2,5	2,4+ j1,8
23	Y/Y_N - 0	250	6	0,4	740	3350	3,4	2,3	2+ j1,5
24	Y/Y_N - 0	250	6	0,69	740	3350	3,4	2,3	2+ j1,5

8. Определить значение коэффициента нагрузки при включении во вторичную цепь нагрузки $Z_Н$ и оптимальное значения коэффициента нагрузки трансформатора $\beta_{опт}$.

9. Рассчитать изменение вторичного напряжения при:

а) включении во вторичную цепь нагрузки $Z_Н$;

б) оптимальном коэффициенте нагрузки $\beta_{опт}$ и cos$\varphi_{2=}$ 0,95 (созф2 устанавливает предприятию энергоснабжающая организация).

10. Определить КПД трансформатора при:

а) включении во вторичную цепь нагрузки $Z_Н$;

б) оптимальном коэффициенте нагрузки fW и coscp2 = 0,95. Сравнить полученные в пунктах *а* и *б* значения к. п. д. и сделать вывод.

Методические рекомендации.

При расчете многофазных симметричных электрических цепей переменного тока расчеты выполняют, как правило, на одну фазу, т. е. используя фазные значения напряжений и токов, а все энергетические параметры: мощности на входе и выходе, потери и т. п. обычно рассчитывают на все фазы, паспортные данные по мощности указаны также на все фазы.

Например:

$S=m\cdot I_Ф\cdot U_Ф$; $P=m\cdot I_Ф\cdot U_Ф\cdot cos\varphi_Ф$; $\Delta P=m\cdot R\cdot I^2_Ф$ и т. д., где m – число фаз.

К пункту 7. При переходе от Т-образной электрической схемы замещения приведенного трансформатора к упрощенной пренебрегают током холостого хода ($I_0 = 0$). В этом случае приведенный трансформатор заменяется эквивалентной электрической схемой замещения, представляющей собой комплекс полного сопротивления короткого замыкания

$Z_K = R_K + jX_K$.

К пункту 8. Оптимальным называется значение коэффициента нагрузки, соответствующее максимальному к. п. д. трансформатора при заданном коэффициенте мощности.

Задача 9. АСИНХРОННЫЙ ДВИГАТЕЛЬ С ФАЗНЫМ РОТОРОМ

Условие задачи.

Известны следующие технические данные асинхронного двигателя с фазным ротором, предназначенного для работы в сети с частотой f= 50 Гц (табл. 9.1):

- число фаз $m = 3$;
- . - схема соединения фаз обмотки статора Δ/Y;
- число полюсов 2р ;
- номинальная мощность (полезная) $P_{2н}$;
- номинальное линейное напряжение обмотки статора $U_{лн}(\Delta)/U_{лн}(Y)$= 220/380 В (для всех вариантов задачи);
- номинальный к. п. д. $\eta_н$
- номинальный коэффициент мощности $\cos\varphi_н$;
- номинальная частота вращения $\eta_{2н}$;
- кратность номинального момента $K_м = M_{max}/M_{ном}$;
- активное сопротивление фазы обмотки статора R_1
- активное сопротивления фазы обмотки ротора R_2;
- схема соединения фаз обмотки ротора Y;
- линейная э. д. с. неподвижного ротора $E_{2л}$
- индуктивное сопротивление рассеяния фазы обмотки неподвижного ротора X_2.

Последовательность решения.

1. Определить следующие значения, соответствующие номинальному режиму:

- номинальные полную $S_н$, активную $P_{1н}$ и реактивную $Q_{1н}$ мощности на зажимах обмотки статора асинхронного двигателя;
- номинальные фазные напряжение $U_{1н}$ и ток $I_{1н}$ статора;
- фазную э. д. с. неподвижного ротора E_2;
- номинальное скольжение $S_н$;
- номинальный момент на валу $M_{2н}$,

2. Начертить электрические схемы замещения фазы обмотки вращающегося и неподвижного ротора и рассчитать:

а) для вращающегося ротора:

- частоту э. д. с. и тока ротора в номинальном режиме $f_{2н}$;
- номинальную фазную э. д. с. ротора $E_{2Sн}$ индуктивное сопротивление рассеяния фазы ротора в номинальном режиме $X_{2Sн}$;

Таблица 9.1

Исходные данные к задаче 9

Номер вари-анта	Тип двигателя	2р	$P_{2н}$, кВт	$\eta_н$, %	cosφн	$n_{2н}$, об/мин	$K_м$	R_1, Ом	$E_{2л}$, В	R_2, Ом	X_2, Ом
0	4АК16034УЗ	4	11,0	86,5	0,86	1438	3,2	0,373	305	0,321	0,576
1	4АК160М4УЗ	4	14,0	88,0	0,87	1448	3,5	0,255	300	0,207	0,385

17	16	15	14	13	12	11	10	9	8	7	6	5	4	3	2
4АНК160М4У3	4АНК1604У3	4АК2008У3	4АК200М8У3	4АК180М8У3	4АК160М8У3	4АК1608У3	4АК225М6У3	4АК2006У3	4АК200М6У3	4АК180М6У3	4АКТ60М6У3	4АК1606У3	4АК2004У3	4АК200М4У3	4АК180М4У3
4	4	8	8	8	8	8	6	6	6	6	6	6	4	4	4
17,0	14,0	18,5	15,0	11,0	7,1	5,5	30,0	22,0	18,5	13,0	10,0	7,7	30,0	22,0	18,5
87,5	85,0	87,0	86,0	85,5	82,0	80,0	90,0	88,0	88,5	86,0	84,5	88,5	90,0	90,0	89,5
0,87	0,85	0,73	0,73	0,72	0,70	0,70	0,85	0,80	0,81	0,86	0,76	0,77	0,87	0,87	0,88
1441	1425	727	719	718	712	706	976	969	971	957	959	951	1462	1467	1457
3,5	3,0	3,0	3,0	3,5	3,0	2,5	2,5	3,5	3,5	4,0	3,8	3,5	4,0	4,0	4,0
0,229	0,358	0,187	0,233	0,333	0,622	0,887	0,106	0,149	0,168	0,267	0,401	0,664	0,099	0,124	0,135
314	328	301	356	267	290	301	141	330	360	324	310	300	349	338	294
0,210	0,349	0,1405	0,322	0,253	0,537	0,861	0,015	0,143	0,190	0,317	0,358	0,518	0,0964	0,107	0,125
0,388	0,572	0,366	0,625	0,684	1,413	1,605	0,046	0,308	0,387	0,608	0,800	0,906	0,281	0,309	0,232

18	4АНК1804У3	4	22,0	87,0	0,86	1423	3,2	0,163	299	0,190	0,315
19	4АНК180М4У3	4	30,0	90,0	0,86	1450	3,2	0,097	291	0,088	0,164
20	4АНК1806У3	6	13,0	83,5	0,81	940	3,0	0,363	204	0,173	0,240
21	4АНК180М6У3	6	18,5	85,0	0,82	941	3,0	0,241	336	0,326	0,466
22	4АНК200М6У3	6	22,0	89,0	0,81	967	3,0	0,1505	379	0,201	0,514
23	4АНК1808У3	8	11,0	85,0	0,76	711	3,2	0,417	315	0,431	0,640
24	4АНК180М8У3	8	14,0	86,5	0,77	722	3,5	0,303	307	0,235	0,392
25	4АНК200М8У3	8	18,5	86,5	0,78	721	2,5	0,242	382	0,283	0,734
26	4АНК2008У3	8	22,0	86,0	0,79	713	2,5	0,1905	330	0,244	0,470

- номинальный фазный ток ротора $I_{2н}$;
- приведенный номинальный фазный ток $I'_{2н}$;, б) для неподвижного ротора:
- фазный ток ротора I_2;
- приведенные значения R'_2, X'_2, E'_2, I'_2.

Сравнить вычисленные значения фазного тока $I_{2н}$ и I_2 (или $I'_{2н}$ и I'_2).

3. Рассчитать энергетические параметры асинхронного двигателя, работающего в номинальном режиме:

- номинальные электромагнитную мощность $P_{эм.н}$ и электромагнитный момент $M_{эм.н}$; '
- номинальную полную механическую мощность $P_{мех.н}$,
- сумму потерь $\Sigma\Delta P$;
- построить энергетическую диаграмму преобразования активной энергии при работе двигателя в номинальном режиме.

4. Вычислить значение критического скольжения $S_{кр}$ при работе асинхронного двигателя с закороченным ротором (без добавочного сопротивления в цепи ротора); определить параметры короткого замыкания R_K и $X_к$ асинхронного двигателя.

5. Начертить электрическую схему пуска асинхронного двигателя с фазным ротором.

6. В одной системе координат построить следующие механические характеристики $n_2 = f(M_{ЭМ})$.

- естественную при соединении обмотки статора в треугольник и подключении к сети с линейным напряжением 220 В и закороченной обмоткой ротора;
- искусственную при том же соединении обмотки статора и включении в цепь ротора пускового реостата R_a сопротивление которого необходимо выбрать таким образом, чтобы

начальный пусковой момент был равен максимальному ($M_П=M_{max}$). Рассчитать значение этого сопротивления.

Методические рекомендации.

К пункту 2. В связи с тем, что в асинхронном двигателе с фазным ротором число фаз обмотки статора всегда равно числу фаз обмотки ротора ($m_1 = m_2$), коэффициент приведения э. д. с. равен коэффициенту приведения токов ($K_E = K_I$). Коэффициент приведения э. д. с. можно определить из паспортных данных

$$K_E = K_{об1} W_1/K_{об2} W_2 = U_{1н}/E_2. \quad (9.1)$$

К пункту 3. Добавочные потери в асинхронном двигателе могут быть определены по формуле

$$\Delta P_Д=0,005P_{1н}(I_1/I_2)^2. \quad (9.2)$$

К пункту 4. Значение критического скольжения можно рассчитать по упрощенной формуле Клосса

$$M_{эм}/M_{max}=2/(S/S_{кр}+ S_{кр}/S)=1/K_M. \quad (9.3)$$

При решении квадратного уравнения необходимо выбрать корень, удовлетворяющий условию $S_{кр} > S_Н$.

Также значение критического скольжения можно рассчитать по формуле

$$S_{кр}=R'_2/\sqrt{R_1^2 + X_к^2}. \quad (9.4)$$

Индуктивное сопротивление $X_к$ можно определить из

$$M_{max}=\frac{\left(\frac{m_1}{2\Omega_1}\right)\left(\frac{U_{1н}^2}{R_1+\sqrt{R_1^2+X_к^2}}\right)}{}, \quad (9.5)$$

где $\Omega_1=\omega_1/p = 2\pi f_1/p$ - угловая скорость вращения магнитного поля в воздушном зазоре.

Задача 10. ДВИГАТЕЛЬ ПОСТОЯННОГО ТОКА ПАРАЛЛЕЛЬНОГО ВОЗБУЖДЕНИЯ

Условие задачи.

Известны следующие технические данные двигателя постоянного тока параллельного возбуждения (табл. 10.1):

- номинальная полезная мощность P^,
- номинальное напряжение якоря и обмотки возбуждения £/н;
- номинальная частота вращения $и_н$;
- номинальный к. п. д. %;
- сопротивление обмотки добавочных полюсов $R_{гп}$.;
- сопротивление обмотки параллельного возбуждения $г_в$;
- падение напряжения на щетках Д[/щ = 2 В при /„ $Ф$ 0.

Исходные данные для задачи 10

Таблица 10.1

Номер вари-анта	$P_{2Н}$, кВт	$U_Н$, В	$n_Н$, об/мин	$\eta_Н$, %	$R_а$, Ом	$R_{ДП}$, Ом	$г_В$, Ом	$R_Р$, Ом	$г_Р$, Ом
1	1,0	110	3000	71,5	0,6	0,35	365	5 $R_а$	$г_В$
2	0,9	110	2000	73,0	0,64	0,4	340	7 $R_а$	0,5 $г_В$
3	1,3	110	3150	76,0	0,36	0,36	340	9 $R_а$	$г_В$
4	0,55	220	3000	71,0	1,0	0,55	222	10 $R_а$	0,5 $г_В$
5	0,75	110	3000	78,5	0,64	0,4	720	4 $R_а$	$г_В$
6	1,2	220	2200	76,5	0,79	0,33	103	6 $R_а$	0,5 $г_В$
7	2,0	110	3000	78,5	0,2	0,14	265	8 $R_а$	$г_В$
8	1,1	220	1500	74,0	2,2	1,57	81	10 $R_а$	0,5 $г_В$
9	1,7	110	2200	77,0	0,29	0,24	295	5 $R_а$	$г_В$

10	2,2	220	3150	81,0	0,52	0,51	81	7 R_a	0,5 r_B
11	1,5	110	1590	70,0	0,42	0,36	181	9 R_a	r_B
12	2,5	220	2200	76,0	0,79	0,68	39,4	4 R_a	0,5 r_B
13	3,4	110	3350	79,5	0,46	0,05	96,3	6 R_a	r_B
14	5,3	220	3000	80,0	0,24	0,2	25,3	8 R_a	0,5 r_B
15	1,4	110	3000	78,5	0,2	0,13	403	10 R_a	r_B
16	1,6	110	790	68,0	0,47	0,31	134	5 R_a	0,5 r_B
17	7,0	110	2200	81,0	0,07	0,05	111	7 R_a	r_B
18	4,0	220	1500	79,0	0,56	0,34	35	9 R_a	0,5 r_B
19	10,5	440	3000	85,0	0,56	0,34	25,6	4 R_a	r_B
20	1,9	110	750	71,0	0,32	0,27	138	6 R_a	0,5 r_B
21	3,0	220	1000	75,5	0,88	0,64	37,5	8 R_a	r_B
22	5,5	110	1500	80,0	0,88	0,07	101	10 R_a	0,5 r_B
23	8,5	440	2240	84,5	0,67	0,45	25	5 R_a	r_B
24	3,7	220	2360	81,0	0,35	0,22	54,5	7 R_a	0,5 r_B

Последовательность решения.

1. Начертить электрическую схему двигателя постоянного тока параллельного возбуждения с включением добавочных регулировочных резисторов в цепь якоря R_P и в цепь обмотки возбуждения r_P.

2. Определить номинальную мощность на входе двигателя P_{1H}, номинальные токи якоря I_{AH} и возбуждения i_{BH} и номинальный момент на валу двигателя M_{2H}.

3. Рассчитать и построить в одной системе координат механические характеристики двигателя постоянного тока, включенного в сеть с номинальным напряжением U_H:

а) естественную ($R_P = 0$; $r_P = 0$);

б) искусственную при включении регулировочного реостата в цепь якоря ($R_P \neq 0$; $r_P = 0$);

в) искусственную при включении регулировочного реостата в цепь возбуждения ($R_P = 0$; $r_P \neq 0$).

4. Объяснить, что произойдет с работающим двигателем при обрыве в цепи возбуждения, если система автоматической защиты из-за неисправности не отключит вовремя двигатель от сети.

5. Рассчитать максимальные значения сопротивления пускового реостата R_{max}, включенного в цепь якоря, при реостатном способе пуска двигателя, если известно, что пусковой ток не должен превышать двойного номинального значения ($I_{AП} \leq 2I_{AH}$).

Методические рекомендации.

К пункту 2. В двигателе постоянного тока параллельного возбуждения номинальный ток $I_H = I_{AH} + i_{BH}$

К пункту 3. Для решения задачи необходимо рассчитать произведение конструктивной постоянной электрической машины на номинальный магнитный поток $c\Phi_n$ при U_n. Это значение можно определить из паспортных данных двигателя, используя выражения:

$$E_A = c\Phi_H \Omega_H$$

$$E_A = U_H - I_{AH}(R_a + R_{ДП}) - \Delta U_{Щ}$$

где E_A - э.д.с. якоря; Ω_H - угловая скорость двигателя постоянного тока; R_a - сопротивление обмотки якоря.

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Бессонов Л. А. Теоретические основы электротехники. Ч, 1. Электрические цепи. М.: Высшая школа. 1996. 628 с.

2. Каплянский А. Е., Лысенко А. П., Полотовский Л. С. Теоретические основы электротехники / Под ред. А. Е. Каплянского. М.: Высшая школа, 1972. 447 с.

3. Нейман Л.Р., Демирчан К.С. Теоретические основы электротехники. Т. 1: Ч. 1. Основные понятия и законы теории электромагнитного поля и теории электрических и магнитных цепей. Ч. 2. Теория линейных электрических цепей. Л.: Энергоиздат. Ленинградское отделение, 1981. 533 с.

4. Нейман Л. Р., Демирчан К. С. Теоретические основы электротехники. Т. 2: Ч. 3. Теория нелинейных электрических и магнитных цепей. Ч. 4. Теория электромагнитного поля. Л.: Энергоиздат. Ленинградское отделение. 1981.415 с.

5. Атабеков Г. И. Основы теории цепей: Учебник для вузов. М: Энергия, 1969. 424 с.

6. Атабеков Г. И. и др. Теоретические основы электротехники. Ч. 2. Нелинейные цепи. М.: Энергия, 1970. 232 с.

7. Нейман Л. Р., Демирчан К. С. Теоретические основы электротехники: Учебник для вузов. В 2-х тт. Том 2. 3-е изд., перераб. и доп. Л.: Энергоиздат. Ленинградское отделение, 1981. 416 с.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

МЕТОДИЧЕСКИЕ МАТЕРИАЛЫ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

ЭЛЕКТРОТЕХНИКА

Специальность
21.05.04 Горное дело

Направленность (профиль)
Открытые горные работы

Екатеринбург

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ 3
ВИДЫ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА 4
МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПОДГОТОВКЕ КО ВСЕМ ВИДАМ ТЕКУЩЕГО КОНТРОЛЯ 4
Повторение материала лекций и самостоятельное изучение курса 4
Подготовка к практическим занятиям и лабораторным работам 5
Подготовка и написание контрольной работы 6
Подготовка к выполнению и написанию курсовой работы (проекта) 7
МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПОДГОТОВКЕ К ПРОМЕЖУТОЧНОЙ АТТЕСТАЦИИ 8
Подготовка к зачёту 8
Подготовка к экзамену 8

ВВЕДЕНИЕ

Самостоятельная работа студентов – это разнообразные виды деятельности студентов, осуществляемые под руководством, но без непосредственного участия преподавателя в аудиторное и/или внеаудиторное время.

Это особая форма обучения по заданиям преподавателя, выполнение которых требует активной мыслительной, поисково-исследовательской и аналитической деятельности.

Методологическую основу самостоятельной работы студентов составляет деятельностный подход, когда цели обучения ориентированы на формирование умений решать типовые и нетиповые задачи, то есть на реальные ситуации, где студентам надо проявить знание конкретной дисциплины, использовать внутрипредметные и межпредметные связи.

Цель самостоятельной работы – закрепление знаний, полученных на аудиторных занятиях, формирование способности принимать на себя ответственность, решать проблему, находить конструктивные выходы из сложных ситуаций, развивать творческие способности, приобретение навыка организовывать своё время

Кроме того самостоятельная работа направлена на обучение студента осмысленно и самостоятельно работать сначала с учебным материалом, затем с научной информацией, заложить основы самоорганизации и самовоспитания с тем, чтобы привить умение в дальнейшем непрерывно повышать свой профессиональный уровень.

Самостоятельная работа реализует следующие задачи:

- систематизация и закрепление полученных теоретических знаний и практических умений студентов;
- углубление и расширение теоретических знаний;
- формирование умений использовать нормативную, правовую, справочную документацию и специальную литературу;
- развитие познавательных способностей и активности студентов: творческой инициативы, самостоятельности, ответственности и организованности;
- формирование самостоятельности мышления, способностей к саморазвитию, самосовершенствованию и самореализации;
- формирование практических (общеучебных и профессиональных) умений и навыков;
- развитие исследовательских умений;
- получение навыков эффективной самостоятельной профессиональной (практической и научно-теоретической) деятельности.

В учебном процессе выделяют два вида самостоятельной работы:

- аудиторная;
- внеаудиторная.

Аудиторная самостоятельная работа по дисциплине выполняется на учебных занятиях под непосредственным руководством преподавателя и по его заданию.

Внеаудиторная самостоятельная работа – планируемая учебная, учебно-исследовательская, научно-исследовательская работа студентов, выполняемая во внеаудиторное время по заданию и при методическом руководстве преподавателя, но без его непосредственного участия.

Самостоятельная работа, не предусмотренная образовательной программой, учебным планом и учебно-методическими материалами, раскрывающими и конкретизирующими их содержание, осуществляется студентами инициативно, с целью реализации собственных учебных и научных интересов.

Для более эффективного выполнения самостоятельной работы по дисциплине преподаватель рекомендует студентам источники и учебно-методические пособия для работы, характеризует наиболее рациональную методику самостоятельной работы, демонстрирует ранее выполненные студентами работы и т. п.

ВИДЫ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА

Основные формы организации самостоятельной работы студентов определяются следующими параметрами:

- содержание учебной дисциплины;
- уровень образования и степень подготовленности студентов;
- необходимость упорядочения нагрузки студентов при самостоятельной работе.

В соответствии с реализацией рабочей программы дисциплины в рамках самостоятельной работы студенту необходимо выполнить следующие виды работ:

для подготовки ко всем видам текущего контроля:

- повторение материала лекций;
- самостоятельное изучение курса;
- подготовка к практическим занятиям и лабораторным работам;
- подготовка к контрольной работе, написание контрольной работы;
- выполнение и написание курсовой работы (проекта);

для подготовки ко всем видам промежуточной аттестации:

- подготовка к зачёту;
- подготовка к экзамену.

Особенностью организации самостоятельной работы студентов является необходимость не только подготовиться к сдаче зачета /экзамена, но и собрать, обобщить, систематизировать, проанализировать информацию по темам дисциплины.

Технология организации самостоятельной работы студентов включает использование информационных и материально-технических ресурсов образовательного учреждения.

Самостоятельная работа может осуществляться индивидуально или группами студентов как online, так и на занятиях в зависимости от цели, объема, конкретной тематики самостоятельной работы, уровня сложности, уровня умений студентов.

В качестве форм и методов контроля внеаудиторной самостоятельной работы студентов могут быть использованы обмен информационными файлами, семинарские занятия, тестирование, опрос, доклад, реферат, самоотчеты, контрольные работы, защита контрольных и курсовых работ (проектов), защита зачётных работ в виде доклада с презентацией и др.

Текущий контроль результатов внеаудиторной самостоятельной работы студентов осуществляется в пределах времени, отведенного на обязательные учебные занятия по дисциплине.

Промежуточный контроль результатов внеаудиторной самостоятельной работы студентов осуществляется в пределах времени, отведенного для сдачи экзамена / зачёта.

В методических указаниях по каждому виду контроля представлены материалы для самостоятельной работы и рекомендации по организации отдельных её видов.

МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПОДГОТОВКЕ КО ВСЕМ ВИДАМ ТЕКУЩЕГО КОНТРОЛЯ

Повторение материала лекций и самостоятельное изучение курса

Лекционный материал по дисциплине излагается в виде устных лекций преподавателя во время аудиторных занятий. Самостоятельная работа студента во время лекционных аудиторных занятий заключается в ведении записей (конспекта лекций).

Конспект лекций, выполняемый во время аудиторных занятий, дополняется студентом при самостоятельном внеаудиторном изучении некоторых тем курса. Самостоятельное изучение тем курса осуществляется на основе списка основной и дополнительной литературы к дисциплине.

Перечень основной и дополнительной учебной литературы, необходимой для освоения дисциплины приведён в рабочей программе дисциплины.

Рекомендуемые задания для самостоятельной внеаудиторной работы студента, направленные на повторение материала лекций и самостоятельное изучение тем курса:

для овладения знаниями:

- конспектирование текста;
- чтение основной и дополнительной литературы;
- составление плана текста;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами;
- просмотр обучающих видеозаписей.

для закрепления и систематизации знаний:

- работа с конспектом лекций;
- повторная работа над учебным материалом;
- составление таблиц для систематизации учебного материала;
- изучение нормативных материалов;
- составление плана и тезисов ответа на вопросы для самопроверки;
- ответы на вопросы для самопроверки;
- составление библиографических списков по изучаемым темам.

для формирования навыков и умений:

- выполнение рисунков, схем, эскизов оборудования;
- рефлексивный анализ профессиональных умений.

Тематический план изучения дисциплины и содержание учебной дисциплины приведены в рабочей программе дисциплины.

Вопросы для самопроверки приведены учебной литературе по дисциплине или могут быть предложены преподавателем на лекционных аудиторных занятиях после изучения каждой темы.

Подготовка к практическим занятиям и лабораторным работам

Практические занятия по дисциплине выступают средством формирования у студентов системы интегрированных умений и навыков, необходимых для освоения профессиональных компетенций, а также умений определять, разрабатывать и применять оптимальные методы решения профессиональных задач.

На практических занятиях происходит закрепление теоретических знаний, полученных в ходе лекций, осваиваются методики и алгоритмы решения типовых задач по образцу и вариантных задач, разбираются примеры применения теоретических знаний для практического использования, выполняются доклады с презентацией по определенным учебно-практическим, учебно-исследовательским или научным темам с последующим их обсуждением.

Рекомендуемые задания для самостоятельной внеаудиторной работы студента, направленные на подготовку к практическим занятиям:

для овладения знаниями:

- чтение основной и дополнительной литературы;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами;
- просмотр обучающих видеозаписей.

для закрепления и систематизации знаний:

- работа с конспектом лекций;
- ответы на вопросы для самопроверки;
- подготовка публичных выступлений;
- составление библиографических списков по изучаемым темам.

для формирования навыков и умений:

- решение задач по образцу и вариативных задач;
- выполнение рисунков, схем, эскизов оборудования;

– рефлексивный анализ профессиональных умений.

Тематический план изучения дисциплины и содержание учебной дисциплины приведены в рабочей программе дисциплины.

Лабораторные занятия по дисциплине выступают средством формирования у студентов навыков работы с использованием лабораторного оборудования, планирования и выполнения экспериментов, оформления отчётной документации по выполнению лабораторных работ.

Рекомендуемые задания для самостоятельной внеаудиторной работы студента, направленные на подготовку к лабораторным занятиям:

для овладения знаниями:

- изучение методик работы с использованием различных видов и типов лабораторного оборудования;
- изучение правил безопасной эксплуатации лабораторного оборудования;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами.

для закрепления и систематизации знаний:

- составление плана проведения эксперимента;
- составление отчётной документации по результатам экспериментирования;
- аналитическая обработка результатов экспериментов.

для формирования навыков и умений:

- выполнение рисунков, схем, эскизов оборудования;
- оформление отчётной документации по выполнению лабораторных работ.

Подготовка и написание контрольной работы

Контрольная работа – индивидуальная деятельность обучающегося по концентрированному выражению накопленного знания, обеспечивает возможность одновременной работы всем обучающимся за фиксированное время по однотипным заданиям, что позволяет преподавателю оценить всех обучающихся. Контрольная работа является средством проверки умений применять полученные знания для решения задач определенного типа по теме или разделу.

Рекомендуемые задания для самостоятельной внеаудиторной работы студента, направленные на подготовку к контрольной работе:

для овладения знаниями:

- чтение основной и дополнительной литературы;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами.

для закрепления и систематизации знаний:

- работа с конспектом лекций;
- ответы на вопросы для самопроверки.

для формирования навыков и умений:

- решение задач по образцу и вариативных задач;
- выполнение рисунков, схем, эскизов оборудования;
- оформление отчётной документации по выполнению контрольной работы.

Контрольная работа может быть выполнена в виде доклада с презентацией.

Доклад с презентацией – это публичное выступление по представлению полученных результатов знаний по определенной учебно-практической, учебно-исследовательской или научной теме.

При подготовке доклада с презентацией обучающийся должен продемонстрировать умение самостоятельного изучения отдельных вопросов, структурирования основных положений рассматриваемых проблем, публичного выступления, позиционирования себя перед коллективом, навыки работы с библиографическими источниками и оформления научных текстов.

В ходе подготовки к докладу с презентацией обучающемуся необходимо:

- выбрать тему и определить цель выступления;
- осуществить сбор материала к выступлению;
- организовать работу с источниками;
- -во время изучения источников следует записывать вопросы, возникающие по мере ознакомления, ключевые слова, мысли, суждения; представлять наглядные примеры из практики;
- сформулировать возможные вопросы по теме доклада, подготовить тезисы ответов на них;
- обработать материал и представить его в виде законченного доклада и презентации.

При выполнении контрольной работы в виде доклада с презентацией самостоятельная работа студента включает в себя:

для овладения знаниями:

- чтение основное и дополнительной литературы по заданной теме доклада;
- составление плана доклада;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами;
- просмотр обучающих видеозаписей по теме доклада

для закрепления и систематизации знаний:

- составление плана и тезисов презентации по теме доклада;
- составление презентации;
- составление библиографического списка по теме доклада;
- подготовка к публичному выступлению;
- составление возможных вопросов по теме доклада и ответов на них.

для формирования навыков и умений:

- публичное выступление;
- выполнение рисунков, схем, эскизов оборудования;
- рефлексивный анализ профессиональных умений.

Варианты контрольных работ и темы докладов приведены в комплекте оценочных средств дисциплины.

Подготовка к выполнению и написанию курсовой работы (проекта)

Курсовая работа (проект) – форма контроля для демонстрации обучающимся умений работать с объектами изучения, критическими источниками, справочной и энциклопедической литературой, логично и грамотно излагать собственные умозаключения и выводы, обосновывать и строить априорную модель изучаемого объекта или процесса, создавать содержательную презентацию выполненной работы.

При выполнении и защите курсовой работы (проекта) оценивается умение самостоятельной работы с объектами изучения, справочной литературой, логично и грамотно излагать собственные умозаключения и выводы, обосновывать выбранную технологическую схему и принятый тип и количество оборудования, создавать содержательную презентацию выполненной работы (пояснительную записку и графический материал).

Рекомендуемые задания для самостоятельной внеаудиторной работы студента, направленные на подготовку к курсовой работе (проекту):

для овладения знаниями:

- чтение основной и дополнительной литературы;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами;
- составление плана выполнения курсовой работы (проекта);
- составление списка использованных источников.

для закрепления и систематизации знаний:

- работа учебно-методическими материалами по выполнению курсовой работы (проекта);
- изучение основных методик расчёта технологических схем, выбора и расчёта оборудования;
- подготовка тезисов ответов на вопросы по тематике курсовой работы (проекта).

для формирования навыков и умений:

- решение задач по образцу и вариативных задач;
- выполнение рисунков, схем, компоновочных чертежей;
- оформление текстовой и графической документации.

Тематика курсовых работ (проектов) приведены в комплекте оценочных средств дисциплины.

МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПОДГОТОВКЕ К ПРОМЕЖУТОЧНОЙ АТТЕСТАЦИИ

Подготовка к зачёту

Зачёт по дисциплине может быть проведён в виде теста или включать в себя защиту контрольной работы (доклад с презентацией).

Тест – это система стандартизированных заданий, позволяющая автоматизировать процедуру измерения уровня знаний и умений обучающегося.

При самостоятельной подготовке к зачёту, проводимому в виде теста, студенту необходимо:

- проработать информационный материал (конспект лекций, учебное пособие, учебник) по дисциплине; проконсультироваться с преподавателем по вопросу выбора дополнительной учебной литературы;
- выяснить условия проведения теста: количество вопросов в тесте, продолжительность выполнения теста, систему оценки результатов и т. д.;
- приступая к работе с тестом, нужно внимательно и до конца прочитать вопрос и предлагаемые варианты ответов, выбрать правильные (их может быть несколько), на отдельном листке ответов вписать цифру вопроса и буквы, соответствующие правильным ответам.

В процессе выполнения теста рекомендуется применять несколько подходов в решении заданий. Такая стратегия позволяет максимально гибко оперировать методами решения, находя каждый раз оптимальный вариант. Не нужно тратить слишком много времени на трудный вопрос, а сразу переходить к другим тестовым заданиям, к трудному вопросу можно обратиться в конце. Необходимо оставить время для проверки ответов, чтобы избежать механических ошибок.

Зачёт также может проходить в виде защиты контрольной работы (доклад с презентацией). Методические рекомендации по подготовке и выполнению доклада с презентацией приведены в п. «Подготовка и написание контрольной работы».

Подготовка к экзамену

Промежуточная аттестация по итогам освоения дисциплины проводится в форме экзамена.

Билет на экзамен включает в себя теоретические вопросы и практико-ориентированные задания.

Теоретический вопрос – индивидуальная деятельность обучающегося по концентрированному выражению накопленного знания, обеспечивает возможность

одновременной работы всем обучающимся за фиксированное время по однотипным заданиям, что позволяет преподавателю оценить всех обучающихся.

Практико-ориентированное задание – средство проверки умений применять полученные знания для решения задач определенного типа по определенной теме.

При самостоятельной подготовке к экзамену студенту необходимо:

- получить перечень теоретических вопросов к экзамену;
- проработать пройденный материал (конспект лекций, учебное пособие, учебник) по дисциплине, при необходимости изучить дополнительные источники;
- составить планы и тезисы ответов на вопросы;
- проработать все типы практико-ориентированных заданий;
- составить алгоритм решения основных типов задач;
- выяснить условия проведения экзамена: количество теоретических вопросов и практико-ориентированных заданий в экзаменационном билете, продолжительность и форму проведения экзамена (устный или письменный), систему оценки результатов и т. д.;
- приступая к работе с экзаменационным билетом, нужно внимательно прочитать теоретические вопросы и условия практико-ориентированного задания;
- при условии проведения устного экзамена составить план и тезисы ответов на теоретические вопросы, кратко изложить ход решения практико-ориентированного задания;
- при условии проведения письменного экзамена дать полные письменные ответы на теоретические вопросы; изложить ход решения практико-ориентированного задания с численным расчётом искомых величин.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ И ЗАДАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ Б1.В.06 ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Специальность
21.05.04 Горное дело

Направленность (профиль)
Открытые горные работы

квалификация выпускника: **специалист**

форма обучения: очная, заочная

Автор: Горшков Э.В., к.т.н., с.н.с.

Екатеринбург

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ……3

ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ……..……5

САМООРГАНИЗАЦИЯ РАБОТЫ С ЛИТЕРАТУРОЙ……..…8

ПОДГОТОВКА К ПРАКТИЧЕСКИМ ЗАНЯТИЯМ…… 11

ПОДГОТОВКА К ТЕСТИРОВАНИЮ……...……..12

ПОДГОТОВКА К КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЕ……...13

ПОДГОТОВКА К ПРОМЕЖУТОЧНОЙ АТТЕСТАЦИИ……14

ВВЕДЕНИЕ

Самостоятельная работа в высшем учебном заведении - это часть учебного процесса, метод обучения, прием учебно-познавательной деятельности, комплексная целевая стандартизованная учебная деятельность с запланированными видом, типом, формами контроля.

Самостоятельная работа представляет собой плановую деятельность обучающихся по поручению и под методическим руководством преподавателя.

Целью самостоятельной работы студентов является закрепление тех знаний, которые они получили на аудиторных занятиях, а также способствование развитию у студентов творческих навыков, инициативы, умению организовать свое время.

Самостоятельная работа реализует следующие задачи:

- предполагает освоение курса дисциплины;
- помогает освоению навыков учебной и научной работы;
- способствует осознанию ответственности процесса познания;
- способствует углублению и пополнению знаний студентов, освоению ими навыков и умений;
- формирует интерес к познавательным действиям, освоению методов и приемов познавательного процесса,
- создает условия для творческой и научной деятельности обучающихся;
- способствует развитию у студентов таких личных качеств, как целеустремленность, заинтересованность, исследование нового.

Самостоятельная работа обучающегося выполняет следующие функции:

- развивающую (повышение культуры умственного труда, приобщение к творческим видам деятельности, обогащение интеллектуальных способностей студентов);
- информационно-обучающую (учебная деятельность студентов на аудиторных занятиях, неподкрепленная самостоятельной работой, становится мало результативной);
- ориентирующую и стимулирующую (процессу обучения придается ускорение и мотивация);
- воспитательную (формируются и развиваются профессиональные качества бакалавра и гражданина);
- исследовательскую (новый уровень профессионально-творческого мышления).

Организация самостоятельной работы студентов должна опираться на определенные требования, а, именно:

- сложность осваиваемых знании должна соответствовать уровню развития студентов;
- стандартизация заданий в соответствии с логической системой курса дисциплины;
- объем задания должен соответствовать уровню студента;
- задания должны быть адаптированными к уровню студентов.

Содержание самостоятельной работы студентов представляет собой, с одной стороны, совокупность теоретических и практических учебных заданий, которые должен выполнить студент в процессе обучения, объект его деятельности; с другой стороны - это способ деятельности студента по выполнению соответствующего теоретического или практического учебного задания.

Свое внешнее выражение содержание самостоятельной работы студентов находит во всех организационных формах аудиторной и внеаудиторной деятельности, в ходе самостоятельного выполнения различных заданий.

Функциональное предназначение самостоятельной работы студентов в процессе лекций, практических занятий по овладению специальными знаниями заключается в самостоятельном прочтении, просмотре, прослушивании, наблюдении, конспектировании, осмыслении, запоминании и воспроизведении определенной информации. Цель и планирование самостоятельной работы студента определяет преподаватель. Вся информация осуществляется на основе ее воспроизведения.

Так как самостоятельная работа тесно связана с учебным процессом, ее необходимо рассматривать в двух аспектах:

1. аудиторная самостоятельная работа - лекционные, практические занятия;

2. внеаудиторная самостоятельная работа – дополнение лекционных материалов, подготовка к практическим занятиям, подготовка к участию в деловых играх и дискуссиях, выполнение письменных домашних заданий, Контрольных работ (рефератов и т.п.) и курсовых работ (проектов), докладов и др.

Основные формы организации самостоятельной работы студентов определяются следующими параметрами:

- содержание учебной дисциплины;
- уровень образования и степень подготовленности студентов;
- необходимость упорядочения нагрузки студентов при самостоятельной работе.

Таким образом, самостоятельная работа студентов является важнейшей составной частью процесса обучения.

Методические указания по организации самостоятельной работы и задания для обучающихся по дисциплине «Эксплуатация карьерного оборудования» обращают внимание студента на главное, существенное в изучаемой дисциплине, помогают выработать умение анализировать явления и факты, связывать теоретические положения с практикой, а также облегчают подготовку к выполнению *контрольной работы* и сдаче *зачета*.

Настоящие методические указания позволят студентам самостоятельно овладеть фундаментальными знаниями, профессиональными умениями и навыками деятельности по профилю подготовки, опытом творческой и исследовательской деятельности, и направлены на формирование компетенций, предусмотренных учебным планом по данному профилю.

Видами самостоятельной работы обучающихся по дисциплине «Эксплуатация карьерного оборудования» являются:

- повторение материала лекций;
- самостоятельное изучение тем курса (в т.ч. рассмотрение основных категорий дисциплины, работа с литературой);
- ответы на вопросы для самопроверки (самоконтроля);
- подготовка к практическим занятиям;
- подготовка к тестированию;
- подготовка контрольной работы;
- подготовка к зачету.

В методических указаниях представлены материалы для самостоятельной работы и рекомендации по организации отдельных её видов.

ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ

Тема1.Виды разрушения деталей машин.

1.Какова специфика работы машин в условиях горного производства?
2.Основные причины приводящие к потере работоспособности машин.
3.Какие формы проявления неработоспособности горных машин существуют?
4.Методы измерения износа и пути снижения интенсивности изнашивания горных машин?
5.Пары и виды трения (скольжения и качения).
6.Сухое, граничное и жидкостное трение.
7.Виды изнашивания рабочих поверхностей.
8.Допустимый и предельный износ. Критерии определения предельных износов.
9.Меры борьбы с износами деталей.
10.Сущность дефектации и сортировки деталей.
11.Классификация дефектов деталей.
12.Износ типовых пар в течение времени.
13.Поломки деталей горных машин.
14.Хрупкий, вязкий, усталостный излом и меры борьбы с ними.
15.Признаки выбраковки деталей.
16.Методы контроля дефектов деталей горного оборудования.
17.Какие средства контроля размеров, формы и взаимного расположения деталей Вы знаете?
18.Какие методы не разрушающего контроля находят наибольшее применение при ремонтах горного оборудования?

Тема 2. Системы и методы ремонта горных машин

1.Основные системы ремонта машин, применяемые в горном деле.
2.Элементы системы ППР и их характеристика.
3.Структура ремонтного цикла и формы ее представления.
4.Существующая система планирования ремонтных работ в горном производстве.
5.Методика расчета графика ППР на планируемый период.

6.Определение трудоемкости ремонтных работ на годовую программу.
7.Расчет штатов ремонтного персонала на парк оборудования.
8.Методы ремонта горного оборудования.
9.Какие стратегии ТО и ремонта машин применяются на горнодобывающих предприятиях?
10.Пути совершенствования системы ППР.
11.Диагностика, как основа ТО и ремонта машин по их фактическому техническому состоянию?
12.Физические основы технической диагностики?
13.Термины и определения технической диагностики?
14.Какие показатели работы машины могут быть использованы в качестве диагностического сигнала?
15.Каким требованиям должен удовлетворять выходной сигнал при использовании его в качестве диагностического?
16.Какие задачи должны быть решены при внедрении системы диагностирования на предприятии?
17.Требования к оборудованию, переводимому на техническое диагностирование.
18.Последовательность и методика проведения работ по оснащению оборудования средствами ТД.
19.Когда применяется тестовое и функциональное диагностирование?
20. Классификация диагностических средств и основные требования к ним?
21. Классификация датчиков и область их применения?
22.Порядок выполнения работ по диагностике при плановом техническом обслуживании?
23.Диагностирование при возникновении неисправностей в процессе эксплуатации?
24. Рекомендации по установлению вида и объема ремонтно-обслуживающих работ по результатам диагностирования?
25.Классификация и выбор диагностических параметров.
27.Субъективные и объективные методы диагностирования?
28.Номинальные, предельные и допустимые значения диагностических и структурных параметров?
29.Основной документ в который заносятся результаты диагностирования?
30.Каким образом разрабатываются нормативные данные по диагностике?
31.Совершенствование организации ТО и ремонта машин с применением диагностики.
32.Периодичность диагностирования.
33.Какие факторы оказывают влияние на эффективность использования средств диагностирования?
34.Повышение ресурса промышленного оборудования путем применения системы мониторинга.

35.Пути повышения эффективности диагностирования.

Тема 3. Ремонт и техобслуживание горных машин

1.Структура производственного процесса ремонта горного оборудования.
2.Что включает в себя техническая подготовка ремонтных работ?
3.Линейные и сетевые графики ремонта.
4.Длительность и структура ремонтного цикла.
5.Порядок направления и приемка машин в капитальный ремонт.
6.Эксплуатационная документация.
7.Ремонтная документация.
8.Основные требования к ремонтным чертежам.
9.Разборка машин.
10.Классификация и общая характеристика способов восстановления деталей машин.
11.Выбор способа восстановления деталей по технологическому, долговечностному и технико-экономическому критериям.
12.Разработка технологии ремонта валов и осей.
13. Ремонт втулок, подшипников скольжения и качения.
14. Основные дефекты корпусных деталей и их ремонт.
15.Расчет режимов восстановления изношенных поверхностей.
16.Каким образом осуществляется прогнозирование технического состояния машин?
17.Особенности сборки машин после ремонта.
18.Разработка технологических процессов сборки узлов машин.
19.Балансировка деталей и узлов после ремонта.
20. Проверка качества сборки и обкатка узлов промышленного оборудования на испытательных стендах.
21.Испытания машин после ремонта в условиях ремонтного предприятия.
22.Порядок проведения работ по приемке оборудования из ремонта.
23.Сдача отремонтированных машин заказчику.
24.Обкатка и испытания машин после проведения капитального ремонта
25.Назовите основные технологические методы обеспечения долговечности машин?
26.Какие эксплуатационные методы управления техническим состоянием машин находят применение в горном производстве?
27.Пути совершенствования технологии ремонта горных машин.
28.Роль смазочных материалов при эксплуатации горного оборудования.
29.Классификация смазочных материалов по агрегатному состоянию.
30.Показатели качества жидких смазочных материалов.
31.Основные свойства пластичных смазок.

32.Выбор жидких масел при эксплуатации горных машин.
33.Принципы выбора пластичных смазок.

САМООРГАНИЗАЦИЯ РАБОТЫ С ЛИТЕРАТУРОЙ

Самостоятельное изучение тем курса осуществляется на основе списка рекомендуемой литературы к дисциплине. При работе с книгой необходимо научиться правильно ее читать, вести записи. Самостоятельная работа с учебными и научными изданиями профессиональной и общекультурной тематики– это важнейшее условие формирования научного способа познания.

Основные приемы работы с литературой можно свести к следующим:

• составить перечень книг, с которыми следует познакомиться;

• перечень должен быть систематизированным (что необходимо для семинаров, что для зачета, что пригодится для написания курсовых и выпускных квалификационных работ (ВКР), а что выходит за рамками официальной учебной деятельности, и расширяет общую культуру);

• обязательно выписывать все выходные данные по каждой книге (при написании курсовых и выпускных квалификационных работ это позволит экономить время);

• определить, какие книги (или какие главы книг) следует прочитать более внимательно, а какие – просто просмотреть;

• при составлении перечней литературы следует посоветоваться с преподавателями и руководителями ВКР, которые помогут сориентироваться, на что стоит обратить большее внимание, а на что вообще не стоит тратить время;

• все прочитанные монографии, учебники и научные статьи следует конспектировать, но это не означает, что надо конспектировать «все подряд»: можно выписывать кратко основные идеи автора и иногда приводить наиболее яркие и показательные цитаты (с указанием страниц);

• если книга – собственная, то допускается делать на полях книги краткие пометки или же в конце книги, на пустых страницах просто сделать свой «предметный указатель», где отмечаются наиболее интересные мысли и обязательно указываются страницы в тексте автора;

• следует выработать способность «воспринимать» сложные тексты; для этого лучший прием – научиться «читать медленно», когда понятно каждое прочитанное слово (а если слово незнакомое, то либо с помощью словаря, либо с помощью преподавателя обязательно его узнать). Таким образом, чтение текста является частью познавательной деятельности. Ее цель – извлечение из текста необходимой информации.

От того, насколько осознанна читающим собственная внутренняя установка при обращении к печатному слову (найти нужные сведения, усвоить информацию полностью или частично, критически проанализировать материал и т.п.) во многом зависит эффективность осуществляемого действия. Грамотная работа с книгой, особенно если речь идет о научной литературе,

предполагает соблюдение ряда правил, для овладения которыми необходимо настойчиво учиться. Это серьёзный, кропотливый труд. Прежде всего, при такой работе невозможен формальный, поверхностный подход. Не механическое заучивание, не простое накопление цитат, выдержек, а сознательное усвоение прочитанного, осмысление его, стремление дойти до сути – вот главное правило. Другое правило – соблюдение при работе над книгой определенной последовательности. Вначале следует ознакомиться с оглавлением, содержанием предисловия или введения. Это дает общую ориентировку, представление о структуре и вопросах, которые рассматриваются в книге.

Следующий этап – чтение. Первый раз целесообразно прочитать книгу с начала до конца, чтобы получить о ней цельное представление. При повторном чтении происходит постепенное глубокое осмысление каждой главы, критического материала и позитивного изложения; выделение основных идей, системы аргументов, наиболее ярких примеров и т.д. Непременным правилом чтения должно быть выяснение незнакомых слов, терминов, выражений, неизвестных имен, названий. Студентам с этой целью рекомендуется заводить специальные тетради или блокноты. Важная роль в связи с этим принадлежит библиографической подготовке студентов. Она включает в себя умение активно, быстро пользоваться научным аппаратом книги, справочными изданиями, каталогами, умение вести поиск необходимой информации, обрабатывать и систематизировать ее.

Выделяют четыре основные установки в чтении текста:

- информационно-поисковая (задача – найти, выделить искомую информацию);
- усваивающая (усилия читателя направлены на то, чтобы как можно полнее осознать и запомнить, как сами сведения, излагаемые автором, так и всю логику его рассуждений);
- аналитико-критическая (читатель стремится критически осмыслить материал, проанализировав его, определив свое отношение к нему);
- творческая (создает у читателя готовность в том или ином виде – как отправной пункт для своих рассуждений, как образ для действия по аналогии и т.п. – использовать суждения автора, ход его мыслей, результат наблюдения, разработанную методику, дополнить их, подвергнуть новой проверке).

С наличием различных установок обращения к тексту связано существование и нескольких видов чтения:

- библиографическое – просматривание карточек каталога, рекомендательных списков, сводных списков журналов и статей за год и т.п.;
- просмотровое – используется для поиска материалов, содержащих нужную информацию, обычно к нему прибегают сразу после работы со списками литературы и каталогами, в результате такого просмотра читатель устанавливает, какие из источников будут использованы в дальнейшей работе;
- ознакомительное – подразумевает сплошное, достаточно подробное прочтение отобранных статей, глав, отдельных страниц; цель – познакомиться

с характером информации, узнать, какие вопросы вынесены автором на рассмотрение, провести сортировку материала;

- изучающее – предполагает доскональное освоение материала; в ходе такого чтения проявляется доверие читателя к автору, готовность принять изложенную информацию, реализуется установка на предельно полное понимание материала;

- аналитико-критическое и творческое чтение – два вида чтения близкие между собой тем, что участвуют в решении исследовательских задач.

Первый из них предполагает направленный критический анализ, как самой информации, так и способов ее получения и подачи автором; второе – поиск тех суждений, фактов, по которым, или, в связи с которыми, читатель считает нужным высказать собственные мысли.

Из всех рассмотренных видов чтения основным для студентов является изучающее – именно оно позволяет в работе с учебной и научной литературой накапливать знания в различных областях. Вот почему именно этот вид чтения в рамках образовательной деятельности должен быть освоен в первую очередь. Кроме того, при овладении данным видом чтения формируются основные приемы, повышающие эффективность работы с текстом. Научная методика работы с литературой предусматривает также ведение записи прочитанного. Это позволяет привести в систему знания, полученные при чтении, сосредоточить внимание на главных положениях, зафиксировать, закрепить их в памяти, а при необходимости вновь обратиться к ним.

Основные виды систематизированной записи прочитанного:

Аннотирование – предельно краткое связное описание просмотренной или прочитанной книги (статьи), ее содержания, источников, характера и назначения.

Планирование – краткая логическая организация текста, раскрывающая содержание и структуру изучаемого материала.

Тезирование – лаконичное воспроизведение основных утверждений автора без привлечения фактического материала.

Цитирование – дословное выписывание из текста выдержек, извлечений, наиболее существенно отражающих ту или иную мысль автора.

Конспектирование – краткое и последовательное изложение содержания прочитанного. Конспект – сложный способ изложения содержания книги или статьи в логической последовательности. Конспект аккумулирует в себе предыдущие виды записи, позволяет всесторонне охватить содержание книги, статьи. Поэтому умение составлять план, тезисы, делать выписки и другие записи определяет и технологию составления конспекта.

Как правильно составлять конспект? Внимательно прочитайте текст. Уточните в справочной литературе непонятные слова. При записи не забудьте вынести справочные данные на поля конспекта. Выделите главное, составьте план, представляющий собой перечень заголовков, подзаголовков, вопросов, последовательно раскрываемых затем в конспекте. Это первый элемент конспекта. Вторым элементом конспекта являются тезисы. Тезис - это кратко

сформулированное положение. Для лучшего усвоения и запоминания материала следует записывать тезисы своими словами. Тезисы, выдвигаемые в конспекте, нужно доказывать. Поэтому третий элемент конспекта - основные доводы, доказывающие истинность рассматриваемого тезиса. В конспекте могут быть положения и примеры. Законспектируйте материал, четко следуя пунктам плана. При конспектировании старайтесь выразить мысль своими словами. Записи следует вести четко, ясно. Грамотно записывайте цитаты. Цитируя, учитывайте лаконичность, значимость мысли. При оформлении конспекта необходимо стремиться к емкости каждого предложения. Мысли автора книги следует излагать кратко, заботясь о стиле и выразительности написанного. Число дополнительных элементов конспекта должно быть логически обоснованным, записи должны распределяться в определенной последовательности, отвечающей логической структуре произведения. Для уточнения и дополнения необходимо оставлять поля.

Конспектирование - наиболее сложный этап работы. Овладение навыками конспектирования требует от студента целеустремленности, повседневной самостоятельной работы. Конспект ускоряет повторение материала, экономит время при повторном, после определенного перерыва, обращении к уже знакомой работе. Учитывая индивидуальные особенности каждого студента, можно дать лишь некоторые, наиболее оправдавшие себя общие правила, с которыми преподаватель и обязан познакомить студентов:

1. Главное в конспекте не объем, а содержание. В нем должны быть отражены основные принципиальные положения источника, то новое, что внес его автор, основные методологические положения работы. Умение излагать мысли автора сжато, кратко и собственными словами приходит с опытом и знаниями. Но их накоплению помогает соблюдение одного важного правила – не торопиться записывать при первом же чтении, вносить в конспект лишь то, что стало ясным.

2. Форма ведения конспекта может быть самой разнообразной, она может изменяться, совершенствоваться. Но начинаться конспект всегда должен с указания полного наименования работы, фамилии автора, года и места издания; цитаты берутся в кавычки с обязательной ссылкой на страницу книги.

3. Конспект не должен быть «слепым», безликим, состоящим из сплошного текста. Особо важные места, яркие примеры выделяются цветным подчеркиванием, взятием в рамочку, оттенением, пометками на полях специальными знаками, чтобы можно было быстро найти нужное положение. Дополнительные материалы из других источников можно давать на полях, где записываются свои суждения, мысли, появившиеся уже после составления конспекта.

ПОДГОТОВКА К ПРАКТИЧЕСКИМ ЗАНЯТИЯМ

Подготовка к практическому занятию включает следующие элементы самостоятельной деятельности: четкое представление цели и задач его проведения; выделение навыков умственной, аналитической, научной деятельности, которые станут результатом предстоящей работы. Выработка навыков осуществляется с помощью получения новой информации об изучаемых процессах и с помощью знания о том, в какой степени в данное время студент владеет методами исследовательской деятельности, которыми он станет пользоваться на практическом занятии. Следовательно, работа на практическом занятии направлена не только на познание студентом конкретных явлений внешнего мира, но и на изменение самого себя. Второй результат очень важен, поскольку он обеспечивает формирование таких общекультурных компетенций, как способность к самоорганизации и самообразованию, способность использовать методы сбора, обработки и интерпретации комплексной информации для решения организационно-управленческих задач, в том числе находящихся за пределами непосредственной сферы деятельности студента. Подготовка к практическому занятию нередко требует подбора материала, данных и специальных источников, с которыми предстоит учебная работа. В ходе самого практического занятия обучающиеся выполняют задания и делают выводы по выполненному практическому заданию.

ПОДГОТОВКА К ТЕСТИРОВАНИЮ

Тесты – это вопросы или задания, предусматривающие конкретный, краткий, четкий ответ на имеющиеся эталоны ответов. При самостоятельной подготовке к тестированию студенту необходимо:

1. готовясь к тестированию, проработать информационный материал по дисциплине; проконсультироваться с преподавателем по вопросу выбора учебной литературы;

2. четко выяснить все условия тестирования заранее. Студент должен знать, сколько тестов ему будет предложено, сколько времени отводится на тестирование, какова система оценки результатов и т. д.;

3. приступая к работе с тестами, внимательно и до конца нужно прочитать вопрос и предлагаемые варианты ответов; выбрать правильные (их может быть несколько); на отдельном листке ответов вписать цифру вопроса и буквы, соответствующие правильным ответам;

- в процессе решения желательно применять несколько подходов в решении задания. Это позволяет максимально гибко оперировать методами решения, находя каждый раз оптимальный вариант;

- не нужно тратить слишком много времени на трудный вопрос, нужно переходить к другим тестовым заданиям; к трудному вопросу можно обратиться в конце;

- обязательно необходимо оставить время для проверки ответов, чтобы избежать механических ошибок.

ПОДГОТОВКА К КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЕ

Контрольная работа – это письменная работа, выполняемая студентами самостоятельно, преимущественно по общим математическим и естественнонаучным, а также специальным дисциплинам, в которой, как правило, решаются конкретные задачи.

Цель контрольной работы – оценка качества усвоения студентами отдельных, наиболее важных разделов, тем и проблем изучаемой дисциплины, умения решать конкретные теоретические и практические задачи.

Контрольная работа, как правило, имеет аналитическую или описательную части, может решать проблемные ситуации путем проведения численного моделирования или расчетов, в том числе с использованием ПК. По типу они могут иметь характер задач, расчётов, алгоритмов, программ и т.п.

Контрольные работы выполняются студентами самостоятельно в соответствие с учебным планом.

Структура контрольной работы зависит от специфики изучаемой дисциплины. В общем виде контрольная работа должна содержать: титульный лист, введение, основную часть и заключение.

Во введении приводится формулировка контрольного задания, кратко излагается цель контрольной работы, место и роль рассматриваемого вопроса (проблемы) в изучаемой учебной дисциплине.

Основная часть контрольной работы должна, как правило, содержать основные определения, обоснования и доказательства, описание методики расчёта (формулы), а также иметь ссылки на используемые источники информации. Материал работы и ее отдельные положения должны быть взаимосвязаны. Основная часть может также включать анализ теории вопроса по теме контрольной работы. Здесь же приводятся исходные данные и значения параметров в соответствии с заданием на контрольную работу. После этого излагается ход рассуждений, описывается последовательность расчётов, приводятся промежуточные доказательства и результаты решения всей поставленной задачи.

В заключении формулируются краткие выводы по выполненной контрольной работе, а в её конце приводится список использованных источников информации.

Контрольные работы обучающихся выполняются согласно учебному графику и сдаются преподавателю за месяц до защиты контрольной работы. Преподаватель делает отметку о приеме работы в графике сдачи контрольных работ.

Ведущий преподаватель после проверки на титульном листе ставит оценку («зачтено» или «не зачтено») и подписывается. Выявленные в ходе проверки преподавателем замечания фиксируются на полях работы. Контрольные работы, выполненные с нарушением установленных требований, а также их ксерокопии к рассмотрению не принимаются.

Типичными ошибками, допускаемыми обучающихся при подготовке контрольной работы, являются:

– содержание работы не соответствует цели и поставленным задачам контрольной работы;

– нарушение требований к оформлению контрольной работы;

– использование информации без ссылок на источник;

ПОДГОТОВКА К ПРОМЕЖУТОЧНОЙ АТТЕСТАЦИИ

При подготовке к *зачету* по дисциплине «Эксплуатация карьерного оборудования» обучающемуся рекомендуется:

1. повторить пройденный материал и ответить на вопросы, используя конспект и материалы лекций. Если по каким-либо вопросам у студента недостаточно информации в лекционных материалах, то необходимо получить информацию из раздаточных материалов и/или учебников (литературы), рекомендованных для изучения дисциплины «Эксплуатация карьерного оборудования».

Целесообразно также дополнить конспект лекций наиболее существенными и важными тезисами для рассматриваемого вопроса;

2. при изучении основных и дополнительных источников информации в рамках выполнения заданий на *зачете* особое внимание необходимо уделять схемам, рисункам, графикам и другим иллюстрациям, так как подобные графические материалы, как правило, в наглядной форме отражают главное содержание изучаемого вопроса;

3. при изучении основных и дополнительных источников информации в рамках выполнения заданий на *зачете* (в случаях, когда отсутствует иллюстративный материал) особое внимание необходимо обращать на наличие в тексте словосочетаний вида «во -первых», «во-вторых» и т.д., а также дефисов и перечислений (цифровых или буквенных), так как эти признаки, как правило, позволяют структурировать ответ на предложенное задание.

Подобную текстовую структуризацию материала слушатель может трансформировать в рисунки, схемы и т. п. для более краткого, наглядного и удобного восприятия (иллюстрации целесообразно отразить в конспекте лекций – это позволит оперативно и быстро найти, в случае необходимости, соответствующую информацию);

4. следует также обращать внимание при изучении материала для подготовки к *зачету* на словосочетания вида «таким образом», «подводя итог сказанному» и т.п., так как это признаки выражения главных мыслей и выводов по изучаемому вопросу (пункту, разделу). В отдельных случаях выводы по теме (разделу, главе) позволяют полностью построить (восстановить, воссоздать) ответ на поставленный вопрос (задание), так как содержат в себе основные мысли и тезисы для ответа.

Министерство науки и высшего образования РФ
ФГБОУ ВО
«Уральский государственный горный университет»

В. С. Стариков

ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ КАРЬЕРА

Учебно-методическое пособие по выполнению раздела выпускной квалификационной работы (ВКР) для студентов специальности 21.05.04 – «Горное дело» специализации «Открытые горные работы»

Екатеринбург - 2020

Министерство науки и высшего образования РФ
ФГБОУ ВО
«Уральский государственный горный университет»

ОДОБРЕНО
Методической комиссией
горно-механического
факультета
«___» _____ 2019 г.
Председатель комиссии
проф. В. П. Барановский

В. С. Стариков

ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ КАРЬЕРА

Учебно-методическое пособие
по выполнению раздела выпускной
квалификационной работы (ВКР)
для студентов специальности
21.05.04 – «Горное дело»
специализации «Открытые горные работы»

2-е изд., испр. и доп.

Издание УГГУ Екатеринбург, 2020

С 77

Рецензент: Х. Б. Юнусов, канд. техн. наук, доцент кафедры электрификации горных предприятий УГГУ

Учебно-методическое пособие рассмотрено на заседании кафедры ЭГП 29 октября 2019 г. (протокол № 2), одобрено и рекомендовано для издания в УГГУ

Стариков В.С.

С 77 ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ КАРЬЕРА: учебно-методическое пособие по выполнению раздела выпускной квалификационной работы (ВКР) для студентов специальности 21.05.04 – «Горное дело» специализации «Открытые горные работы» (ОГР), 2-е изд., испр. и доп. – Екатеринбург, Изд-во УГГУ, 2020. – 35 с.

В учебно-методическом пособии изложены требования к оформлению и содержанию раздела ВКР по электроснабжению открытых горных работ. Приведены методики электротехнических расчетов, выполняемых при проектировании электроснабжения горных предприятий. Указана действующая нормативная и справочная литература.

Учебно-методическое пособие составлено в соответствии с рабочей программой дисциплины Б1.Б.1.30 «Электрификация горных предприятий» специальности 21.05.04 – «Горное дело» специализации «Открытые горные работы» (ОГР).

© Стариков В. С., 2005
© Уральский государственный горный университет, 2005, 2020

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

В выпускной квалификационной работе студентов специальности 21.05.04 – «Горное дело» специализации «Открытые горные работы» предусмотрен раздел «Электроснабжение карьера».

Выполнение раздела «Электроснабжение карьера» дипломного проекта студентами специальности 21.05.04 – «Открытые горные работы» служит закреплению теоретического материала и приобретению практических навыков производства электротехнических расчетов. Кроме того, студенты в процессе проектирования закрепляют свое умение пользоваться учебной и справочно-нормативной литературой.

Раздел «Электроснабжение карьера» выполняется на основании горно-технологической части дипломного проекта и материалов производственной (преддипломной) практики. Выполнение раздела производится в соответствии с указаниями, изложенными в настоящем учебно-методическом пособии.

2. ТРЕБОВАНИЯ К ОФОРМЛЕНИЮ РАЗДЕЛА ВЫПУСКНОЙ РАБОТЫ

Раздел «Электроснабжение карьера» состоит из расчетно-пояснительной записки и графической части.

Расчетно-пояснительная записка раздела должна быть написана разборчиво или напечатана грамотно и кратко. Ориентировочный объем пояснительной записки должен составлять 10 - 15 с. Не допускается изложение фраз сокращенными словами, за исключением общепринятых обозначений. Все рисунки и таблицы раздела должны быть пронумерованы, а в тексте пояснительной записки должны быть ссылки на них в соответствующих местах раздела. Приводимые формулы и численные подсчеты должны быть снабжены соответствующими пояснениями обозначений букв и размерностями выражаемых ими величин. Аналогичные расчеты необходимо сводить в таблицы, форма которых приводится в тексте учебно-методического пособия.

При разработке отдельных вопросов раздела следует руководствоваться указаниями Правил устройства электроустановок [4], Правил безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых [1], Инструкции по безопасной эксплуатации электроустановок в горнорудной промышленности [2], Правил по охране труда при эксплуатации электроустановок [3]. При использовании нормативов, Правил, данных проектных организаций и литературных материалов необходима ссылка на источник в виде указаний на перечень литературы, помещенный в конце пояснительной записки ВКР.

Графическая часть состоит из одного чертежа, выполненного на белой бумаге формата А4 с соблюдением стандартных обозначений. На чертеже приводится однолинейная схема электроснабжения карьера (разреза), выполненная на контуре горных разработок. На схеме указывается главная понизи-

тельная подстанция (ГПП), карьерные распределительные пункты (КРП), распределительные воздушные и кабельные ЛЭП, приключательные пункты (ПП), передвижные комплектные трансформаторные подстанции (ПКТП), все потребители электроэнергии карьера.

3. СОДЕРЖАНИЕ РАЗДЕЛА ВЫПУСКНОЙ РАБОТЫ

Раздел «Электроснабжение карьера» должен содержать:

– общее описание применяемого электрооборудования и схемы электроснабжения карьера (прииска);

– расчет электрического освещения карьера (прииска);

– расчет электрических нагрузок;

– выбор средств компенсации реактивной мощности (когда это необходимо);

– выбор количества и мощности силовых трансформаторов на ГПП;

– выбор ПКТП для потребителей и электроприемников напряжением до 1000 В;

– расчет воздушных и кабельных ЛЭП;

– расчет защитного заземления электроустановок карьера (прииска);

– технико-экономические показатели электроснабжения карьера (прииска).

– безопасность эксплуатации электроустановок карьера (прииска).

4. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ РАЗДЕЛА

4.1. Описание применяемого электрооборудования и схемы электроснабжения карьера (прииска)

На основании материалов производственной (преддипломной) практики дать краткие сведения об электроснабжении карьера: наименование районной подстанции и ее расположение; сведения о ЛЭП, подводящих электроэнергию к ГПП карьера; указать тип ГПП и ее расположение; указать род тока и величины напряжений электроэнергии, используемой на карьере; привести описание существующей или выбранной схемы внутреннего электроснабжения карьера с указанием ее достоинств и недостатков.

На основе материалов горно-технологической части привести сведения об электрифицированных горнотранспортных машинах и установках, используемых на карьере, указать типы передвижных трансформаторных подстанций и приключательных пунктов.

Здесь же приводится однолинейная схема внутреннего электроснабжения, выполненная на контуре карьера (разреза) и соответствующая моменту полного развития горных работ. При разработке схемы электроснабжения рекомендуется учитывать требования «Инструкции по безопасной эксплуатации электроустановок открытых горных работ» (РД 08-62-94), согласно которым к одной воздушной линии напряжением выше 1000 В разрешается подключать ***не более:***

- трех одноковшовых экскаваторов с вместимостью ковша до 5 $м^3$ и трех ПКТП единичной мощностью до 630 кВ·А;
- двух одноковшовых экскаваторов с вместимостью ковша до 15 $м^3$ и двух ПКТП единичной мощностью до 630 кВ·А;
- одного одноковшового экскаватора с вместимостью ковша 20 $м^3$ и более двух ПКТП единичной мощностью до 630 кВ·А;
- двух многочерпаковых (роторных) экскаваторов с теоретической производительностью до 1300 $м^3$/час и двух ПКТП единичной мощностью до 630 кВ·А;
- одного многочерпакового экскаватора с теоретической производительностью свыше 1300 $м^3$/час и двух ПКТП единичной мощностью до 630 кВ·А;
- пяти буровых станков напряжением 6 (10) кВ или пяти ПКТП единичной мощностью до 630 кВ·А для питания силовых потребителей или не более десяти ПКТП единичной мощностью до 100 кВ·А для питания сети освещения.

Кроме того, в соответствии с «Инструкцией по безопасной эксплуатации электроустановок в горнорудной промышленности» (РД 06-572-03), приключательные пункты (ПП) должны быть установлены, как правило, на одном горизонте (уступе) с работающими горными машинами. Установка

ПКТП и ПП должна производиться на расстоянии не более 10 м от опоры, к которой присоединяется воздушный ввод.

Рекомендуется подключение к одной промежуточной или угловой опоре не более одного ПП или ПКТП. К одной концевой опоре допускается подключать не более двух ПП или двух ПКТП.

Подключать два потребителя к одному ПП не допускается.

4.2. Электрическое освещение

При проектировании освещения карьера определяется общее число световых приборов одного или максимум двух-трех типов.

В большинстве случаев для освещения карьеров применяют светильники наружного освещения (СПО-300, СПЗ-500), а также прожекторы заливающего света (ПЭМ-35, ПЗС-35, ПСМ-40-1, ПСМ-40, ПЗС-45).

Для освещения цехов и мастерских на промплощадке предприятия применяют светильники с лампами накаливания или люминесцентными лампами. В помещениях с высотой подвеса светильников 10 м и более применяют светильники с ртутно-дуговыми лампами ДРЛ. В помещениях, опасных в отношении взрыва, применяют светильники повышенной надежности типа НОБ или взрывозащищенные типа ВЗГ.

В настоящее время широкое применение для освещения больших открытых пространств карьеров находят высокоэффективные светильники с ксеноновыми и галогенными лампами накаливания.

Применение ксеноновых трубчатых ламп дает возможность: уменьшить на 30 ÷ 35 % расход электроэнергии, практически исключить расход леса, проводов изоляторов, крюков, светильников, ламп, освободить уступы от осветительных сетей: резко сократить эксплуатационные затраты на эксплуатацию осветительных сетей, улучшить освещенность.

Выбор осветительного прибора является одним из основных вопросов проектирования осветительной установки, от правильного решения которого зависят не только качество и экономичность, но и надежность действия осветительной установки.

Основными показателями, определяющими выбор светильника при проектировании осветительной установки, следует считать: конструктивное исполнение светильника; распределение светового потока светильника; экономичность светильника.

Выбор конструктивного исполнения и типа светильника зависит от условий окружающей среды освещаемого помещения.

Задачами светотехнического расчета осветительной установки могут являться либо определение установленной мощности источников света по заданной освещенности, либо определение по заданному размещению светильников и известной мощности источников света освещенности на расчетной плоскости и распределения яркости в поле зрения.

Общее освещение на карьерах обычно создается светильниками с лампами ДКСТ – мощностью 20 или 50 кВт. Освещенность территорий карьеров,

на которой происходит движение людей и различных видов транспорта, смена оборудования, перемещение машин и механизмов при работе должна быть в пределах 0,2 ÷ 0,5 лк. Однако, места работы машин, места ручных работ, ж.д. станции, стоянки автомобильного транспорта и вспомогательных машин, места разгрузки ж.д. составов, автомобилей и автомобильных поездов на отвалах, приемные и перегрузочные пункты и др., имеют значительно большие нормированные освещенности и тогда применяется местное освещение. Местное освещение создается светильниками, установленными на рабочих машинах или специальных передвижных вышках.

Светотехнический расчет общего освещения на карьерах сводится к определению светового потока, необходимого для создания требуемой по нормам освещенности (0,2 ÷ 0,5 лк). Затем по принятому светильнику и источнику света определяется необходимое количество светильников и их расположение.

Расчетный световой поток определяется по формуле, лм

$$F_{\text{р}} = E \cdot S \cdot K_{\text{з}} \cdot K_{n}\ , \qquad (4.1)$$

где E – минимальная нормируемая освещенность, лк; $K_{\text{з}}$ – коэффициент запаса ($K_{\text{з}} = 1{,}2 \div 1{,}5$); K_{n} – коэффициент, учитывающий потери света ($K_{n} = 1{,}15 \div 1{,}3$); S – освещаемая площадь, м^2.

Требуемое количество светильников

$$n = \frac{F_{\text{р}}}{F_{\text{л}}\eta_{\text{св}}}, \qquad (4.2)$$

где $\eta_{\text{св}}$ – к. п. д. принятого светового прибора. Для прожекторов типа ПЗС $\eta_{\text{св}}$= 0,3 ÷0,4; для прожекторов типа ПКН $\eta_{\text{св}}$ = 0,6; для светильников СКсН1 – с лампами ДКсТ $\eta_{\text{св}}$ = 0,7; $F_{\text{л}}$ – световой поток принятого источника света (лампы), лм.

Выбор места установки световых приборов производится по методу изолюкс, предварительно рассчитав высоту установки прожектора по формуле

$$H = 0{,}058\sqrt{I_{\text{макс}}} = \sqrt{\frac{I_{\text{макс}}}{300}}, \text{м} \qquad (4.3)$$

где $I_{\text{макс}}$ – максимальная осевая сила света источника, кд.

Обычно для светильников с лампами ДКсТ минимальная высота установки рекомендуется 25 ÷ 30 м от освещаемой поверхности.

Мачты для монтажа осветительных приборов принимаются типовых конструкций и располагаются на небольшом расстоянии от источников электроэнергии. Такими источниками могут быть ПКТП или специальные осветительные трансформаторные пункты.

Электротехнический расчет освещения сводится к определению мощности осветительного трансформатора, выбору сечения проводов по нагреву рабочим током.

Выбор мощности осветительного трансформатора производится по общеизвестным методикам [7].

Мощность трансформаторов, питающих светильники с лампами накаливания, определяется по выражению

$$S_{\text{тр}} = \frac{n_{\text{св}} \cdot P_{\text{л}} \cdot 10^{-3}}{\eta_{\text{с}}}, \qquad (4.4)$$

где $n_{\text{св}}$ – количество светильников или прожекторов, шт; $P_{\text{л}}$ – мощность лампы накаливания одного светильника или прожектора, Вт; $\eta_{\text{с}}$ – к. п. д. осветительной сети; $\eta_{\text{с}} = 0{,}95 \div 0{,}97$.

При определении мощности силового трансформатора ПКТП для питания лампы ДКсТ следует учитывать его несимметричную работу. Это производится путем увеличения расчетной мощности трансформатора в $\sqrt{3}$ раз:

$$S_{\text{тр}} = \frac{\sqrt{3} \cdot P_{\text{л}}}{\eta_{\text{с}} \cdot \eta_{\text{л}} \cdot \cos\varphi_{\text{л}}}, \qquad (4.5)$$

где $P_{\text{л}}$ – мощность лампы ДКсТ, кВт; $\eta_{\text{л}}$ – к. п. д. светильника, $\eta_{\text{л}} = 0{,}8 \div 0{,}9$; $\cos\varphi_{\text{л}}$ – коэффициент мощности светильника, $\cos\varphi_{\text{л}} = 0{,}92 \div 0{,}94$.

Допускается электроснабжение группы светильников с ксеноновыми лампами от одного трансформатора (ПКТП).

Выбор сечения проводов и кабелей для осветительной установки производится по общеизвестной методике, изложенной ниже. Для осветительных сетей 0,4 кВ на карьерах можно применять кабели типа АНРГ, АВРГ.

Мощные осветительные установки следует, как правило, размещать на нерабочем борту карьера, освещая с помощью их рабочие уступы и подошву карьера. При этом следует пользоваться правилом: направление движения транспорта по автодорогам или ж. д. колее не должно совпадать с направлением оптической оси светильника и, кроме того, направление основной оси светильника должно по возможности совпадать с направлением движения горных работ.

4.3. Расчет электрических нагрузок

Расчет электрических нагрузок является основой для решения многих вопросов, возникающих при проектировании электроснабжения предприятий.

В дипломном проекте расчет электрических нагрузок рекомендуется проводить по установленной мощности электроприемников и коэффициенту спроса.

Результаты расчета следует представить в виде таблицы – формуляра электрических нагрузок.

При составлении формуляра электрических нагрузок все потребители электроэнергии независимо от их напряжения следует сгруппировать по отдельным воздушным ЛЭП (ВЛ-1, ВЛ-2 и т. д.), распределительным пунктам РП или подстанциям ТП. Это в дальнейшем облегчит расчет электрических сетей карьера.

Формуляр электрических нагрузок

	Наименование потребителей электроэнергии и электроприемников	Количество приемников в одновременной работе	Установленная мощность		Расчетные коэффициенты			Расчетная мощность	
			Одного, кВт/ кВ·А	Общая, кВт/ кВ·А	$К_с$	$\cos\varphi_р$	$\operatorname{tg}\varphi_р$	Активная, $P_р$, кВт	Реактивная, $Q_р$, квар
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
ВЛ-1	…	…	…	…	…	…	…	…	…
	Всего по карьеру							$\sum P_р$	$\sum Q_р$

В графе 2 формуляра указываются потребители электроэнергии (экскаваторы, буровые станки, установки освещения, конвейеры, водоотливные установки и пр.), подключаемые по проекту к конкретной ВЛ. Кроме того, для потребителей электроэнергии напряжением 6 (10) кВ необходимо в графе 2 дополнительно указать наименование электроприемников на это напряжение (для экскаваторов это сетевые двигатели и трансформаторы собственных нужд ТСН).

В графе 3 формуляра указывается количество электроприемников (двигателей, трансформаторов, ламп и т. п.), установленных на соответствующих потребителях.

В графах 4 и 5 указываются установленная (номинальная) мощность одного электроприемника и общая установленная мощность группы однородных по режиму работы электроприемников. Эти данные по электроприемникам карьеров берутся из справочной литературы [5, 6].

В графах 6 и 7 указываются коэффициенты спроса $к_с$ и расчетные коэффициенты мощности $\cos\varphi_р$ для потребителей электроэнергии, принятые по литературе [7] или по табл. 1 приложения. При заполнении формуляра следует учитывать, что синхронные двигатели преобразовательных агрегатов карьерных экскаваторов работают, как правило, с опережающим коэффициентом мощности $\cos\varphi_р$(оп).

В графе 8 приводятся значения $\operatorname{tg}\varphi_р$, соответствующие расчетным коэффициентам мощности $\cos\varphi_р$.

При работе электроприемника с опережающим коэффициентом мощности $\cos\varphi_р$(оп) значения функции $\operatorname{tg}\varphi_р$ заносятся в формуляр со знаком «–» – минус.

Расчетная активная мощность электроприемника или группы однородных по режиму работы электроприемников определяется по выражению

$$P_р = К_с \cdot \sum P_{уст}. \qquad (4.6)$$

Расчетная активная мощность трансформаторов собственных нужд определяется по формуле

$$P_{\text{р}} = \text{К}_{\text{с}} \cdot S_{\text{тсн}} \cdot \cos\varphi_{\text{р}}, \qquad (4.7)$$

где $S_{\text{тсн}}$ – номинальная полная мощность трансформатора, кВ·А; $\cos\varphi_{\text{р}}$ – расчетный коэффициент мощности трансформатора ($\cos\varphi_{\text{р}}$ для ТСН составляет 0,7 ÷ 0,8).

Расчетная реактивная мощность электроприемников определяется с учетом знака функции $\text{tg}\varphi_{\text{р}}$ по выражению

$$Q_{\text{р}} = P_{\text{р}} \cdot \text{tg}\varphi_{\text{р}}. \qquad (4.8)$$

Итоговые значения нагрузки $\Sigma P_{\text{р}}$ и $\Sigma Q_{\text{р}}$ по отдельным воздушным линиям ВЛ (и в целом по карьеру) определяются путем алгебраического сложения расчетных мощностей отдельных групп электроприемников. При этом следует иметь в виду, что итоговое значение $\Sigma Q_{\text{р}}$ в целом по предприятию должно быть положительным и минимально возможным для конкретных условий. Если при первоначальных прикидочных расчетах окажется, что $\Sigma Q_{\text{р}}$ при работе синхронных двигателей с опережающим коэффициентом мощности $\cos\varphi_{\text{р}}$(оп) окажется отрицательной, то следует предусмотреть работу синхронных двигателей с более высоким коэффициентом мощности $\cos\varphi_{\text{р}}$(оп) (вплоть до 1) и внести соответствующие изменения в формуляр электрических нагрузок.

Расчетная полная мощность электроприемников предприятия определяется с учетом коэффициента совмещения максимумов нагрузки

$$S_{\text{р}} = \sqrt{(K_{\text{см}} \cdot \Sigma P_{\text{р}})^2 + (\Sigma Q_{\text{р}})^2}, \qquad (4.9)$$

где $\text{К}_{\text{см}}$ – коэффициент совмещения максимумов нагрузки, $\text{К}_{\text{см}}$ = 0,85 ÷ 0,95; $\Sigma P_{\text{р}}$ – суммарная расчетная активная мощность электроприемников предприятия, кВт; $\Sigma\ Q_{\text{р}}$ – суммарная расчетная реактивная мощность электроприемников предприятия, квар.

На стадии проектирования может быть определен ожидаемый годовой расход активной $W_{\text{а}}$ и реактивной $W_{\text{р}}$ электроэнергии по выражениям:

$$W_{\text{а}} = T_{\text{м}} \cdot \Sigma P_{\text{р}}, \text{ кВт·ч}, \qquad (4.10)$$

$$W_{\text{р}} = T_{\text{м.р}} \cdot \Sigma Q_{\text{р}}, \text{ квар·ч}, \qquad (4.11)$$

где $T_{\text{м}}$ и $T_{\text{м.р}}$ – продолжительность использования максимальных активных и реактивных нагрузок предприятия в течение года.

Продолжительность использования максимальных нагрузок в течение года зависит от рода предприятия и его режима работы. Значения $T_{\text{м}}$ приведены в литературе [7] и в табл. 2 приложения.

При отсутствии точных данных о $\text{Т}_{\text{м.р}}$ годовое использование максимальных реактивных нагрузок может быть ориентировочно принято на 15 ÷ 20 % больше годового времени использования максимальных активных нагрузок, т. е.

$$T_{\text{м.р}} \approx (1{,}15 \div 1{,}20)\ T_{\text{м}} \qquad (4.12)$$

4.4. Выбор средств компенсации реактивной мощности

Коэффициент мощности является одним из основных энергетических показателей предприятий. Низкий коэффициент мощности приводит к неполному использованию мощности генераторов и трансформаторов, необходимости установки дополнительных мощностей, увеличению потерь электроэнергии. Поэтому очень важно поддерживать коэффициент мощности по предприятию в пределах, задаваемых энергоснабжающей организацией. Способы повышения коэффициента мощности выбираются на основе сравнения средневзвешенного коэффициента мощности $\cos\varphi_{св}$ с нормативным значением $\cos\varphi_к \geq 0{,}93 \div 0{,}95$.

Средневзвешенный коэффициент мощности потребителей предприятия может быть определен на стадии проектирования по годовому расходу активной $W_а$ и реактивной $W_р$ электроэнергии:

$$\cos\varphi_{св} = \frac{1}{\sqrt{1+\left(\frac{W_р}{W_а}\right)^2}}. \qquad (4.13)$$

При значении $\cos\varphi_{св} \geq 0{,}93$ предусматривать применение компенсирующих устройств нет необходимости. В противном случае следует предусмотреть применение устройств, компенсирующих реактивную мощность.

При этом следует иметь в виду, что в настоящее время при выборе компенсирующих устройств и определении их мощности исходят из коэффициента реактивной мощности

$$\operatorname{tg}\varphi = \frac{Q}{P}, \qquad (4.14)$$

который дает более правильное представление о динамике изменения реактивной мощности потребителей, чем коэффициент мощности. Требования по компенсации реактивной мощности устанавливаются энергосберегающей организацией в технических условиях на подключение потребителей к электрическим сетям энергосистемы. В разделе дипломного проекта рекомендуется при определении мощности компенсирующего устройства исходить из максимального нормативного значения коэффициента реактивной мощности $\operatorname{tg}\varphi_к \leq 0{,}4 \div 0{,}5$ [10].

В качестве компенсирующих устройств применяются синхронные компенсаторы и батареи статических конденсаторов.

Синхронный компенсатор представляет собой синхронную машину, работающую в двигательном режиме вхолостую, т. е. без нагрузки. Применяют синхронные компенсаторы на крупных горных предприятиях, когда необходимо компенсировать реактивную мощность в несколько десятков тысяч квар.

К достоинствам компенсаторов относятся: возможность плавного и автоматического регулирования реактивной мощности; возможность восста-

новления поврежденных компенсаторов; компенсаторы позволяют плавно регулировать уровень напряжения в сети.

Недостатками синхронных компенсаторов являются: значительные потери активной энергии (0,15 ÷ 0,32 кВт·ч/квар·ч); сложность пуска; шум во время работы; более сложная эксплуатация по сравнению со статическими конденсаторами.

На карьерах и приисках в качестве компенсаторов реактивной мощности, главным образом, используются статические конденсаторы, которые представляют собой специальные емкости, способные вырабатывать реактивную энергию.

Достоинствами статических конденсаторов являются: малые потери активной энергии (0,0025 ÷ 0,05 кВт·ч/квар·ч); бесшумность в работе, надежность работы и простота эксплуатации ввиду отсутствия вращающихся и трущихся частей; малый вес, исключающий необходимость в специальных фундаментах; возможность установки в любой точке сети.

Недостатки статических конденсаторов: пожароопасность; наличие остаточного заряда; сравнительно малый срок службы (8 ÷ 10 лет); зависимость реактивной мощности от напряжения сети.

Мощность компенсирующего устройства (квар) определяется по выражению

$$Q_к = P_{ср}(\mathrm{tg}\varphi_{св} - \mathrm{tg}\varphi_к), \qquad (4.15)$$

где $P_{ср}$ – среднегодовая активная нагрузка предприятия, кВт; $\mathrm{tg}\varphi_{св}$ и $\mathrm{tg}\varphi_к$ – средневзвешенный (расчетный за год) и нормативный коэффициенты реактивной мощности.

Среднегодовая активная нагрузка предприятия определяется по выражению

$$P_{ср} = \frac{W_а}{T_р}, \qquad (4.16)$$

где $T_р$ – продолжительность работы предприятия в течение года, ч; $W_а$ – расход активной электроэнергии по предприятию в течение года, кВт·ч.

Значение $T_р$ зависит от организации работ на предприятии и может быть принято по табл. 3 приложения.

По требуемой мощности компенсирующего устройства $Q_к$ выбирается конденсаторная установка с номинальной мощностью $Q_{ку} \geq Q_к$ (и ближайшей к ней). При этом номинальное напряжение конденсаторной установки должно соответствовать напряжению сети, а категория размещения – условиям эксплуатации. Технические характеристики комплектных конденсаторных установок на напряжение 0,4 кВ и 6,3 (10,5) кВ приведены в табл. 4 - 5 приложения.

4.5. Выбор количества и мощности трансформаторов на ГПП

Для повышения надежности электроснабжения главные понизительные подстанции ГПП карьеров выполняются, как правило, двухтрансформатор-

ными с трансформаторами одинаковой мощности. В нормальном режиме оба трансформатора работают раздельно на разные секции шин 6(10) кВ. При аварии или выводе в ремонт одного трансформатора второй должен обеспечить бесперебойную работу потребителей I и II категории и взять не менее 75 ÷ 80 % расчетной нагрузки. Установка двух трансформаторов на ГПП приисков обусловливается еще и сезонным характером разработки россыпных месторождений. В сезон в работу будут включены оба трансформатора, а в зимнее время один трансформатор можно вывести в резерв (отключить, произвести ревизию).

Мощность трансформаторов выбирают с учетом их перегрузочной способности. Предельная перегрузка трансформаторов, не имеющих «складского» резерва, составляет 30 %.

С учетом требований по резервированию и перегрузочной способности расчетная мощность каждого из двух трансформаторов ГПП составит:

$$S_{\text{тр}} = \frac{\text{К}_{1-2} \cdot \text{К}_{\text{см}} \cdot \sum P_{\text{р}}}{\text{К}_{\text{п}} \cdot \cos\varphi_{\text{к}}} \qquad (4.17)$$

где $\text{К}_{1\text{-}2}$ – коэффициент, учитывающий наличие потребителей I и II категории ($\text{К}_{1\text{-}2} = 0{,}8$); $\text{К}_{\text{см}}$ – коэффициент совмещения максимумов нагрузки ($\text{К}_{\text{см}} = 0{,}85 \div 0{,}95$); $\sum P_{\text{р}}$ – расчетная суммарная активная нагрузка потребителей предприятия, кВт; $\text{К}_{\text{п}}$ – коэффициент, учитывающий допустимую перегрузку трансформа тора ($\text{К}_{\text{п}} \le 1{,}3$); $\cos\varphi_{\text{к}}$ – коэффициент мощности с учетом компенсации реактивных нагрузок.

При установке на ГПП одного трансформатора его расчетная мощность определяется по выражению (4.17), в котором значение коэффициента $\text{К}_{1\text{-}2}$ принимается равным единице.

Далее по справочной литературе [6] выбирается силовой трансформатор с соответствующим напряжением обмоток ВН и НН мощностью

$$S_{\text{н}} \ge S_{\text{тр}}.$$

Коэффициент загрузки принятых трансформаторов (при условии, что нагрузка между ними распределена равномерно) для двухтрансформаторной подстанции

$$K_{\text{з}} = \frac{\text{К}_{\text{см}} \cdot \sum P_{\text{р}}}{2S_{\text{н}} \cdot \cos\varphi_{\text{к}}}. \qquad (4.18)$$

При проектировании и эксплуатации стремятся к тому, чтобы фактическая загрузка силовых трансформаторов ГПП была бы близка к экономически выгодной, при которой приведенные потери мощности при холостом ходе трансформатора равны приведенным потерям мощности при коротком замыкании. Экономически выгодной работе трансформаторов соответствует коэффициент загрузки

$$K_{\text{зэ}} = \sqrt{\frac{\Delta P_{\text{хх}} + \text{К}_{\text{пп}} \cdot \Delta Q_{\text{хх}}}{\Delta P_{\text{кз}} + \text{К}_{\text{пп}} \cdot \Delta Q_{\text{кз}}}}, \qquad (4.19)$$

где $\Delta P_{\text{хх}}$ – потери активной мощности при холостом ходе трансформатора (потери в стали), кВт; $\Delta P_{\text{кз}}$ – потери активной мощности в трансформаторе

при коротком замыкании (потери в меди), кВт; $\Delta Q_{хх} = 0{,}01 \cdot I_{хх} \cdot S_н$ – реактивная мощность, потребляемая трансформатором при холостом ходе, квар; $\Delta Q_{кз} = 0{,}01 \cdot U_{кз} \cdot S_н$ – реактивная мощность, потребляемая трансформатором при номинальной нагрузке, квар; $I_{хх}$ – ток холостого хода трансформатора, %; $U_{кз}$ – напряжение короткого замыкания трансформатора, %; $К_{пп}$ – коэффициент повышения потерь, кВт/квар.

Коэффициент повышения потерь $К_{пп}$ учитывает активные потери в сети при передаче реактивной мощности и зависит от удаленности подстанции горного предприятия от энергосистемы. Коэффициент $К_{пп}$ может быть принят из диапазона 0,07 ÷ 0,12 кВт/квар.

4.6. Выбор трансформаторных подстанций 6 (10)/0,4 кВ

Комплектные трансформаторные подстанции (КТП) напряжением 6(10)/0,4 кВ выпускаются в следующих исполнениях:

1. КТП внутренней установки, предназначенные для установки внутри технологических помещений.

2. КТП с установкой трансформаторов открыто, а РУ 0,4 кВ – в технологическом помещении.

3. КТП для стационарной наружной установки, предназначенные для питания потребителей на стройплощадках, а также для питания потребителей промышленных предприятий при отсутствии свободного места для установки КТП в технологических помещениях.

4. Передвижные КТП наружной установки, предназначенные для питания потребителей, которые по характеру работы требуют частого перемещения трансформаторной подстанции.

Обычно на открытых горных разработках применяют передвижные комплектные подстанции ПКТП 6 (10)/0,4 кВ с трансформаторами мощностью от 25 до 630 кВ·А, к которым подключают буровые станки, насосы водоотлива, передвижные компрессорные установки, конвейерные линии, осветительные установки и т. п.

Расчетная мощность трансформаторов ПКТП определяется по коэффициенту спроса и номинальной мощности электроприемников, подключенных к подстанции:

$$S_{тр} = \frac{К_{с.гр} \cdot \sum_{1}^{n} Р_{нi}}{\cos\varphi_{ср}}, \qquad (4.20)$$

где $К_{с.гр}$ – групповой коэффициент спроса; $\sum_{1}^{n} P_{нi}$ - сумма номинальных мощностей всех электроприемников, подключенных к ПКТП; $\cos\varphi_{ср}$ – средневзвешенный коэффициент мощности группы электроприемников.

Групповой коэффициент спроса зависит от количества электроприемников, подключенных к ПКТП, и определяется из следующих выражений:

$$K_{\text{с.гр}} = \begin{cases} 1 \text{ при } n \le 3 \\ 0{,}43 + 0{,}57 \dfrac{P_{\text{н.max}}}{\sum P_{\text{н}.i}} \text{ при } 4 \le n < 20 \\ 0{,}29 + 0{,}71 \dfrac{P_{\text{н.max}}}{\sum P_{\text{н}i}} \text{ при } n \ge 20 \end{cases}, \qquad (4.21)$$

где $P_{\text{н.max}}$ – номинальная мощность наиболее мощного электроприемника в группе, кВт.

Средневзвешенный коэффициент мощности группы электроприемников определяется по формуле:

$$\cos\varphi_{\text{ср}} = \frac{\sum_{1}^{n} P_{\text{н}i} \cdot \cos\varphi}{\sum_{1}^{n} P_{\text{н}i}} \qquad (4.22)$$

где Рнi – номинальная мощность i-го электроприемника в группе; cos φi – коэффициент мощности i-го электроприемника в группе.

Для передвижных трансформаторных подстанций значение $\cos\varphi_{\text{ср}}$ находится в пределах 0,6.÷.0,7.

По расчетной мощности, исходя из соотношения $S_{\text{н}} \ge S_{\text{тр}}$, выбирают трансформатор ПКТП.

Выбранная ПКТП проверяется по условию прямого пуска наиболее мощного асинхронного двигателя с короткозамкнутым ротором. Мощность трансформатора ПКТП для обеспечения прямого пуска наиболее мощного асинхронного электродвигателя с короткозамкнутым ротором должна быть больше утроенной полной мощности этого двигателя, т. е.

$$S_{\text{н}} \ge 3 \cdot \frac{P_{\text{н.max}}}{\cos\varphi_{\text{н}}}, \qquad (4.23)$$

где $P_{\text{н.max}}$ – номинальная мощность наиболее мощного электродвигателя с короткозамкнутым ротором; $\cos\varphi_{\text{н}}$ – номинальный коэффициент мощности этого электродвигателя ($\cos\varphi_{\text{н}} = 0{,}8$.÷. 0,9).

4.7. Расчет воздушных и кабельных ЛЭП

В процессе проектирования электрических сетей производят выбор номинального напряжения сети, определяют сечения проводов и кабелей.

Выбор номинального напряжения сети производится на основании технико-экономических расчетов по минимуму приведенных затрат и выполняется, главным образом, при расчете ЛЭП, питающих главную понизительную подстанцию (ГПП). При расчете карьерных распределительных сетей (КРС) номинальное напряжение сети должно соответствовать номиналь-

ному напряжению электроприемников, подключенных к данной сети. В некоторых случаях передача электроэнергии от ГПП к отдельным электроприемникам или группам элеткроприемников (вследствие их значительного удаления от ГПП или большой мощности) при напряжении, равном номинальному напряжению этих электроприемников, оказывается нецелесообразной. В этих случаях передачу электроэнергии к месту установки электроприемников осуществляют при более высоком напряжении, т. е. используют «глубокий ввод».

Распределительные сети карьеров включают в себя воздушные и кабельные ЛЭП. Для передвижных воздушных ЛЭП напряжением 6 кВ, в основном, используют алюминиевые многопроволочные провода марки А. Сталеалюминиевые провода марки АС применяют обычно на линиях напряжением 35 кВ и выше, а на линиях напряжением 6 кВ – в случае пролета большой длины и на стационарных ЛЭП.

Для стационарной прокладки в траншеях, в блоках, тоннелях и по почве используют бронированные кабели с алюминиевыми или медными жилами. Для вертикальной прокладки применяют кабели с осушенной бумажной, резиновой или поливинилхлоридной изоляцией.

Для электроснабжения передвижных электроприемников предназначены специальные гибкие кабели. Для передвижных электроприемников напряжением выше 1000 В применяются силовые пятижильные гибкие шланговые резиновые кабели с медными жилами, резиновой изоляцией и экранами из электропроводящей резины марок КГЭ, КГЭТ, КГЭ-Т, КГЭ-ХЛ.

Кабели КГЭ-6 предназначены для замены кабелей КШВГ-6. Особенность кабелей – полная замена экранов из медной луженой проволоки эластичными экранами из электропроводящей резины, что позволило уменьшить на 5 ÷ 7 % расход дефицитной меди и др. материалов кабеля, повысить срок службы кабеля до 3 лет, благодаря стойкости эластичных экранов к деформации изгиба, уменьшить толщину оболочки на 10 % и сократить трудоемкость кабелей на 20 %.

Для повышения электробезопасности в конструкцию гибкого кабеля введена вспомогательная жила для контроля целостности цепи заземления. Вспомогательная жила может быть использована для других целей: дистанционного управления ПП, электрической блокировки и т.п. Сечение основных жил кабелей КГЭ от 3х10 мм^2 до 3х150 мм^2, заземляющей - от1х6 мм^2 до 1х150 мм^2, вспомогательной - от 1х6 мм^2 до 1х10 мм^2.

Для электроснабжения роторных комплексов при напряжении 35 кВ рекомендуется использовать гибкий кабель марки КШВГЭ 3х70+3х16 с изоляцией из этиленпропиленовой резины.

Передвижные машины с рабочим напряжением до 1000 В снабжаются электроэнергией по кабелям марки КГ, КГН и т. п. Для электрифицированного бурильного инструмента следует применять кабели марки ШРБЭ.

При проектировании КРС передвижные воздушные ЛЭП рассчитываются в следующей последовательности: 1) по нагреву токами нагрузки; 2) по механической прочности; 3) по потере напряжения.

Сечение проводов стационарных воздушных ЛЭП, к которым относятся линии со сроком службы в месте их установки более 5 лет, дополнительно рассчитываются по экономической плотности тока. При этом наиболее целесообразная последовательность производимых расчетов следующая: 1) по нагреву токами нагрузки; 2) по экономической плотности тока; 3) по механической прочности; 4) по потере напряжения.

Гибкие кабели передвижных машин и механизмов карьеров рассчитываются по нагреву токами нагрузки с последующей проверкой по потере напряжения.

Окончательно выбранное сечение проводников воздушных и кабельных ЛЭП должно удовлетворить всем требованиям, предъявляемым применяемыми методами расчета.

Расчет ЛЭП карьера рекомендуется начать с расчета и выбора кабелей для передвижных электроприемников (экскаваторов, буровых станков, насосных установок и т. п.). Установленная при этих расчетах потеря напряжения в кабеле $\Delta U_{кл}$ может в дальнейшем быть необходимой для определения допустимой потери напряжения в воздушной линии $\Delta U_{вл}$ (смотри выражение (4.34)), если ЛЭП от источника питания до потребителя частично состоит из участка воздушной ЛЭП (ВЛ) и участка кабельной ЛЭП (КЛ).

Расчеты по воздушным ЛЭП карьера рекомендуется производить в последовательности, указанной выше. При этом следует применить все необходимые методы расчетов и окончательно определить сечение проводов для ВЛ-1. Только после этого следует переходить к расчетам и выбору проводников следующей ВЛ (ВЛ-2; ВЛ-3 и т. д.)

4.7.1. Выбор сечения проводников и жил кабелей по нагреву токами нагрузки

Надежная длительная работа проводов и кабелей определяется длительно допустимой температурой их нагрева, величина которой зависит от вида изоляции, материала проводников и способов прокладки. Исходя из длительно допустимой температуры нагрева, для всех применяемых на практике марок проводов и кабелей и условий их прокладки Правилами устройства электроустановок (ПУЭ) определены длительно допустимые токовые нагрузки (см. табл. 6 и 7 приложения).

Поэтому выбор проводников по нагреву производится путем сравнения длительно допустимого тока $I_{дл.\ доп.}$ с расчетным током нагрузки $I_р$, исходя из соотношения

$$I_{дл.\ доп.} \geq I_р. \qquad (4.24)$$

При выборе сечения ЛЭП очень важно определить величину расчетного тока нагрузки. Для кабельных и воздушных линий, питающих одиночные

электроприемники, расчетным током нагрузки является номинальный ток этих электроприемников, который определяется по выражениям (А):

для трехфазных электродвигателей

$$I_{\text{р}} = \frac{P_{\text{н}}}{\sqrt{3} \cdot U_{\text{н}} \cdot \cos\varphi_{\text{н}} \cdot \eta_{\text{н}}}, \qquad (4.25)$$

для трансформаторов

$$I_{\text{р}} = \frac{S_{\text{н}}}{\sqrt{3} \cdot U_{\text{н}}}, \qquad (4.26)$$

где $P_{\text{н}}$ – номинальная активная мощность электродвигателя, кВт; $S_{\text{н}}$ – номинальная полная мощность трансформатора, кВ·А; $U_{\text{н}}$ – номинальное напряжение сети, кВ; cos $\varphi_{\text{н}}$ – номинальный коэффициент мощности электродвигателя; $\eta_{\text{н}}$ – номинальный к. п. д. электродвигателя.

Для линий, питающих группу электроприемников в количестве n ≤ 3, расчетный ток нагрузки определяется суммированием расчетных токов отдельных электроприемников (А), т. е.

$$I_{\text{р}} = \sum_{i=1}^{\text{n}} I_{\text{р}i}, \qquad (4.27)$$

где n – количество электроприемников в группе; $I_{\text{р}i}$ - расчетный (номинальный) ток нагрузки i-го электроприемника, А.

Для линий, питающих группу с большим количеством электроприемников (n ≥ 4), расчетный ток определяется с учетом коэффициента спроса и может быть найден по расчетной активной нагрузке линии (А):

$$I_{\text{р}} = \frac{\sum_{i=1}^{\text{n}} P_{\text{р}i}}{\sqrt{3} \cdot U_{\text{н}} \cdot \cos\varphi_{\text{р}}} \qquad (4.28)$$

где $\sum_{i=1}^{\text{n}} P_{\text{р}i}$ – расчетная активная мощность группы электроприемников, подключенных к линии, кВт; $\cos\varphi_{\text{р}}$ – расчетный коэффициент мощности группы электроприемников.

Величина расчетной активной нагрузки воздушных ЛЭП может быть принята из формуляра электрических нагрузок. Расчетный коэффициент мощности группы электроприемников определяется по выражению

$$\cos\varphi_{\text{р}} = \frac{\sum_{i=1}^{\text{n}} P_{\text{р}i}}{\sqrt{\left(\sum_{i=1}^{\text{n}} P_{\text{р}i}\right)^2 + \left(\sum_{i=1}^{n} Q_{\text{р}i}\right)^2}}, \qquad (4.29)$$

где $\sum_{i=1}^{\text{n}} Q_{\text{р}i}$ – расчетная реактивная мощность группы электроприемников, подключенных к линии (может быть принята из формуляра электрических нагрузок), квар.

Величина расчетной активной нагрузки кабельных ЛЭП, питающих группу электроприемников напряжения 380 - 660 В, определяется по выражению

$$\sum_{i=1}^{n} P_{pi} = К_{с.гр} \cdot \sum_{i=1}^{n} P_{нi} \qquad (4.30)$$

где $К_{с.гр}$ – групповой коэффициент спроса электроприемников (см. выражение (4.16); $\sum_{i=1}^{n} P_{нi}$ - сумма номинальных мощностей всех электроприемников, входящих в группу, кВт.

Расчетный ток нагрузки для кабельных ЛЭП низковольтных потребителей может оказаться таким, что ни один кабель даже самого большого стандартного сечения не пройдет по условиям допустимого нагрева в рабочем режиме. В этом случае следует принять несколько кабелей, соединенных параллельно. Сечение кабелей рекомендуется принять одинаковым, при этом нагрузка между кабелями распределится равномерно.

Внешнее электроснабжение горных предприятий осуществляется, как правило, при напряжении 35 - 110 кВ по стационарным двухцепным ЛЭП. Расчетный ток нагрузки для каждой из двух ЛЭП, питающих двухтрансформаторную ГПП предприятия, может быть определен по выражению

$$I_{р} = \frac{K_{см} \cdot \sum P_{р}}{2\sqrt{3} U_{н} \cdot \cos\varphi_{к}}, \qquad (4.31)$$

где $\sum P_{р}$ - суммарная расчетная активная нагрузка потребителей предприятия, кВт; $U_{н}$ – номинальное напряжение ЛЭП внешнего электроснабжения (35 - 110 кВ); $\cos\varphi_{к}$ – коэффициент мощности в целом по предприятияю с учетом компенсации реактивных нагрузок.

4.7.2. Выбор сечения проводников воздушных ЛЭП по экономической плотности тока

Экономические показатели электрических линий в значительной мере зависят от сечения проводников. Критерием выбора экономически целесообразного сечения проводников является минимум приведенных (годовых) затрат на эксплуатацию электрических сетей.

Выбор экономически целесообразного сечения проводников производится по выражению

$$S_{э} = \frac{I_{р}}{j_{э}}, \qquad (4.32)$$

где $I_{р}$ – расчетный ток нагрузки ЛЭП для нормального режима работы системы электроснабжения, А; $j_{э}$ – экономическая плотность тока, А/мм^2.

Экономическая плотность тока нормирована ПУЭ в зависимости от материала и изоляции проводников, продолжительности использования максимума нагрузки (табл. 8 приложения).

Полученное по расчету экономически целесообразное сечение проводника следует округлить до ближайшего стандартного (большего или меньшего) сечения.

В условиях карьеров и разрезов по экономической плотности тока выбирают сечение стационарных воздушных и кабельных линий. Передвижные ЛЭП и гибкие экскаваторные кабели проверке по экономической плотности тока не подлежат, поскольку являются временными. Кроме того, проверке по экономической плотности тока не подлежат сети промышленных предприятий и сооружений напряжением до 1000 В при числе часов использования максимума нагрузки предприятий до 4000 ÷ 5000 часов в год, осветительные сети, а также ответвления к отдельным электроприемникам напряжением до 1000 В.

4.7.3. Выбор сечения проводников воздушных ЛЭП по условиям механической прочности и образования короны

В процессе эксплуатации провода воздушных линий подвергаются воздействию нагрузок от собственного веса, от давления ветра и веса гололеда. Понижение температуры в зимнее время влечет за собой сокращение длины и увеличение механического напряжения в материале проводов. Поэтому при расчете воздушных линий обязательно необходимо учитывать условия механической прочности.

Минимальное допустимое сечение проводов воздушных линий напряжением выше 1000 В по условиям механической прочности определено ПУЭ [4] и для районов с толщиной стенки гололеда до 15 мм составляет: для алюминиевых проводов – 70 мм^2; для сталеалюминиевых проводов – 35 мм^2. Для районов с толщиной стенки гололеда 20 - 25 мм минимальное сечение для алюминиевых проводов - 95 мм^2, для сталеалюминевых проводов – 50 мм^2.

По условиям механической прочности в районах с толщиной стенки гололеда 15 мм и более для ВЛ напряжением до 1000 В следует применять провода сечением не менее: алюминиевые 35 мм^2, сталеалюминиевые 25 мм^2.

Для передвижных ВЛ 6 - 10 кВ на карьерах и разрезах применяют, как правило, алюминиевые провода сечением не более 120 мм^2. Могут применяться и сталеалюминиевые провода сечением не более 95 мм^2. Ограничение максимальных сечений применяемых проводов для передвижных ВЛ вызвано условиями устойчивости воздушных ЛЭП при ветровых нагрузках и удобства монтажа и демонтажа ВЛ.

Для стационарных ВЛ 6 - 35 кВ на карьерах и разрезах применяют алюминиевые и сталеалюминиевые провода сечением не более 185 мм^2.

При расчете линий напряжением 110 кВ и выше необходимо учитывать условия образования электрической короны. Явление короны заключается в

том, что при определенной напряженности электрического поля вокруг проводов возникает ионизация воздуха. Явление короны вызывает увеличение потерь электроэнергии в линии, ускорение коррозии проводов и усиление радиопомех. Наиболее действенным способом против образования короны является увеличение диаметра, а значит и сечения проводов. Минимальное допустимое сечение проводов по условию образования короны при напряжении 35 кВ составляет 35 мм^2, при напряжении 110 кВ – 70 мм^2.

4.7.4. Выбор сечения проводников воздушных и кабельных ЛЭП по потере напряжения

В проводах и кабелях, подводящих электроэнергию к электроприемникам, возникают потери напряжения.

Потерей напряжения называется алгебраическая разность между напряжением в начале и в конце линии. Величина потери напряжения не должна превышать заданных пределов.

В соответствии с ГОСТ 32144-2013 на зажимах силовых электроприемников допустимые отклонения напряжения составляют ±5 % от номинального $U_н$. Это означает, что у наиболее близких к трансформатору электроприемников отклонение напряжения не должно превышать +5 %, а у наиболее удаленных электроприемников оно не должно быть ниже –5 %. В связи с этим предельно допустимая потеря напряжения составляет 10 % от $U_н$, т. е.

$$\Delta U_{\text{пр.доп}} = (1{,}05 - 0{,}95)U_{\text{н}} = 0{,}1U_{\text{н}}. \qquad (4.33)$$

В практических расчетах часто принимают следующие значения допустимой потери напряжения:

- для сетей напряжением 6 - 10 кВ $\Delta U_{\text{доп}} = 6 - 8\%$;

- для сетей напряжением 380 В $\Delta U_{\text{доп}} = 5 - 6\%$.

Основные потребители электроэнергии на карьерах (экскаваторы, буровые станки и т. п.) имеют передвижной характер. Поэтому потери напряжения в магистральных ЛЭП определяются в предположении, что вся нагрузка сосредоточена в конце линий. Это дает возможность определить максимальную потерю напряжения при наиболее неблагоприятном размещении потребителей.

Величина потери напряжения в воздушной ЛЭП с сосредоточенной на конце нагрузкой определяется по выражению (В)

$$\Delta U_{\text{вл}} = \sqrt{3} \cdot I_{\text{р}} (r \cdot \cos\varphi_{\text{р}} + x \cdot \sin\varphi_{\text{р}}), \qquad (4.34)$$

где $I_{\text{р}}$ – расчетный ток нагрузки, А; r и x – активное и индуктивное сопротивление линии, Ом; $\cos\varphi_{\text{р}}$ – расчетный коэффициент мощности электроприемников, подключенных к линии; $\sin\varphi_{\text{р}}$ – тригонометрическая функция, соответствующая $\cos\varphi_{\text{р}}$.

Активное сопротивление линии определяется по формуле:

$$r = 1000 \cdot l / \gamma \cdot S, \qquad (4.35)$$

где l – протяженность линии, км; γ – удельная проводимость материала проводника (для алюминиевых и сталеалюминиевых проводников γ = 32 См·м/ мм^2, для медных проводников γ = 53 См·м/ мм^2); S –сечение проводника одной фазы, мм^2.

Индуктивное сопротивление линий в малой степени зависит от сечения проводников и может быть определено по формуле (Ом:

$$x = x_o \cdot l, \qquad (4.36)$$

где x_o – удельное индуктивное сопротивление, Ом/км.

Удельное индуктивное сопротивление для воздушных ЛЭП напряжением до 35 кВ можно принимать x_o = 0,35 ÷ 0,4 Ом/км.

Удельное индуктивное сопротивление для кабельных ЛЭП напряжением до 10 кВ можно принимать x_o = 0,07 ÷ 0,08 Ом/км. Если величиной индуктивного сопротивления для кабельных ЛЭП пренебречь, тогда потеря напряжения в КЛ определится по выражению (В)

$$\Delta U_{кл} = \sqrt{3} \cdot I_р \cdot r \cdot \cos\varphi_р , \qquad (4.37)$$

где $I_р$ – расчетный ток нагрузки, А; r – активное сопротивление проводника кабельной ЛЭП (определяется по выражению (4.31)), Ом; $\cos\varphi_р$ – расчетный коэффициент мощности электроприемников, подключенных к кабельной ЛЭП.

Если электроэнергия от источника питания к потребителю подводится по комбинированной ЛЭП, состоящей из участков ВЛ и КЛ (это имеет место, например, при электроснабжении экскаваторов), тогда с $\Delta U_{доп}$ следует сравнивать сумму потерь напряжения во всех участках ЛЭП, т. е.

$$\Delta U_{лэп} = \Delta U_{вл} + \Delta U_{кл} \le \Delta U_{доп}. \qquad (4.38)$$

Источником питания электроэнергией для машин и механизмов напряжением 380 В является ПКТП-6/0,4 кВ. Передвижные потребители к ПКТП подключаются с помощью гибких кабелей. В этом случае с $\Delta U_{доп}$ следует сравнивать потерю напряжения в каждой кабельной линии в отдельности, т.е.

$$\Delta U_{кл} \le \Delta U_{доп}. \qquad (4.39)$$

Если условия выражений (4.34) и (4.35) не выполняются, то следует предусмотреть одно или несколько из следующих мероприятий:

1) увеличивается напряжение на зажимах отмотки НН переключением зажимов обмотки ВН трансформатора;

2) увеличивается сечение жилы магистрального кабеля или ЛЭП;

3) увеличивается сечение жилы проверяемого кабеля потребителя.

После этого снова подсчитывается величина $\Delta U_{ЛЭП}$ и проверяется условие $\Delta U_{КЛ} \le \Delta U_{доп}$.

Первая рекомендация по увеличению допустимой потери напряжения в сети не требует затрат на ее осуществление и поэтому является наиболее предпочтительной. Но иногда этого мероприятия недостаточно для выполнения требования и приходится увеличивать сечение проводов. При этом следует иметь в виду, что сечение проводов внутрикарьерных передвижных ЛЭП должно быть не более 120 мм^2.

В пояснительной записке следует привести подробные расчеты по одной питающей ЛЭП (ЛЭП-35 или ЛЭП-110), по одной наиболее нагруженной карьерной ВЛ (ЛЭП-6), по одной кабельной линии напряжением 6 кВ и по одной кабельной линии напряжением до 1000 В.

Результаты расчетов остальных линий сводятся в таблицы, составленные по формам:

Выбор проводов карьерных ВЛ

Номер ВЛ	Расчетный ток в нормальном режиме, А	Расчетное сечение провода, мм^2			Потери напряжения в ВЛ при наибольшем сечении, %	Принятая марка провода
		по экономической плотности тока	по длительно допустимому току	по механической прочности		
1	2	3	4	5	6	7

Выбор кабелей

Наименование электроприемников	Расчетный ток, А	Расчетное сечение жил кабеля, мм^2		Потери напряжения в КЛ, %	Принятая марка кабеля
		по длительно допустимому току	по току короткого замыкания		
1	2	3	4	5	6

4.8. Расчет защитного заземления электроустановок карьера

При расчете защитного заземления электроустановок карьера необходимо определить тип и количество электродов центрального заземлителя, марку и сечение заземляющих проводников.

Расчет производится для наиболее удаленной от центрального заземлителя электроустановки. Центральный заземлитель выполняется, как правило, на борту карьера вблизи от ГПП.

Передвижные электроустановки приисков – драги и установки гидромеханизации (ГМУ) – обычно на десятки километров удалены от ГПП. Поэтому драги и ГМУ не имеют связи с центральным заземлителем; их заземление осуществляется через местные искусственные и естественные заземлители. Местные искусственные заземлители сооружают возле приключательных пунктов и из-за мобильности драг их постоянно переносят при каждой передвижке ПП.

В соответствии с «Инструкцией по безопасной эксплуатации электроустановок в горнорудной промышленности» [2] заземление стационарных и передвижных электроустановок напряжением до 1000 В и выше выполняется общим, кроме электроустановок электрической тяги. Общая сеть заземления

должна осуществляться путем непрерывного электрического соединения между собой заземляющих проводников (тросов) и заземляющих жил кабелей.

На карьерах общее заземляющее устройство должно состоять из центрального (главного) заземлителя, магистрали заземления, заземляющих проводников и местных заземлителей. Сопротивление местных заземляющих устройств не нормируется. Кроме того, работа ПКТП и ПП допускается без местных заземлителей при наличии в заземляющей сети дополнительного заземлителя, подключенного таким образом, чтобы при выходе из строя центрального заземлителя или любого элемента магистрали сопротивление в любой точке сети не превышало допустимой величины.

В качестве главных заземлителей рекомендуется использовать заземлитель подстанции ГПП 35/6 -10 кВ или КРП 6 -10 кВ и естественные заземлители. В целях электробезопасности использование заземлителей подстанций напряжением 110 кВ и выше, также тяговых и совмещенных тягово-понизительных подстанций (независимо от их напряжения) в качестве главного заземлителя электроустановок, питающихся от системы с изолированной нейтралью, не допускается.

Сопротивление заземляющего устройства для электроустановок напряжением выше 1000 В с изолированной нейтралью электрических сетей должно быть

$$R_{зу} \le \frac{U_{доп}}{I_{зз}} \le 10 \text{ Ом}, \qquad (4.40)$$

где $U_{доп}$ – допустимое напряжение на заземляющем устройстве, В; $I_{зз}$ – расчетный ток замыкания на землю, А.

Допустимое напряжение $U_{доп}$ = 250 В, если заземляющее устройство используется только для электроустановок напряжением выше 1000 В. При использовании заземляющего устройства одновременно для электроустановок напряжением до и выше 1000 В допустимое напряжение $U_{доп}$ = 125 В.

В качестве расчетного тока принимается полный ток однофазного замыкания на землю, величина которого для сети 6 -10 кВ определяется по выражению (А)

$$I_{зз} = \frac{U_{л} \cdot (35 \cdot l_{к} + l_{в})}{350}, \qquad (4.41)$$

где $U_{л}$ – линейное напряжение сети, кВ; $l_{к}$ – общая длина электрически связанных кабельных участков сети, км; $l_{в}$ – общая длина электрически связанных воздушных участков сети, км.

Для электроустановок карьеров напряжением до 1000 В с изолированной нейтралью электрической сети сопротивление заземляющего устройства, в соответствии с требованиями Правил безопасности [1], должно быть не более $R_{зу} \le 4$ Ом.

В условиях карьеров заземляющее устройство выполняется общим для электроустановок напряжением до 1000 В и выше. Поэтому при расчетах принимается меньшее из двух значений сопротивление заземляющего

устройства (расчетного и нормируемого Правилами). Кроме того, расчет производится для наиболее удаленной от центрального заземлителя электроустановки. Центральный заземлитель выполняется, как правило, на борту карьера вблизи от ГПП.

Сопротивление заземляющего устройства $R_{зу}$ складывается из сопротивления заземлителя $R_з$ и сопротивления заземляющих проводников

$$R_{зу} = R_з + R_{мз} + R_{зж}, \qquad (4.42)$$

где $R_{мз}$ – сопротивление магистрального заземляющего проводника до наиболее удаленной электроустановки; $R_{зж}$ – сопротивление заземляющей жилы питающего кабеля.

В качестве магистральных заземляющих проводников применяют для передвижных установок алюминиевые и сталеалюминиевые провода сечением не менее 35 мм^2. Длина заземляющих проводников не должна превышать 2 км.

Сопротивление заземляющих проводников может быть определено по выражениям:

$$R_{мз} = \frac{l_{мз} \cdot 10^3}{(\gamma_{мз} \cdot S_{мз})}; \qquad R_{зж} = \frac{l_{зж} \cdot 10^3}{\gamma_{зж} \cdot S_{зж}}, \qquad (4.43)$$

где $l_{мз}$ и $l_{зж}$ – длина магистрального проводника и длина заземляющей жилы кабеля, км; $\gamma_{мз}$ и $\gamma_{зж}$ – проводимость материала магистрального проводника и заземляющей жилы кабеля, См·м/мм^2; $S_{мз}$ и $S_{зж}$ – сечение проводников, мм^2.

Сопротивление заземлителя из выражения (4.42) будет

$$R_з = R_{зу} - R_{мз} - R_{зж} \qquad (4.44)$$

Искусственный заземлитель обычно выполняется из отдельных электродов из круглой или угловой стали, соединенных между собой стальной полосой. Сопротивление одиночного трубчатого или стержневого электрода, верхний конец которого расположен ниже уровня земли, определяется по выражению

$$R_{эл} = \frac{\rho}{2\pi l}\left(\ln\frac{2l}{d} + \frac{1}{2}\ln\frac{4t+l}{4t-l}\right), \qquad (4.45)$$

где ρ – удельное сопротивление грунта, Ом·м (табл. 9 приложения); l – длина электрода, м; d – диаметр электрода, м; t – расстояние от поверхности земли до середины электрода, м.

Если верхний конец трубчатого или стержневого электрода находится на уровне земли, тогда его сопротивление будет

$$R_{эл.} = \frac{\rho}{2\pi l}\ln\frac{4l}{d}. \qquad (4.46)$$

При использовании в качестве электродов угловой стали в выражениях (4.45) – (4.46) вместо диаметра электрода следует подставлять условный диаметр

$$d_у = 0{,}95в, \qquad (4.47)$$

где $в$ – ширина полки уголка, м.

Количество электродов искусственного заземлителя определится по выражению

$$n_{эл} = \frac{R_{эл}}{R_з \cdot \eta_{эл}}, \qquad (4.48)$$

где $\eta_{эл}$ – коэффициент использования электродов.

Коэффициент использования $\eta_{эл}$ учитывает увеличение сопротивления одиночного электрода вследствие влияния электромагнитных полей других электродов. Коэффициент $\eta_{эл}$ зависит от взаимного расположения электродов (в ряд или по контуру) и от расстояния между ними. В расчетах принимать $\eta_{эл} = 0{,}6 \div 0{,}75$.

4.9. Безопасность эксплуатации электроустановок карьера

В этом параграфе, используя нормативные документы [1] и [2], следует, применительно к проектируемому объекту, предусмотреть технические способы и средства защиты от поражения электрическим током (режим нейтрали электрических сетей, защитное заземление, защитное отключение электроустановок напряжением до 1000 В, защиту от однофазных замыканий на землю в сетях напряжением выше 1000 В), привести требования к их конструктивному исполнению, техническим характеристикам и периодичности испытаний. Кроме того, следует изложить основные требования по безопасной эксплуатации распределительных пунктов (КРП), приключательных пунктов (ПП), передвижных трансформаторных подстанций (ПКТП), карьерных воздушных и кабельных ЛЭП.

4.10. Технико-экономические показатели электроснабжения карьера

Основными технико-экономическими показателями электроснабжения предприятия являются:

а) тридцатиминутный максимум активной нагрузки;

б) средневзвешенный коэффициент мощности;

в) общий расход активной электроэнергии;

г) удельный расход активной электроэнергии;

д) электровооруженность труда;

е) стоимость электроэнергии.

Тридцатиминутный максимум активной нагрузки определяется по выражению

$$P_м = К_{см} \cdot \Sigma P_р, \qquad (4.49)$$

где $К_{см}$ – коэффициент совмещения максимумов нагрузки, $К_{см} = 0{,}85 \div 0{,}95$; $\Sigma P_р$ – суммарная расчетная активная мощность электроприемников предприятия, кВт.

Средневзвешенный коэффициент мощности $\cos\varphi_{св}$ определен ранее по выражению (4.13). Если для повышения коэффициента мощности преду-

смотрено применение компенсирующих устройств, то дополнительно следует привести коэффициент мощности с учетом компенсации реактивной мощности.

Общий годовой расход активной электроэнергии $W_а$ определен по выражению (4.10).

Удельный расход электроэнергии – количество электроэнергии, израсходованной на производство единицы продукции – вычисляют по формуле

$$\omega = W_а / Q, \qquad (4.50)$$

где Q – производительность предприятия по полезному ископаемому, т.

Электровооруженность труда – показатель использования электрической энергии в промышленности. Определяется по выражению

$$Э_т = W_а / N, \qquad (4.51)$$

где N – среднесписочная численность промышленно-производственного персонала на предприятии, чел; $Э_т$ – электровооруженность труда, кВт·ч/чел.

Стоимость электроэнергии для промышленных предприятий и приравненных к ним потребителей с присоединенной мощностью до 750 кВ·А определяется по одноставочному тарифу. В этом случае плата производится только за потребленную энергию, учтенную электрическим счетчиком.

$$С = в_1 \cdot W_а, \qquad (4.52)$$

где $в_1$ – плата за 1 кВт·ч потребленной активной энергии при одноставочном тарифе, руб/кВт·ч.

Стоимость электроэнергии для промышленных предприятий с присоединенной мощностью 750 кВ·А и более определяется по двухставочному тарифу

$$С = а \cdot P_м + в_2 \cdot W_а, \qquad (4.53)$$

где $а$ – плата за 1 кВт максимальной активной мощности предприятия в период максимума энергосистемы, руб/кВт; $в_2$ – плата за 1 кВт·ч потребленной активной энергии при двухставочном тарифе, руб/кВт·ч.

Тарифные ставки, $а$, $в_1$ и $в_2$ принимаются по материалам производственной (преддипломной) практики.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых». Утверждены Приказом Ростехнадзора от 11.12.2013. № 599. Режим доступа: docs.cntd.ru/document/499066482.

2. Инструкция по безопасной эксплуатации электроустановок в горнорудной промышленности (РД 06-572-03), утверждённая Постановлением Госгортехнадзора России от 05.06.03 г. № 65. М.: Госгортехнадзор России, 2003 (с изменениями на 24 января 2018 г.). Режим доступа: docs.cntd.ru/document/901865888.

3. Правила по охране труда при эксплуатации электроустановок. Утверждены Приказом Минтруда РФ от 24.07.2013 № 328н. Екатеринбург, ИД «Урал Юр Издат», 2014. 240 с.

4. Правила устройства электроустановок. Все действующие разделы 6 и 7 изданий с измен-ями и доп-ями по состоянию на 1 февраля 2008 г. М.: КНОРУС, 2008. 488 с.

5. Справочник по электроустановкам угольных предприятий. Электроустановки угольных разрезов и обогатительных фабрик / Ш. Ш. Ахмедов, А. Г. Кузьмичев, Ю. Т. Разумный [и др.]. М.: Недра, 1988. 436 с.

6. Справочник энергетика карьера / В. А. Голубев, П. П. Мирошкин, Н. М.Шадрин [и др.]. М.: Недра, 1986. 420 с.

7. Электрификация открытых горных работ: учебник для вузов / С. А. Волотковский, В. И. Щуцкий, Н. И. Чеботаев [и др.]. М.: Недра, 1987. 332 с.

8. Кудрин Б. И. Электроснабжение промышленных предприятий. М.: Интермет Инжиниринг, 2005.

9. Электрификация горного производства: учебник для вузов: В 2 т. / Под ред. Л. А. Пучкова и Г. Г. Пивняка. М.: Изд-во МГГУ, 2007.

10. Приказ Минэнерго РФ от 23.06.2015 № 380 «О порядке расчета значений соотношения потребления активной и реактивной мощности для отдельных энергопринимающих устройств (групп энергопринимающих устройств) потребителей электрической энергии. Зарегистрирован Министерством юстиции РФ, регистр. № 38151 от 22 июля 2015 г.

Приложение

Таблица П1

Значения Кс и $cos\varphi_p$ для электроприемников карьеров

Электроприемник	Кс	$Cos\varphi_p$
Экскаватор одноковшовый с приводом по системе Г-Д: - на вскрыше - на добыче	 0,5÷0,7 0,5÷0,75	0,5÷0,65 (0,6÷0,75 оп.) 0,5÷0,7 (0,6÷0,8 оп.)
Экскаватор роторный	0,6÷0,7	0,7
Отвалообразователь ленточный, перегружатель	0,6÷0,7	0,65
Станок ударно-канатного бурения	0,5÷0,6	0,65
Станок вращательного бурения	0,5÷0,7	0,7
Ленточный конвейер	0,6	0,7
Землесос с приводом до 200 кВт	0,6	0,75
То же, от 200 до 2000 кВт	0,8	0,9 оп.
Дренажная шахта	0,7	0,7
Технологический комплекс	0,6	0,7
Депо электровозов	0,4	0,7
Механическая мастерская	0,3	0,65
Адмбыткомбинат	0,6	0,75
Погрузка угля в ж/д вагоны	0,55	0,7
Насосная станция водоснабжения	0,75	0,75
Насосы, вентиляторы, компрессоры	0,7	0,8
Наружное освещение	1,0	1,0

Таблица П2

Продолжительность использования максимальных активных нагрузок предприятий

Наименование предприятия и режим его работы	Тм, ч/год
Карьеры и разрезы, работающие 3 смены по 8 часов - при 357 рабочих днях в году - при 300 рабочих днях в году	 4700÷5100 3500÷4000
Установки гидромеханизации	2700÷3000
Предприятия с сезонным характером добычи, работающие по непрерывной рабочей неделе (прииски)	3000÷4000

Таблица П3

Продолжительность работы предприятий в течение года

Продолжительность рабочей смены, ч	Значения Тр при числе смен		
	1	2	3
8	2250	4500	6400
7	2000	3950	5870

Таблица П4

Комплектные конденсаторные установки низкого напряжения (0,4 кВ), регулируемые

Типономинал	Мощность установки, квар	Количество и мощность ступеней, квар
УКМ58-0,4-50-10–У3	50	5х10
ёУКМ58-0,4-100-33,3-У3	100	1х33,3+1х67
УКМ58-0,4-150-30–У3	150	1х30+2х60
УКМ58-0,4-180-30–У3	180	2х30+2х60
УКМ58-0,4-268-67–У3	268	4х67
УКМ58-0,4-335-67–У3	335	5х67
УКМ58-0,4-402-67–У3	402	6х67
УКМ58-0,4-536-67–У3	536	8х67
УКМ58-0,4-603-67–У3	603	9х67

Таблица П5

Комплектные конденсаторные установки высокого напряжение 6,3 (10,5) кВ

Типоразмер установки	Мощность установки, квар	Типоразмер установки	Мощность установки, квар
УКЛ(П)56-6,3(10,5)-450У3(У1)	450	УКЛ(П)57-6,3(10,5)-450У3(У1)	450
УКЛ(П)56-6,3(10,5)-900У3(У1)	900	УКЛ(П)57-6,3(10,5)-900У3(У1)	900
УКЛ(П)56-6,3(10,5)-1350У3(У1)	1350	УКЛ(П)57-6,3(10,5)-1350У3(У1)	1350
УКЛ(П)56-6,3(10,5)-1800У3(У1)	1800	УКЛ(П)57-6,3(10,5)-1800У3(У1)	1800
УКЛ(П)56-6,3(10,5)-2250У3	2250	УКЛ(П)57-6,3(10,5)-2250У3	2250

УКЛ(П)56-6,3(10,5)-2700У3	2700	УКЛ(П)57-6,3(10,5)-2700У3	2700
УКЛ(П)56-6,3(10,5)-3150У3	3150	УКЛ(П)57-6,3(10,5)-3150У3	3150

Примечание. В обозначении установки: УК – установка конденсаторная; Л (П) – расположение ячейки ввода: Л – слева, П – справа; 56 – исполнение с разъединителем, 57 – исполнение без разъединителя; У – климатическое исполнение (умеренный климат); 3 (1) – категория размещения: 3 – внутри помещения, 1 – на открытом воздухе

Таблица П6

Допустимые длительные токовые нагрузки на неизолированные провода

Марка провода	Сечение провода, мм^2	Допустимая нагрузка, А	Марка провода	Сечение провода, мм^2	Допустимая нагрузка, А
А-16	16	105	АС-10	10	80
А-25	25	135	АС-16	16	105
А-35	35	170	АС-25	25	130
А-50	50	215	АС-35	35	175
А-70	70	265	АС-50	50	210
А-95	95	320	АС-70	70	265
А-120	120	375	АС-95	95	330
А-150	150	440	АС-120	120	380
А-185	185	500	АС-150	150	445
А-240	240	590	АС-185	185	520

Таблица П7

Допустимые длительные токовые нагрузки на гибкие кабели

Сечение основных жил, мм^2	Допустимая нагрузка, А	Сечение основных жил, мм^2	Допустимая нагрузка, А
16	90	70	220
25	120	95	265
35	145	120	310
50	180	150	350

Таблица П8

Экономическая плотность тока для электрических сетей напряжением выше 1000 В

Проводники	Экономическая плотность тока (А/мм^2) при числе часов использования максимума активной нагрузки в год		
	1000-3000	3000-5000	более 5000
Неизолированные провода и шины: - медные - алюминиевые	 2,5 1,3	 2,1 1,1	 1,8 1,0

Таблица П9

Приближенные значения удельных сопротивлений грунтов

Вид грунта	Значение ρ, Ом·м
Песок	700
Супесок	300
Суглинок	100
Глина	40
Садовая земля	40
Чернозем, торф	20

Оглавление

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ 3
2. ТРЕБОВАНИЯ К ОФОРМЛЕНИЮ РАЗДЕЛА ВЫПУСКНОЙ РАБОТЫ 4
3. СОДЕРЖАНИЕ РАЗДЕЛА ВЫПУСКНОЙ РАБОТЫ. 5
4. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ РАЗДЕЛА . . . 6
4.1. Описание применяемого электрооборудования и схемы электроснабжения карьера (прииска) 6
4.2. Электрическое освещение 7
4.3. Расчет электрических нагрузок. 9
4.4. Выбор средств компенсации реактивной мощности 12
4.5. Выбор количества и мощности трансформаторов на ГПП . . . 13
4.6. Выбор трансформаторных подстанций 6 (10)/0,4 кВ 15
4.7. Расчет воздушных и кабельных ЛЭП 16
4.8. Расчет защитного заземления электроустановок карьера 24
4.9. Безопасность эксплуатации электроустановок карьера 27
4.10. Технико-экономические показатели электроснабжения карьера 27
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ 29
Приложение 30
Оглавление 34

Учебное издание

Валерий Семенович Стариков

ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ КАРЬЕРА

Учебно-методическое пособие
по выполнению раздела выпускной
квалификационной работы (ВКР)
для студентов специальности
21.05.04 – «Горное дело»
специализации «Открытые горные работы»

2-е изд., испр. и доп.

Редактор изд-ва В. В. Баклаева

Подписано в печать
Бумага писчая. Формат 60 × 84 1/16.
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе
Печ. л. 2,8. Уч.-изд. л. 2,39. Тираж 100 экз. Заказ № ___

Издательство УГГУ
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ

МИНОБРНАУКИ РОССИИ
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Б1.В.08 ПРИКЛАДНАЯ МЕХАНИКА

Специальность –
21.05.04 Горное дело
Направленность (профиль) –
Открытые горные работы

форма обучения: очная, заочная

Авторы: Котельников А.П, к.т.н., доц.

Екатеринбург

Методические указания адресованы студентам, обучающимся по направлению подготовки 21.05.04 Горное дело, и призваны обеспечить эффективную самостоятельную работу по курсу «Прикладная механика».

Форма контроля самостоятельной работы студентов – проверка на практическом занятии, расчетно-графическая работа, зачет.

ФОРМЫ И СОДЕРЖАНИЕ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Методические материалы, определяющие процедуры оценивания знаний, умений, владений (опыта деятельности), характеризующие формирование компетенций

Ознакомление обучающихся с процедурой и алгоритмом оценивания (в начале изучения дисциплины).

Проверка ответов на задания, выполненных работ.

Сообщение результатов оценивания обучающимся, обсуждение результатов.

Оформление необходимой документации.

Самостоятельная работа включает выполнение расчетно-графической работы.

При выполнении расчетно-графической работы по заданной кинематической схеме механизма и исходным данным необходимо выполнить следующие виды работ:

– провести структурный анализ механизма;

– выполнить кинематический анализ механизма, для чего при заданном положении кривошипа построить планы механизма, скоростей и ускорений, а также эскиз вала кривошипа с установленными на нём элементами;

– определить величину уравновешивающей силы и уравновешивающего момента методом «жёсткого рычага» Н.Е. Жуковского;

– произвести проверочный расчёт вала кривошипа, включающий оценку статической прочности и расчёт на сопротивление усталости.

Масштабы плана механизма и эскиза вала принимаются по ЕСКД, масштабы планов скоростей и ускорений и «жёсткого рычага» выбираются самостоятельно с учётом рационального расположения построений на листе формата А1.

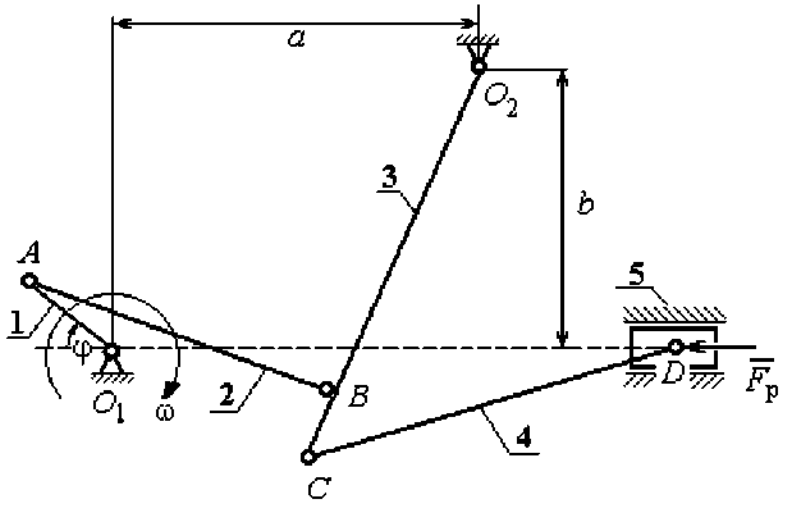
В расчётах для всех заданий и вариантов принять предел текучести материала вала $\sigma_т$ = 380 МПа, допускаемое напряжение смятия шпонки $[\sigma_{см}]$ = 120 МПа, обработку поверхности вала – чистовую.

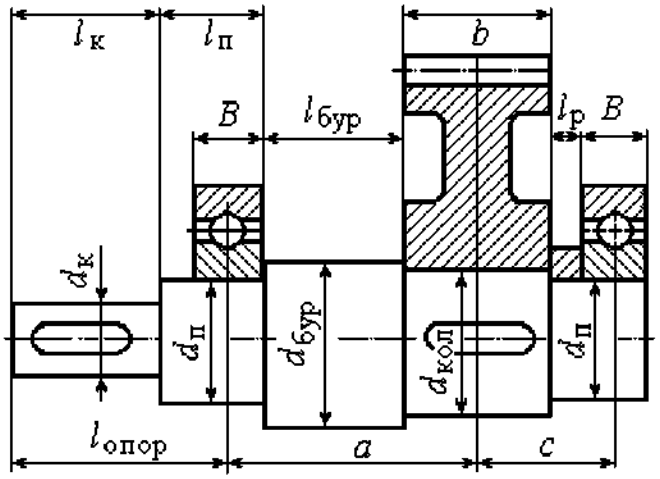
По результатам расчётов составить пояснительную записку на листах формата А4, оформленную в соответствии с правилами ЕСКД.

Построение планов механизма, скоростей, ускорений и «жёсткого рычага» выполнить на листе формата А1.

Вариант задания № 1. Инерционный конвейер

Схемы механизма инерционного конвейера и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 1





Инерционный конвейер состоит из кривошипа 1 шатуна 2, коромысла 3, шатуна 4 и рештака (ползуна) 5. Центр масс кривошипа расположен на оси вращения в точке O_1, а центры масс остальных звеньев – посередине их длин. Сила сопротивления движению рештака постоянна и равна $F_р$. Рабочий ход слева – направо. На холостом ходу сила сопротивления составляет 10 % от номинальной.

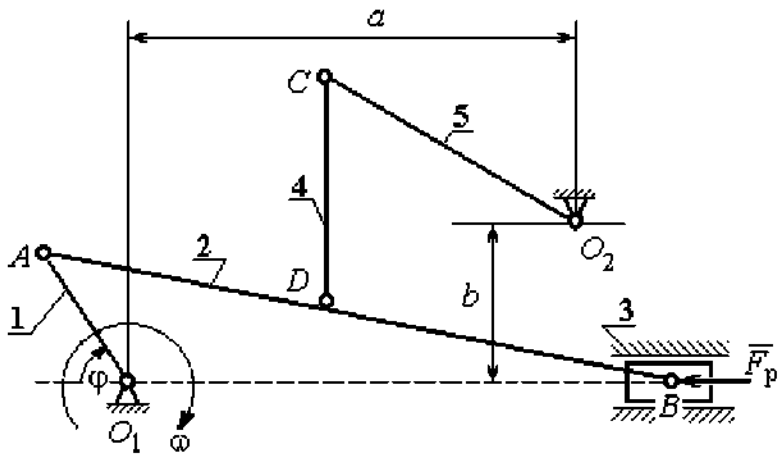
Ведомый вал редуктора привода кривошипа инерционного конвейера имеет несимметричное правое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

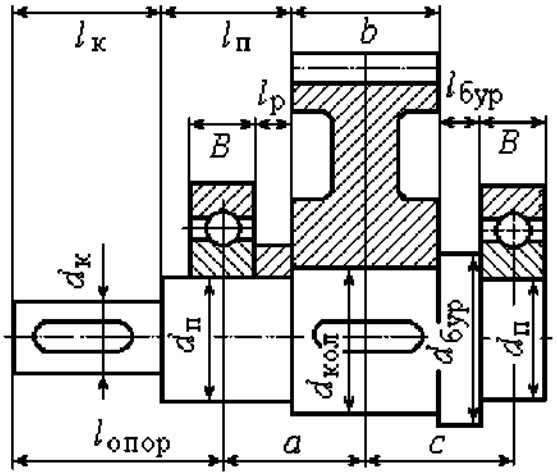
Варианты исходных данных механизма инерционного конвейера для варианта задания № 1

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,2	0,2	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,24	0,25
	AB	0,8	0,8	0,11	0,11	0,29	0,23	0,11	0,11	0,92	1,06
	O_2B	1,0	1,0	0,12	0,12	0,25	0,25	0,12	0,12	0,84	0,87
	O_2C	1,2	1,2	0,1	0,12	0,15	0,25	0,15	0,12	0,9	0,5
	CD	1,2	1,2	0,25	0,25	0,3	0,4	0,4	0,3	1,45	0,65
	a	0,9	0,9	0,06	0,04	0,15	0,35	0,04	0,07	0,8	0,8
	b	0,7	0,7	0,04	0,06	0,05	0,11	0,06	0,02	0,6	0,6
Угол поворота кривошипа, град	φ	45	30	290	235	120	115	140	50	300	150
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	190	95	200	180	150	170	250	190	100	120
Массы звеньев механизма, кг	m_2	80	8	15	18	38	24	16	20	37	32
	m_3	100	10	18	25	23	30	28	25	22	17
	m_4	60	6	25	25	30	40	40	30	36	31
	m_5	100	10	100	70	80	90	90	60	73	62
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м^2	J_1	0,5	0,5	0,2	0,1	0,1	0,09	0,18	0,09	0,3	0,21
	J_2	1,0	1,0	0,1	0,2	0,3	0,2	0,08	0,2	4,1	3,1
	J_3	0,8	0,8	0,4	0,8	0,18	0,2	0,6	0,5	2,7	2,9
	J_4	0,6	0,6	1,2	1,0	1,03	1,4	1,4	1,05	1,6	1,1
Сила сопротивления, кН	$F_р$	10,0	2,25	3,0	2,5	1,5	1,6	3,0	1,8	4,6	3,6
Передаточное число редуктора	u	5,6	6,3	4,1	4,0	4,5	3,5	6,0	3,1	6,3	8,0
Предел прочности материала вала, МПа	$\sigma_В$	650	750	750	800	850	750	650	800	750	700

Вариант задания № 2. Плунжерный питатель с грохотом

Схемы механизма плунжерного питателя с грохотом и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 2





Плунжерный питатель с грохотом состоит из кривошипа 1, шатунов 2 и 4, сита грохота 5, плунжера 3. Центр тяжести кривошипа расположен на оси вращения O_1, центры тяжести остальных звеньев находятся в их середине. Сила сопротивления движению плунжера 3 сохраняет постоянное значение $F_р$ на протяжении всего рабочего хода (рабочий ход слева – направо). На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

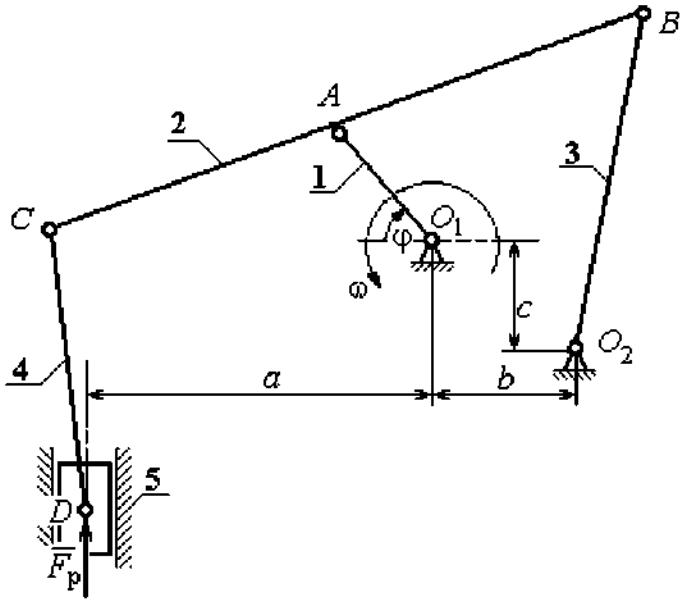
Ведомый вал редуктора привода кривошипа плунжерного питателя имеет симметричное расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

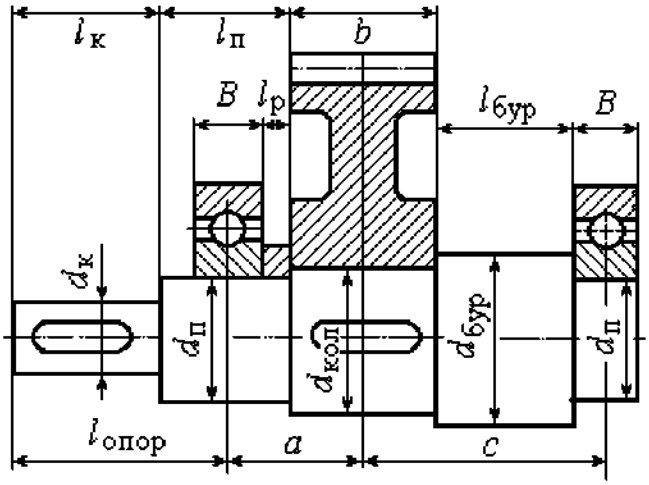
Варианты исходных данных механизма плунжерного питателя с грохотом для варианта задания № 2

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,8	0,05	0,06	0,08	0,06	0,08	0,08	0,06	0,1	0,1
	AB	0,5	0,5	0,4	0,5	0,4	0,5	0,5	0,4	0,6	0,5
	DB	0,4	0,3	0,3	0,35	0,3	0,25	0,25	0,3	0,43	0,33
	O_2C	0,4	0,27	0,19	0,3	0,24	0,25	0,22	0,24	0,31	0,21
	CD	0,12	0,09	0,2	0,2	0,2	0,13	0,14	0,2	0,16	0,16
	a	0,57	0,45	0,4	0,57	0,45	0,5	0,45	0,45	0,5	0,4
	b	0,12	0,02	0,12	0,12	0,12	0,05	0,05	0,13	0,13	0,13
Угол поворота кривошипа, град	φ	60	56	58	55	55	58	57	65	60	70
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	150	30	210	150	160	140	130	160	130	120
Массы звеньев механизма, кг	m_2	42	38	35	36	31	35	36	31	40	40
	m_3	8	12	8	10	12	8	10	12	10	12
	m_4	16	9	16	18	20	13	14	20	16	16
	m_5	40	27	35	30	24	25	22	24	31	21
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м^2	J_1	0,08	0,09	0,08	0,1	0,07	0,07	0,08	0,07	0,1	0,1
	J_2	1,3	1,2	1,1	1,1	1,0	1,1	1,1	1,0	1,2	1,2
	J_4	0,5	0,3	0,5	0,6	0,6	0,4	0,5	0,6	0,4	0,5
	J_5	1,2	0,9	1,1	0,9	0,8	0,8	0,7	0,8	1,0	0,6
Сила сопротивления, кН	F_p	100	90	980	80	80	80	700	80	100	60
Передаточное число редуктора	u	6,8	6,0	7,0	6,3	5,0	4,8	2,8	3,5	4,0	4,5
Предел прочности материала вала, МПа	σ_B	750	700	650	800	850	650	750	700	800	850

Вариант задания № 3. Поршневой насос

Схемы механизма поршневого насоса и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 3





Механизм **поршневого насоса** состоит из кривошипа 1, шатунов 2 – 4 и ползуна (поршня) 5. Рабочий ход поршня сверху – вниз. Центры масс звеньев2 – 4 находятся посредине их длин, звена 1 – в точке O_1, звена 5 – в точке D. Сила сопротивления движению поршня 5 сохраняет постоянное значение $F_р$ на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

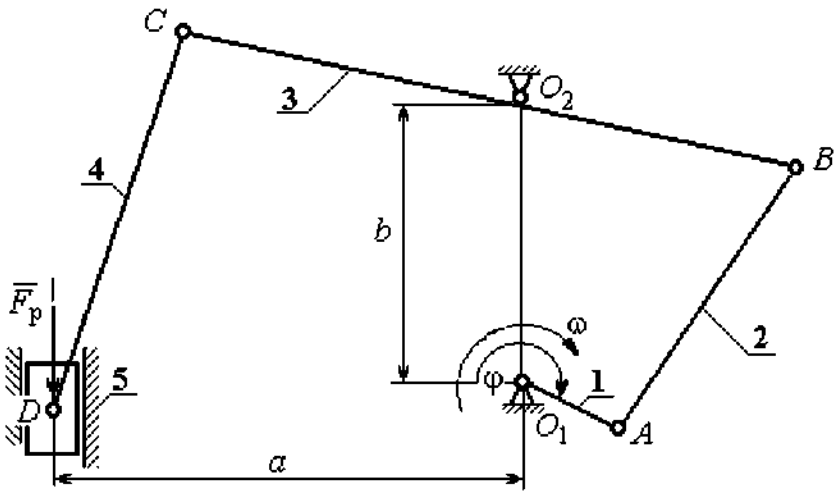
Ведомый вал редуктора привода кривошипа поршневого насоса имеет несимметричное левое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

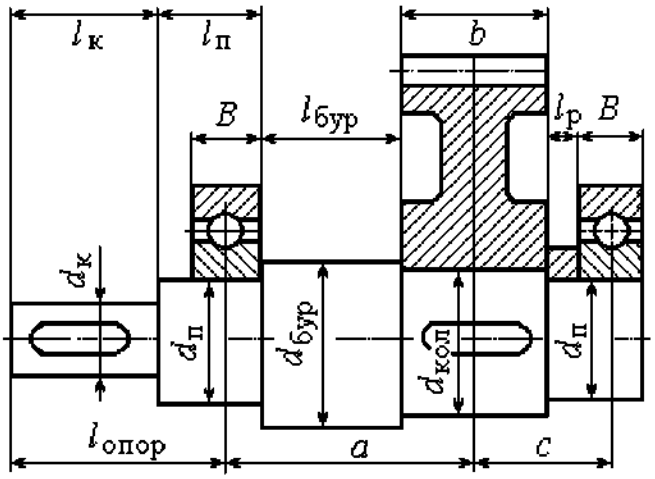
Варианты исходных данных механизма поршневого насоса для варианта задания № 3

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,16	0,13	0,16	0,18	0,11	0,18	0,13	0,12	0,18	0,1
	AB	0,56	0,5	0,52	0,6	0,6	0,56	0,47	0,45	0,56	0,42
	AC	0,38	0,35	0,4	0,4	0,3	0,42	0,35	0,3	0,42	0,3
	O_2B	0,55	0,5	0,55	0,55	0,45	0,55	0,5	0,48	0,55	0,45
	CD	0,6	0,55	0,6	0,55	0,45	0,6	0,55	0,5	0,6	0,45
	c	0,5	0,3	0,32	0,35	0,25	0,5	0,4	0,3	0,5	0,2
	a	0,5	0,45	0,45	0,3	0,3	0,5	0,28	0,4	0,5	0,35
	b	0,3	0,35	0,32	0,3	0,25	0,38	0,28	0,3	0,38	0,2
Угол поворота кривошипа, град	φ	60	56	45	60	65	65	23	65	60	63
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	140	70	130	160	80	110	90	55	110	50
Массы звеньев механизма, кг	m_2	28	28	30	30	26	30	25	25	30	26
	m_3	25	20	25	25	18	25	28	20	25	18
	m_4	28	25	28	30	20	28	36	22	25	20
	m_5	38	32	25	40	34	28	45	26	28	22
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м^2	J_1	0,15	0,11	0,18	0,2	0,1	0,2	0,13	0,1	0,15	0,1
	J_2	0,92	0,7	0,83	1,08	0,72	0,8	0,95	0,6	0,85	0,72
	J_3	0,75	0,63	1,05	0,8	0,62	1,15	0,72	0,65	1,1	0,86
	J_4	1,15	0,93	1,2	1,05	0,95	1,15	1,1	0,9	1,15	1,0
Сила сопротивления, кН	$F_р$	1,2	1,4	1,5	20,4	0,8	2,2	1,4	1,7	2,2	0,8
Передаточное число редуктора	u	3,1	4,4	5,8	6,2	7,3	3,2	4,5	5,2	6,3	7,2
Предел прочности материала вала, МПа	$\sigma_В$	680	780	880	820	730	560	580	630	680	720

Вариант задания № 4. Глубинный насос

Схемы механизма глубинного насоса и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 4





Механизм **глубинного насоса** состоит из кривошипа 1 шатунов 2 и 4, коромысла 3 и ползуна (поршня) 5. Рабочий ход поршня снизу – вверх. Центры масс звеньев 2 – 4 находятся посредине их длин, звена 1 – в точке O_1, звена 5 – в точке D. Сила сопротивления движению поршня 5 сохраняет постоянное значение $F_р$ на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

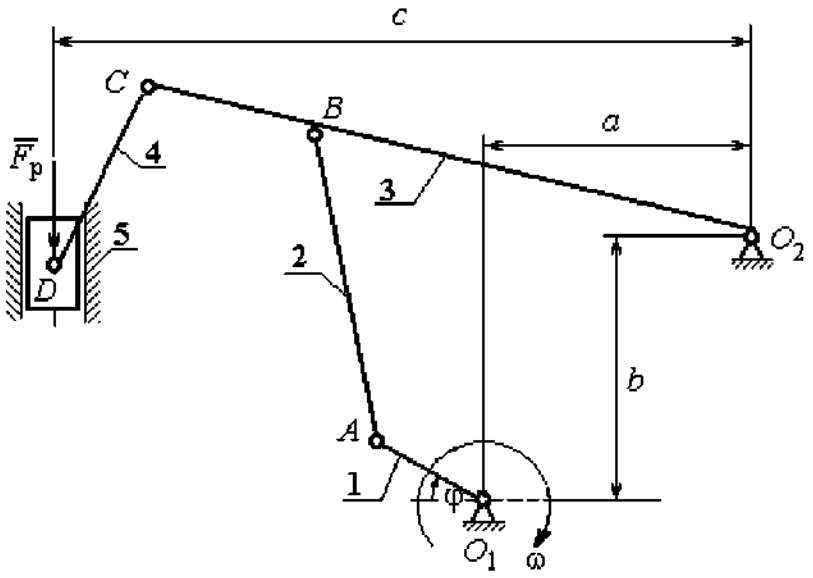
Ведомый вал редуктора привода кривошипа глубинного насоса имеет несимметричное правое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

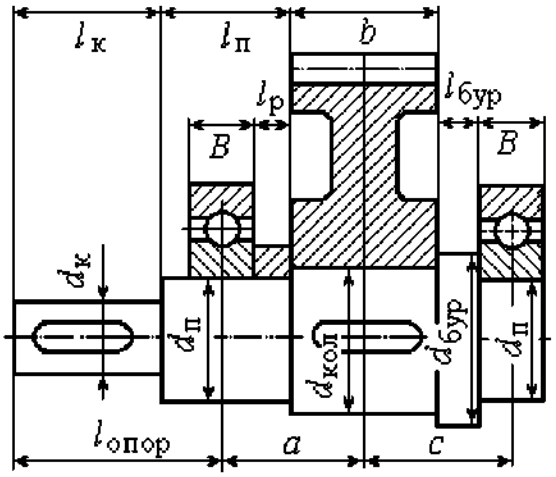
Варианты исходных данных механизма глубинного насоса для варианта задания № 4

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,09	0,11	0,15	0,1	0,12	0,17	0,13	0,14	0,16	0,95
	AB	0,6	0,72	0,7	0,7	0,7	0,55	0,8	0,70	0,65	0,9
	O_2B	0,38	0,47	0,5	0,4	0,5	0,5	0,6	0,8	0,7	0,8
	O_2C	0,2	0,7	0,5	0,45	0,35	0,5	0,5	0,55	0,75	0,6
	CD	0,6	0,8	0,85	0,6	0,65	0,8	1,5	1,55	1,75	1,6
	a	0,45	0,43	0,5	0,36	0,5	0,5	0,5	0,6	0,7	0,65
	b	0,46	0,63	0,6	0,45	0,66	0,6	0,5	0,55	0,7	0,8
Угол поворота кривошипа, град	φ	180	210	0	165	150	253	30	45	60	120
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	140	130	180	70	150	200	100	110	160	190
Массы звеньев механизма, кг	m_2	38	24	14	22	27	20	23	26	29	30
	m_3	35	52	34	40	47	40	33	37	41	44
	m_4	33	30	36	28	34	40	43	47	49	51
	m_5	35	36	20	32	30	20	44	49	51	60
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м^2	J_1	0,22	0,1	0,14	0,2	0,1	0,15	0,1	0,2	0,3	0,4
	J_2	1,1	0,83	0,5	1,2	0,9	0,75	0,8	0,9	0,6	0,4
	J_3	3,5	4,9	2,5	4	4,1	4,3	2,1	2,5	2,7	3,0
	J_4	2,1	2,0	2,3	1,6	2,2	2,4	3,0	3,5	3,9	4,4
Сила сопротивления, кН	F_p	3,0	1,26	1,44	1,68	2,17	2,16	3,0	4,8	5,1	6,1
Передаточное число редуктора	u	3,5	6,0	3,1	6,3	8,0	3,2	2,0	5,6	4,0	5,2
Предел прочности материала вала, МПа	σ_B	750	650	800	750	700	800	680	720	770	810

Вариант задания № 5. Вытяжной пресс

Схемы механизма вытяжного пресса и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 5





Механизм вытяжного **пресса** состоит из кривошипа 1, шатунов 2 – 4 и ползуна (поршня) 5. Рабочий ход поршня снизу – вверх. Центры масс звеньев 2 –4 находятся посредине их длин, звена 1 – в точке O_1, звена 5 – в точке D. Сила сопротивления движению поршня 5 сохраняет постоянное значение $F_р$ на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

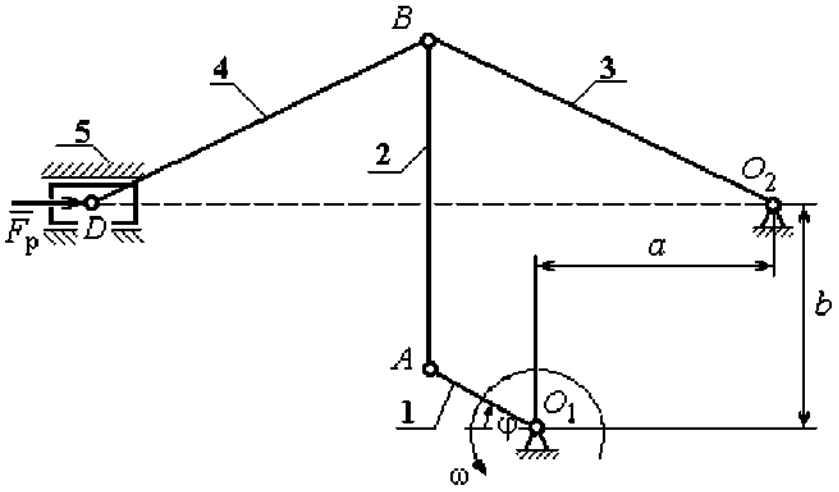
Ведомый вал редуктора привода кривошипа вытяжного пресса имеет симметричное расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

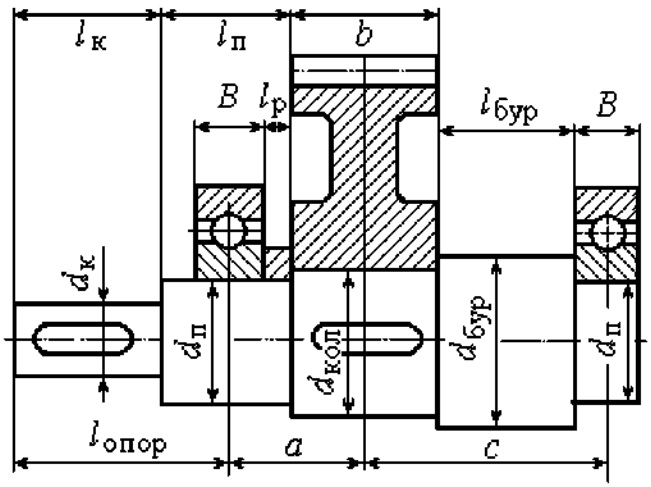
Варианты исходных данных механизма вытяжного пресса для варианта задания № 5

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,1	0,09	0,09	0,09	0,08	0,1	0,07	0,1	0,11	0,08
	AB	0,32	0,45	0,36	0,38	0,4	0,42	0,46	0,48	0,5	0,52
	O_2B	0,3	0,6	0,5	0,42	0,51	0,6	0,62	0,46	0,45	0,5
	O_2C	0,42	0,9	0,7	0,6	0,7	0,85	0,8	0,66	0,65	0,7
	CD	0,11	0,3	0,4	0,6	0,5	0,8	0,9	0,35	0,49	0,5
	a	0,16	0,35	0,45	0,44	0,56	0,62	0,6	0,64	0,68	0,66
	b	0,29	0,3	0,4	0,41	0,46	0,5	0,51	0,55	0,6	0,6
	c	0,41	0,7	0,6	0,56	0,65	0,75	0,8	0,62	0,6	0,65
Угол поворота кривошипа, град	φ	30	60	120	150	210	240	300	330	25	45
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	40	65	50	55	60	165	70	75	285	150
Массы звеньев механизма, кг	m_2	30	7	8	9	10	12	11	14	12	11
	m_3	40	12	10	10	8	10	8	7	14	10
	m_4	15	5	6	4	7	8	9	6	4	5
	m_5	20	30	33	35	37	30	37	35	40	42
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м^2	J_1	0,5	2,0	2,4	2,4	2,6	2,5	2,2	2,0	2,2	2,2
	J_2	0,2	0,10	0,20	0,21	0,24	0,28	0,29	0,31	0,33	0,35
	J_3	0,3	0,20	0,3	0,35	0,4	0,45	0,5	0,55	0,6	0,65
	J_4	0,1	0,10	0,12	0,14	0,16	0,18	0,2	0,22	0,24	0,26
Сила сопротивления, кН	$F_р$	36	36	40	41	39	37	34	32	36	42
Передаточное число редуктора	u	3,1	4,4	5,8	6,2	7,3	6,8	6,0	7,0	6,3	5,0
Предел прочности материала вала, МПа	$\sigma_В$	680	780	880	820	730	750	700	650	800	850

Вариант задания № 6. Гайковырубной автомат

Схемы механизма гайковырубного автомата и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 6





Механизм гайковырубного **автомата** состоит из кривошипа 1, шатунов 2, 4, коромысла 3 и ползуна (поршня) 5. Рабочий ход поршня слева – направо. Центры масс звеньев 2 – 4 находятся посредине их длин, кривошипа 1 – в точке O_1, звена 5 – в точке D. Сила сопротивления движению поршня 5 сохраняет постоянное значение $F_р$ на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

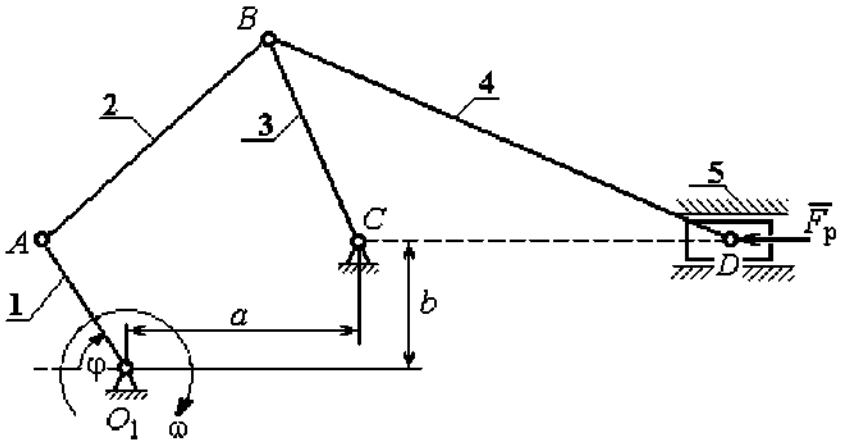
Ведомый вал редуктора привода кривошипа гайковырубного автомата имеет несимметричное левое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

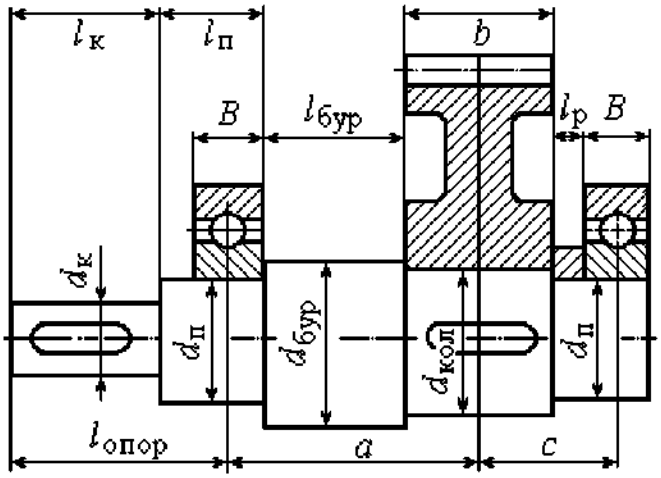
Варианты исходных данных механизма гайковырубного автомата для варианта задания № 6

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,09	0,11	0,1	0,12	0,08	0,11	0,12	0,1	0,1	0,12
	AB	0,43	0,41	0,48	0,43	0,38	0,48	0,44	0,44	0,37	0,52
	O_2B	0,25	0,29	0,28	0,3	0,22	0,28	0,31	0,26	0,26	0,31
	BD	0,25	0,29	0,28	0,3	0,22	0,28	0,31	0,26	0,26	0,31
	a	0,24	0,27	0,27	0,29	0,21	0,27	0,3	0,25	0,25	0,29
	b	0,45	0,43	0,5	0,45	0,4	0,5	0,47	0,39	0,39	0,55
Угол поворота кривошипа, град	φ	30	45	60	120	150	210	240	300	305	25
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	100	45	50	55	60	65	70	75	80	90
Массы звеньев механизма, кг	m_2	11	10	12	10	9	12	11	11	9	13
	m_3	15	17	16	20	13	18	19	16	16	18
	m_4	15	17	16	20	13	18	19	16	16	18
	m_5	60	62	56	70	46	65	67	57	58	63
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м^2	J_1	1,2	1,4	1,6	1,0	0,9	1,5	1,3	1,1	1,0	1,3
	J_2	0,2	0,17	0,28	0,18	0,13	0,28	0,21	0,21	0,12	0,35
	J_3	0,09	0,14	0,12	0,18	0,08	0,14	0,18	0,11	0,11	0,17
	J_4	0,09	0,14	0,12	0,18	0,08	0,14	0,18	0,11	0,11	0,17
Сила сопротивления, кН	$F_р$	60	65	70	58	55	52	53	54	60	70
Передаточное число редуктора	u	5,6	2,8	3,5	5,1	6,3	3,2	4,6	5,9	6,0	3,4
Предел прочности материала вала, МПа	$\sigma_В$	750	650	700	800	640	600	620	680	710	800

Вариант задания № 7. Качающийся конвейер

Схемы механизма качающегося конвейера и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 7





Механизм качающегося **конвейера** состоит из кривошипа 1, шатунов 2, 4, коромысла 3 и ползуна (поршня) 5. Рабочий ход поршня слева – направо. Центры масс звеньев 2 – 4 находятся посредине их длин, кривошипа 1 – в точке O_1, звена 5 – в точке D. Сила сопротивления движению поршня 5 сохраняет постоянное значение $F_р$ на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

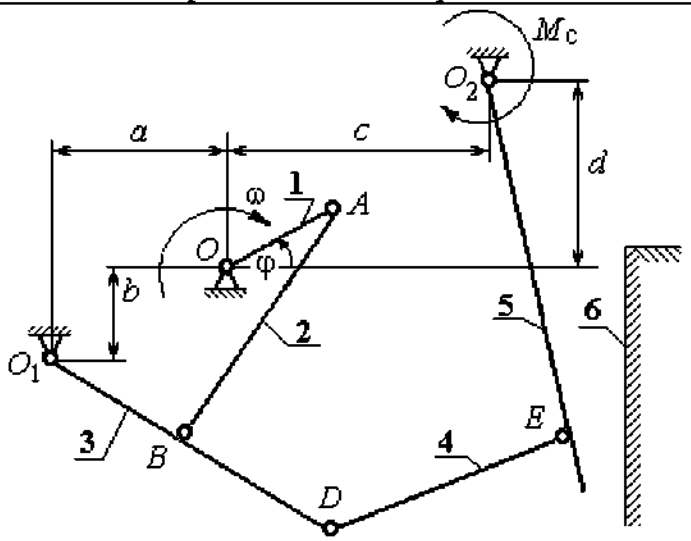
Ведомый вал редуктора привода кривошипа качающегося конвейера имеет несимметричное правое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

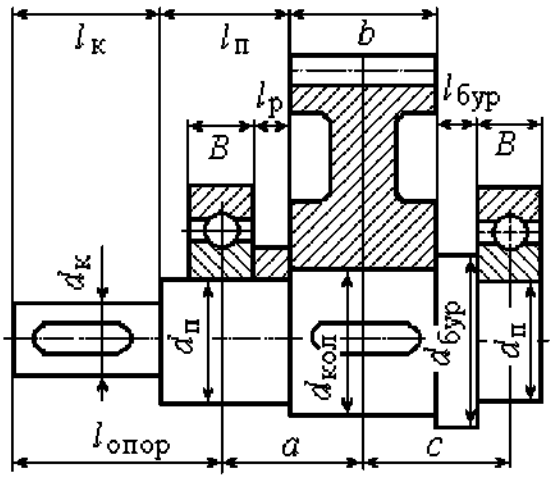
Варианты исходных данных механизма качающегося конвейера для варианта задания № 7

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,1	0,09	0,1	0,11	0,12	0,14	0,1	0,12	0,14	0,12
	AB	0,38	0,38	0,46	0,42	0,46	0,28	0,45	0,55	0,53	0,45
	BC	0,32	0,3	0,33	0,35	0,39	0,35	0,4	0,4	0,45	0,38
	BD	1,3	1,4	1,5	1,4	1,5	1,6	1,5	1,5	1,6	1,5
	a	0,29	0,3	0,34	0,32	0,33	0,32	0,35	0,41	0,4	0,35
	b	0,05	0,06	0,06	0,05	0,06	0,04	0,05	0,07	0,07	0,06
Угол поворота кривошипа, град	φ	25	45	60	115	135	150	210	245	290	300
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	80	60	68	73	70	63	63	79	74	50
Массы звеньев механизма, кг	m_2	20	20	21	20	20	25	20	22	25	20
	m_3	90	80	90	100	85	100	90	95	100	90
	m_4	400	400	450	500	500	500	400	450	500	450
	m_5	900	800	900	900	950	900	950	800	900	950
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м^2	J_1	1,0	1,0	1,1	1,0	1,2	1,4	1,0	1,2	1,4	1,2
	J_2	1,0	1,0	1,1	1,0	1,2	1,4	1,0	1,2	1,4	1,2
	J_3	0,4	0,4	0,6	0,5	0,5	0,6	0,4	0,5	0,6	0,5
	J_4	40	40	42	35	40	38	42	45	35	45
Сила сопротивления, кН	$F_р$	4,0	5,0	6,0	7,0	8,0	9,0	10,0	11,0	12,0	13,0
Передаточное число редуктора	u	3,2	4,5	5,2	6,3	7,2	3,5	6,0	3,1	6,3	8,0
Предел прочности материала вала, МПа	$\sigma_В$	560	580	630	680	720	750	800	800	750	700

Вариант задания № 8. Щековая дробилка

Схемы механизма щековой дробилки и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 8





Механизм щековой **дробилки** состоит из кривошипа 1, шатуна 2,коромысла 3, тяги 4, подвижной щеки 5 и неподвижной щеки 6. Рабочий ход подвижной щеки слева – направо. Центр масс кривошипа 1 – в точке O_1. У остальных звеньев 2 – 5 центры масс находятся посредине их длин. Момент сил сопротивления движению подвижной щеки 5 сохраняет постоянное значение M_C на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу щеки момент сил сопротивления постоянный и составляет 10 % от номинального.

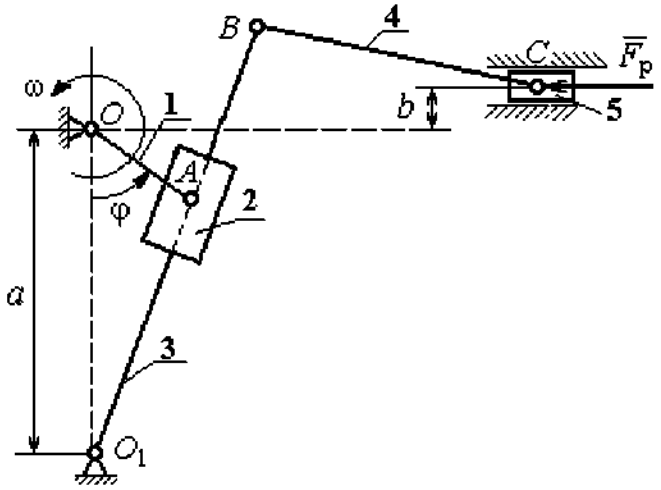
Ведомый вал редуктора привода кривошипа щековой дробилки имеет симметричное расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

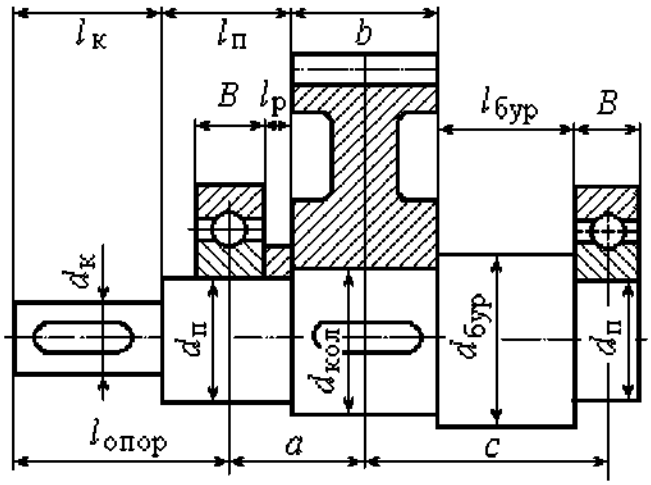
Варианты исходных данных механизма щековой дробилки для варианта задания № 8

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	OA	0,11	0,1	0,15	0,07	0,15	0,08	0,1	0,15	0,12	0,07
	AB	0,8	0,9	0,75	0,6	0,9	0,7	0,45	0,9	0,8	0,65
	O_1B	0,45	0,5	0,6	0,3	0,6	0,6	0,5	0,6	0,6	0,3
	BD	0,2	0,15	0,2	0,3	0,1	0,15	0,25	0,15	0,2	0,2
	O_2E	0,8	0,85	1,2	0,9	1,15	1,0	0,8	1,2	1,0	0,75
	DE	0,6	0,55	0,6	0,4	0,7	0,35	0,3	0,65	0,3	0,45
	a	0,45	0,5	0,4	0,3	0,3	0,4	0,5	0,4	0,4	0,3
	b	0,55	0,6	0,5	0,4	0,5	1,0	0,5	0,5	1,0	0,4
	c	0,4	0,35	0,6	0,3	0,6	0,4	0,25	0,6	0,5	0,3
	d	0,12	0,15	0,3	0,4	0	0,2	0,2	0	0,1	0,2
Угол поворота кривошипа, град	φ	20	30	45	60	115	145	215	240	295	330
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	160	190	150	250	170	200	200	140	240	240
Массы звеньев механизма, кг	m_2	55	50	45	40	48	40	35	55	50	40
	m_3	30	25	30	15	30	30	25	30	35	30
	m_4	30	27	30	20	35	18	15	33	15	22
	m_5	90	85	120	110	100	80	120	100	75	100
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м^2	J_1	0,23	0,25	0,35	0,2	0,3	0,2	0,25	0,35	0,2	0,24
	J_2	0,8	4,0	3,4	1,6	3,9	1,9	0,7	4,5	3,2	1,7
	J_3	0,9	0,6	1,1	0,14	1,1	1,1	0,5	1,1	0,26	0,14
	J_4	0,9	0,82	1,0	0,32	1,7	0,22	0,14	1,4	0,15	0,45
	J_5	6,3	6,1	17,3	7,3	14,5	10,0	5,1	17,3	10,0	4,2
Момент сил сопротивления, кН·м	M_C	4	8	30	9	20	10	7	35	2	15
Передаточное число редуктора	u	5,6	3,8	4,7	6,3	4,0	4,5	4,8	2,8	3,5	4,0
Предел прочности материала вала, МПа	σ_B	670	710	820	630	750	700	650	740	720	810

Вариант задания № 9. Кулисный конвейер

Схемы механизма кулисного конвейера и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 9





Механизм кулисного **конвейера** состоит из кривошипа 1, ползуна 2, кулисы 3, шатуна 4 и ползуна (поршня) 5. Рабочий ход поршня слева – направо. Центры масс звеньев 3, 4 находятся посредине их длин, кривошипа 1 – в точке O, ползуна 2 – в точке A, звена 5 – в точке C. Сила сопротивления движению поршня 5 сохраняет постоянное значение $F_р$ на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

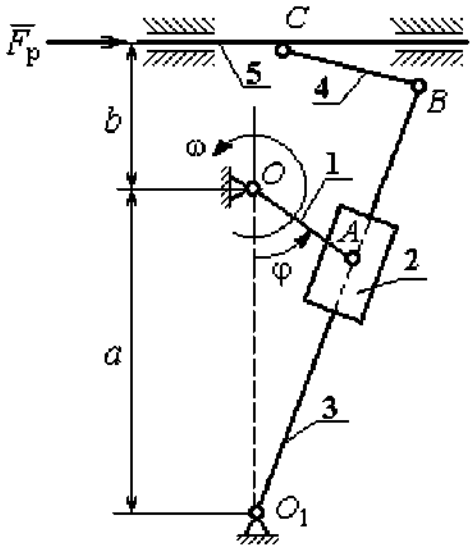
Ведомый вал редуктора привода кривошипа кулисного конвейера имеет несимметричное левое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

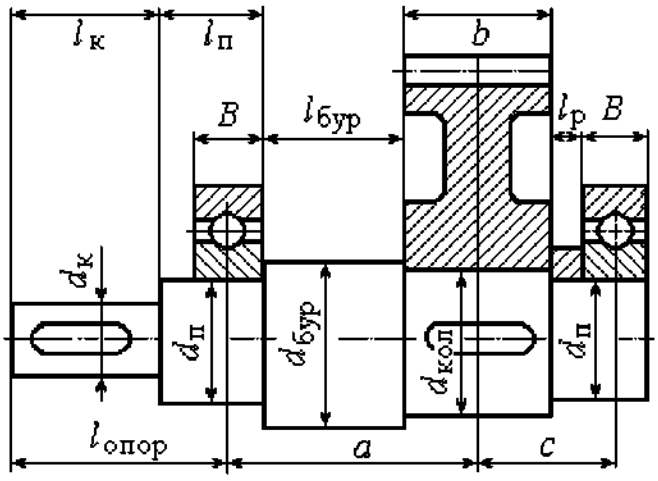
Варианты исходных данных механизма кулисного конвейера для варианта задания № 9

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	OA	0,17	0,08	0,1	0,12	0,0,9	0,11	0,13	0,14	0,15	0,16
	O_1B	1,5	0,8	1,0	1,2	0,9	1,1	1,3	1,4	1,25	1,45
	BC	2,1	1,8	1,9	2,0	1,75	1,65	1,45	1,5	1,85	1,95
	a	0,9	0,6	0,8	0,9	0,6	0,6	0,7	1,0	0,95	1,1
	b	0,28	0,05	0,07	0,08	0,09	0,1	0,055	0,065	0,06	0,065
Угол поворота кривошипа, град	φ	300	20	30	45	60	110	120	150	210	240
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	190	100	110	120	130	140	150	160	170	180
Массы звеньев механизма, кг	m_2	14	5	6	7	8	9	10	11	12	13
	m_3	28	10	12	14	16	18	20	22	24	26
	m_4	32	14	16	18	20	22	24	26	28	30
	m_5	280	100	120	140	160	180	200	220	240	260
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м^2	J_1	3,0	1	2	3	4	4,5	3,6	4,7	2,8	2,9
	J_2	0,65	0,6	0,4	0,3	0,5	0,7	0,8	0,35	0,45	0,55
	J_3	6,0	1,5	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0	4,5	5,0	5,5
	J_4	1,5	2,0	2,5	3,5	4,5	5,0	3,0	4,0	6,0	6,5
Сила сопротивления, кН	$F_р$	14	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Передаточное число редуктора	u	3,2	4,5	5,2	6,3	7,2	3,5	6,0	3,1	6,3	7,3
Предел прочности материала вала, МПа	$\sigma_В$	560	520	680	650	730	750	820	800	740	700

Вариант задания № 10. Строгальный станок

Схемы механизма кулисного конвейера и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 10





Механизм строгального **станка** состоит из кривошипа 1, ползуна 2, кулисы 3, шатуна 4 и резца (вместе с суппортом) 5. Рабочий ход резца справа – налево. Центры масс звеньев 3, 4 находятся посредине их длин, кривошипа 1 – в точке O, ползуна 2 – в точке A, резца 5 – в точке C. Сила сопротивления движению резцу 5 сохраняет постоянное значение $F_р$ на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

Ведомый вал редуктора привода кривошипа кулисного конвейера имеет несимметричное правое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

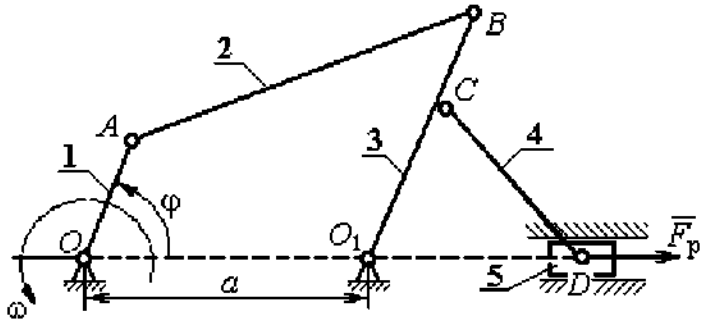
Варианты исходных данных механизма кулисного конвейера для варианта задания № 10

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	OA	0,06	0,07	0,08	0,09	0,1	0,11	0,12	0,13	0,14	0,15
	O_1B	1,35	1,45	1,6	1,6	1,8	1,55	1,45	1,75	1,45	1,4
	BC	0,5	0,6	0,7	0,8	0,45	0,35	0,55	0,65	0,75	0,8
	a	0,8	0,85	0,9	0,95	1,05	0,75	0,65	0,85	1,1	1,2
	b	0,7	0,8	0,85	0,9	0,95	0,95	0,95	1,05	0,6	0,5
Угол поворота кривошипа, град	φ	20	35	60	75	120	150	210	240	295	330
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	120	130	140	150	160	170	180	190	110	100
Массы звеньев механизма, кг	m_2	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
	m_3	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21
	m_4	6	7	8	9	10	11	12	13	14	5
	m_5	25	28	30	32	35	37	40	43	45	49
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м^2	J_1	1	1,2	1,3	1,4	1,6	1,8	1,9	2,1	2,2	2,3
	J_2	0,2	0,25	0,3	0,35	0,1	0,15	0,18	0,22	0,26	0,32
	J_3	3	3,5	4	4,5	5	5,5	6	6,5	7	7,5
	J_4	1,1	1,3	1,5	1,6	1,7	1,8	1,9	2,1	2,2	2,3
Сила сопротивления, кН	$F_р$	6	5	4	4,5	5,5	6,5	7,5	8,5	9,5	10
Передаточное число редуктора	u	2	3,1	4	5	6,3	7,1	4,5	5,6	3,3	3,9
Предел прочности материала вала, МПа	$\sigma_В$	650	700	750	800	850	900	670	770	870	600

ПРИМЕР ВЫПОЛНЕНИЯ РАСЧЕТНО-ГРАФИЧЕСКОЙ РАБОТЫ

Рассмотрим последовательность выполнения расчетно-графической работы на примере условной схемы пятизвенного плоского механизма с симметричной компоновкой узла ведомого вала кривошипа (рис. 1).

Пятизвенный механизм



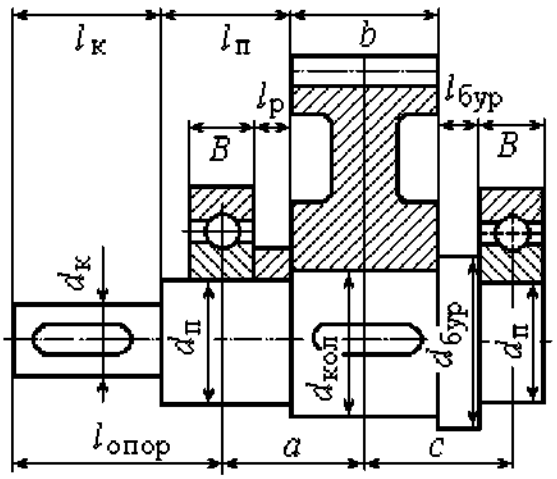


Рис. 1. Схемы пятизвенного механизма и компоновки узла ведомого вала кривошипа

Механизм состоит из кривошипа 1, шатуна 2, коромысла 3, шатуна 4 и ползуна 5. Центр масс кривошипа расположен на оси вращения, в точке *O*, центры масс звеньев 2 – 4 – посередине их длин, центр масс звена 5 – в точке *D*. Рабочий ход ползуна справа – налево. Сила сопротивления движению ползуна на

протяжении рабочего хода равна $F_р$. На холостом ходу сила сопротивления составляет 10 % от номинального значения.

Ведомый вал редуктора привода кривошипа механизма имеет симметричное расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

Данные для кинематического и динамического расчета механизма приведены в табл. 1 – 2.

Таблица 1

Кинематические характеристики механизма

Размеры звеньев механизма						Угол поворота кривошипа, φ, град	Частота вращения кривошипа, n, об/мин
a, м	OA, м	AB, м	O_1C, м	BC, м	CD, м		
0,4	0,1	0,4	0,15	0,15	0,5	90	95,5

Таблица 2

Параметры динамического расчёта

Массы звеньев, кг					Моменты инерции звеньев, кг·м^2				Сила полезного сопротивления, кН	Передаточное число редуктора	Предел прочности материала вала, МПа
m_1	m_2	m_3	m_4	m_5	J_{01}	J_{S2}	J_{O_13}	J_{S4}	$F_р$	u	$\sigma_в$
5	40	30	50	10	1	2	1	3	16,045	5	640

1. Структурный и кинематический анализ механизма

Структурный анализ механизма

В рассматриваемом механизме (рис. 2, *а*) 5 подвижных звеньев и 7 кинематических пар:

– вращательная кинематическая пара O (рис. 2, *b*) низшего типа 5-го класса образуется неподвижной стойкой 6 и кривошипом 1;

– вращательная кинематическая пара A (рис. 2, c) низшего типа 5-го класса образуется кривошипом 1 и шатуном 2;

– вращательная кинематическая пара B (рис. 2, d) низшего типа 5-го класса образуется шатуном 2 и коромыслом 3;

– вращательная кинематическая пара O_1 (рис. 2, e) низшего типа 5-го класса образуется коромыслом 3 и стойкой 7;

– вращательная кинематическая пара C (рис. 2, f) низшего типа 5-го класса образуется коромыслом 3 и шатуном 4;

– вращательная кинематическая пара D (рис. 2, g) низшего типа 5-го класса образуется шатуном 4 и ползуном 5;

– поступательная кинематическая пара D_1 (рис. 2, h) низшего типа 5-го класса образуется ползуном 5 и стойкой 8.

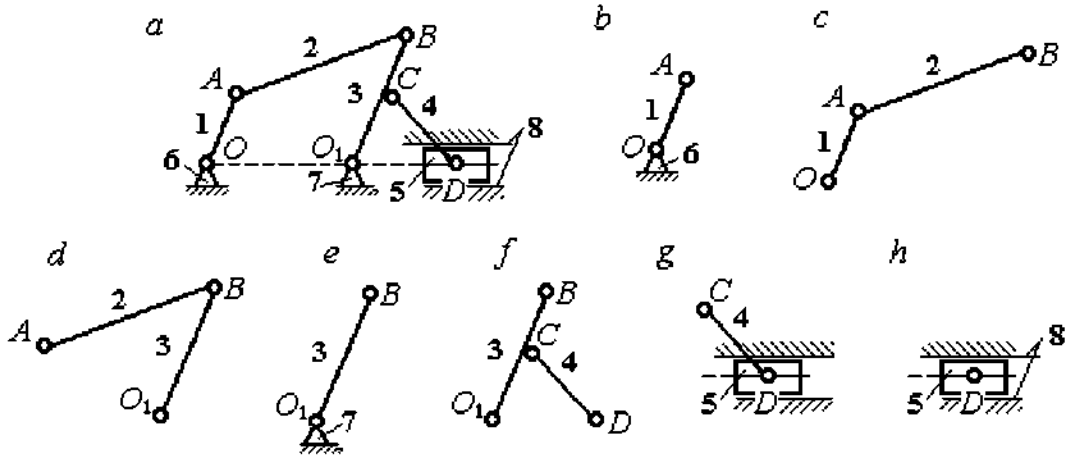


Рис. 2. Кинематические пары механизма:
a – схема механизма; b – h – звенья, составляющие кинематические пары

Высших кинематических пар в данном механизме нет, так как соединение всех звеньев осуществляется по поверхности. Кинематические пары и звенья, составляющие кинематические пары, показаны на рис. 2.

Степень подвижности плоского механизма определяется по формуле П. Л. Чебышева: $W = 3n - 2p_5 = 3 \cdot 5 - 2 \cdot 7 = 1$, где $n = 5$ – число подвижных звеньев механизма, $p_5 = 7$ – число кинематических пар 5-го класса. Следовательно, механизм имеет одно ведущее звено.

В рассматриваемом механизме можно выделить две группы Ассура и начальное звено (рис. 3):

– группа звеньев, состоящая из шатуна 4 и ползуна 5, является группой Ассура II класса, второго вида (ползун – поводок), рис. 3, *b*;

– группа звеньев, состоящая из коромысла 3 и шатуна 2, является группой Ассура II класса, первого вида (двухповодковая группа), рис. 3, *c*;

– кривошип 1 вместе со стойкой 6 образуют начальное звено или начальный механизм I класса, рис. 3, *d*.

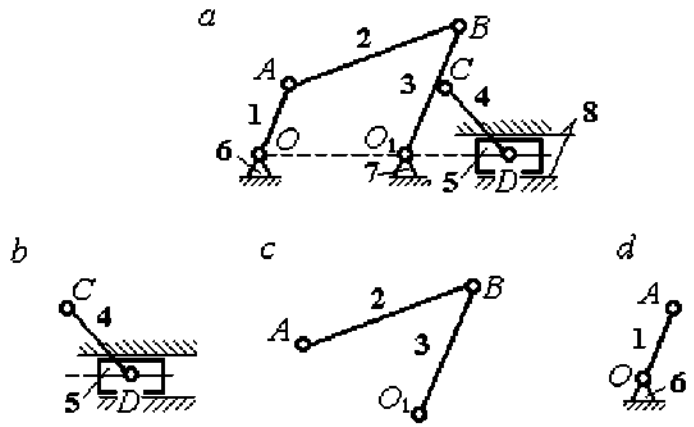


Рис. 3. Группы Ассура механизма:
a – схема механизма; *b*, *c* – группы Асура; *d* – начальное звено

Схема образования механизма группами Ассура:

$$(1) \rightarrow (2, 3) \rightarrow (4, 5).$$

К первому (ведущему) звену присоединяется группа Ассура, состоящая из звеньев 2 и 3, образуя раму, имеющую ту же степень подвижности, что и исходный механизм. К группе Ассура, состоящей из звеньев 2 и 3, присоединяется группа Ассура, состоящая из звеньев 4 и 5. При этом степень подвижности образованного механизма не увеличивается.

Представленный механизм включает начальный механизм I класса и две группы Ассура II класса, в результате чего является механизмом II класса.

Результаты структурного анализа механизма приводятся в табл. 3 – 4.

Таблица 3

Анализ кинематических пар

Обозначение кинематической пары	O	A	B	O_1	C	D	D_1
Звенья, образующие пару	1 – 6	1 – 2	2 – 3	3 – 7	3 – 4	4 – 5	5 – 8
Наименование пары	Вращательная, низшая						Поступательная, низшая
Класс пары	5 класс						

Таблица 4

Анализ групп Ассура

Группы Ассура	4 – 5	2 – 3	1
Наименование группы Ассура	Ползун-поводок	Двухповодковая	Начальное звено
Класс групп Ассура	II класс	II класс	I класс
Класс механизма	Механизм II класса		

Построение плана механизма

Построение плана механизма начинается с определения масштабного коэффициента длины. Выберем для плана механизма стандартный масштаб, например 1:4. Масштаб выбирается таким образом, чтобы длина самого большого звена механизма на чертеже не превышала 100 – 150 мм. При выбранном масштабе длина отрезка l_{CD}, изображающего на чертеже звено CD максимальной длины 0,5 м, составит: $l_{CD} = \frac{0{,}5}{4} = 0{,}125$ м = 125 мм и находится в пределах допустимых границ длин. Масштабный коэффициент длины рассчитывается как отношение $k_l = \frac{0{,}5}{125} = 0{,}004 \frac{\text{м}}{\text{мм}}$.

Определяем длины звеньев на чертеже с учётом масштабного коэффициента:

$$l_{OA} = \frac{OA}{k_l} = \frac{0{,}1}{0{,}004} = 25 \text{ мм}, \qquad l_{CD} = \frac{CD}{k_l} = \frac{0{,}5}{0{,}004} = 125 \text{ мм},$$

$$l_{AB} = \frac{AB}{k_l} = \frac{0{,}4}{0{,}004} = 100 \text{ мм}, \qquad l_a = \frac{a}{k_l} = \frac{0{,}4}{0{,}004} = 100 \text{ мм},$$

$$l_{O_1C} = \frac{O_1C}{k_l} = \frac{0{,}15}{0{,}004} = 37{,}5 \text{ мм}, \quad l_{BC} = \frac{BC}{k_l} = \frac{0{,}15}{0{,}004} = 37{,}5 \text{ мм}.$$

Порядок построения положения механизма таков:

1. Первоначально на чертеже фиксируем неподвижные точки O и O_1. Поставим на свободном поле чертежа точку O_1, затем, отложив расстояние a, поставим точку O_2.

2. Радиусом l_{OA} проведём окружность, по которой будет перемещаться точка A, лежащая на кривошипе. Установим заданное положение кривошипа под углом $\varphi = 90^\circ$ и получим положение точки A (начальное положение и направление отсчёта угла показано на схеме механизма).

3. Из точки A проводим дугу радиусом l_{AB}, затем из точки O_1 дугу радиусом $l_{O_1B} = l_{O_1C} + l_{CB}$. В точке пересечения ставим точку B. Прямая линия, соединяющая точки A и B, определяет положение шатуна 2.

4. Из точки C, находящейся на средине коромысла 3, проводим дугу окружности радиусом l_{DC} до пересечения её с продолжением линии OO_1. Точка пересечения D определяет положение ползуна 5.

План механизма в масштабе 1: 4 показан на рис. 4.

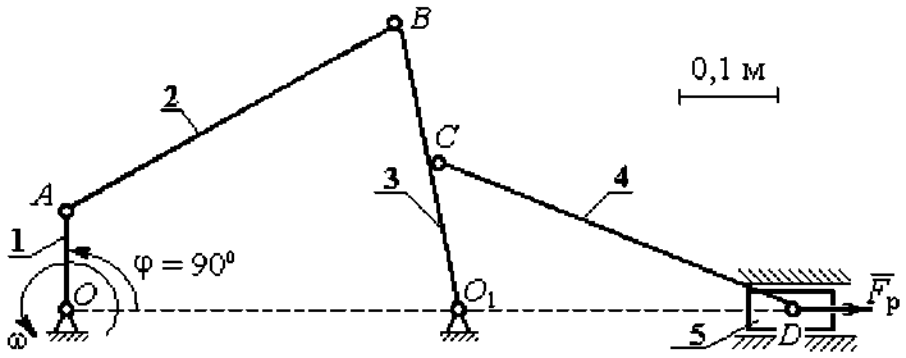


Рис. 4. План механизма в масштабе 1:4

Построение плана скоростей механизма

Построение начинаем с определения модуля скорости точки A ведущего звена 1 – кривошипа.

Вычисляем угловую скорость кривошипа ω, рад/с, по заданной его частоте вращения n, об/мин: $\omega = \frac{\pi \cdot n}{30} = \frac{3{,}14 \cdot 95{,}5}{30} = 10$ рад/с. Вычисляем модуль скорости точки A кривошипа: $V_A = \omega \cdot O_1A = 10 \cdot 0{,}1 = 1$ м/с. Длину вектора скорости $\vec{V}_A$ точки A на плане скоростей принимаем равной 100 мм. Вычисляем масштаб плана скоростей: $k_v = \frac{V_A}{100} = \frac{1}{100} = 0{,}01$ (мм/с)/м.

Точка B принадлежит как звену AB (шатун 2), совершающему плоскопараллельное движение, так и звену O_1B (коромысло 3), вращающемуся вокруг неподвижного центра O_1 (см. рис. 4). Скорость точки B звена AB, равна векторной сумме скорости полюса, например точки A, и скорости точки B во вращательном движении звена AB по отношении к полюсу. Тогда для определения скорости точки B имеем первое векторное равенство: $\vec{V}_B = \vec{V}_A + \vec{V}_{BA}$, где $\vec{V}_B$ – вектор скорости точки B; $\vec{V}_A$ – вектор скорости точки A, известный по величине и направлению; $\vec{V}_{BA}$ – вектор скорости точки B во вращательном движении звена AB по отношении к полюсу A. Известно, что вектор скорости $\vec{V}_{BA}$ перпендикулярен линии AB.

С другой стороны, в силу того, что точка B принадлежит звену O_1B, вращающемуся вокруг неподвижного центра O_1, скорость точки B может быть найдена из второго векторного равенства $\vec{V}_B = \vec{V}_{BO_1}$, где $\vec{V}_{BO_1}$ – вектор скорости точки B при вращении звена BO_1 вокруг центра O_1. Вектор $\vec{V}_{BO_1}$ (и, следовательно, вектор $\vec{V}_B$) перпендикулярен линии BO_1.

Проведём построение векторов на плане скоростей (рис. 5). Выберем в качестве полюса плана скоростей точку p_v, которую изображаем на поле чертежа в удобном для построения месте. Изобразим вектор скорости $\vec{V}_A$, направив его из

точки p_v. При заданном положении кривошипа вектор $\vec{V}_A$ на плане скоростей горизонтален. Направление вектора $\vec{V}_A$ перпендикулярно кривошипу O_1A в сторону его вращения. Длина вектора на чертеже устанавливается в соответствии с масштабным коэффициентом (100 мм). В конце построенного вектора поставим точку *a*. Таким образом, вектор $\vec{V}_A$ на плане скоростей изображается отрезком $p_v a$ (см. рис. 5).

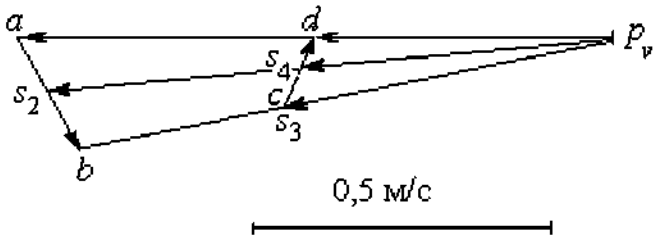


Рис. 5. План скоростей механизма для угла поворота кривошипа φ = 90°

Далее, из точки *a* направляем вектор $\vec{V}_{BA}$, перпендикулярно линии звена *AB*. Величина вектора $\vec{V}_{BA}$ неизвестна и потому вектор скорости $\vec{V}_B$ найти невозможно. Для того, чтобы его найти, построим вектор $\vec{V}_B$ в соответствии со вторым векторным уравнением. Из него следует, что величина и направление вектора $\vec{V}_B$ совпадает с величиной и направлением вектора $\vec{V}_{BO_1}$, который перпендикулярен линии звена BO_1. Проведём из полюса p_v линию, перпендикулярную BO_1 до пересечения её с линией, вдоль которой направлен вектор $\vec{V}_{BA}$. Обозначим пересечение этих линий точкой *b*. Вектор, проведённый из полюса p_v в точку *b*, равен вектору скорости $\vec{V}_B$. Модуль скорости точки *B* найдём измерив длину отрезка $p_v b$ на плане скоростей (в миллиметрах) и умножив её на масштабный коэффициент плана скоростей: $V_B = p_v b \cdot k_v = 92 \cdot 0{,}01 = 0{,}92$ м/с.

Скорость точки *B* во вращательном движении звена *AB* вокруг полюса *A* V_{BA} найдём измерив длину отрезка *ab* на плане скоростей и умножив её на величину масштабного коэффициента $V_{BA} = ab \cdot k_v$.

Угловая скорость ω_2 звена *AB* определяется как отношение $\omega_2 = \frac{V_{BA}}{BA} = \frac{ab \cdot k_v}{BA} =$

$\frac{18 \cdot 0{,}01}{0{,}4} = 0{,}45$ рад/с.

Угловая скорость вращения коромысла BO_1: $\omega_3 = \frac{V_B}{BO_1} = \frac{0{,}92}{0{,}3} = 3{,}06$ рад/с.

Точка C принадлежит коромыслу BO_1. Вектор скорости $\vec{V}_C$ перпендикулярен линии BO_1 и по модулю равен: $V_C = \omega_3 \cdot CO_1 = 3{,}06 \cdot 0{,}15 = 0{,}46$ см/с.

Точке C механизма, являющейся срединой коромысла BO_1, на плане скоростей соответствует точка c, лежащая на средине отрезка $p_v b$, изображающего скорость точки B (так как скорость точки C механизма направлена так же как скорость точки B, но по величине в два раза её меньше).

Величина и направление $\vec{V}_D$ скорости точки D (ползуна 5) находится с учётом плоскопараллельного движения звена CD на основании векторной формулы: $\vec{V}_D = \vec{V}_C + \vec{V}_{DC}$. По определению вектор $\vec{V}_{DC}$ скорости точки D при вращении звена CD вокруг полюса C направлен перпендикулярно звену CD. Тогда на плане скоростей из точки C проводим прямую, перпендикулярную линии CD, и так как точка D (ползун 5) движется горизонтально из полюса p_v проводим горизонтальную прямую, параллельную линии движения ползуна OO_1. Точка d пересечения этих прямых на плане скоростей определяет конец вектора $\vec{V}_D$. Для того, чтобы найти модуль скорости, измерим расстояние $p_v d$ и умножим его на масштабный коэффициент скоростей. Получим $V_D = p_v d \cdot k_v = 44 \cdot 0{,}01 = 0{,}44$ м/с.

Угловая скорость звена 4 равна $\omega_4 = \frac{V_{DC}}{DC}$. Модуль скорости точки D V_{DC} при вращении звена CD вокруг полюса C равен измеренному на плане скоростей расстоянию dc и умноженному на масштабный коэффициент $\omega_4 = \frac{V_{DC}}{DC} = \frac{dc \cdot k_v}{DC} =$

$\frac{8 \cdot 0{,}01}{0{,}5} = 0{,}16$ рад/с.

Найдём скорости центров масс звеньев механизма. Полагая, что центры масс звеньев механизма расположены в средине соответствующих отрезков, отметим

эти точки на плане скоростей. Для того, чтобы на плане скоростей найти скорость центра масс звена AB механизма, разделим пополам отрезок ab. Получим точку s_2. Скорость центра масс звена AB равна расстоянию $p_v s_2$, умноженному на масштабный коэффициент: $V_{S_2} = p_v s_2 \cdot k_v = 96 \cdot 0{,}01 = 0{,}96$ м/с.

Аналогично, разделив пополам отрезки $p_v b$, cd на плане скоростей, получим точки s_3, s_4, которые определяют скорости центров масс, соответственно, звена 3 (коромысла) и звена 4 (шатуна). Измерив расстояния $p_v s_3$, $p_v s_4$ и умножив их на масштабный коэффициент, получим скорости центров масс: $V_{S_3} = p_v s_3 \cdot k_v = 46 \cdot 0{,}01 = 0{,}46$ м/с, $V_{S_4} = p_v s_4 \cdot k_v = 44 \cdot 0{,}01 = 0{,}44$ м/с.

Результаты расчётов скоростей центров масс звеньев механизма и угловых скоростей звеньев приведены в табл. 5.

Таблица 5

Абсолютные скорости центров масс и угловые скорости звеньев

Звено	AB	BO_1	CD	Ползун
Обозначение скорости центра масс звена	V_{S_2}	V_{S_3}	V_{S_4}	V_D
Величина скорости, м/с	0,96	0,46	0,44	0,44
Обозначение угловой скорости звена	ω_2	ω_3	ω_4	–
Величина угловой скорости, рад/с	0,45	3,06	0,16	–

Построение плана ускорений механизма

Для определения значений линейных и угловых ускорений звеньев механизма построим план ускорений. Принимаем, что ведущее звено 1 движется с постоянной угловой скоростью. В этом случае касательное ускорение точки A равно нулю – $a_A^{\tau} = 0$, полное ускорение $\vec{a}_A$ точки A совпадает с нормальным и потому направлено к оси вращения звена – точке O_1. По величине ускорение $\vec{a}_A$ точки A будет: $a_A = a_A^n = \omega_1^2 \cdot O_1 A = 10^2 \cdot 0{,}1 = 10$ м/с^2.

Перед началом построений выберем масштабный коэффициент. Примем

длину вектора ускорения точки A на плане ускорений 100 мм, тогда масштабный коэффициент ускорения: $k_a = \frac{a_A}{100} = \frac{10}{100} = 0{,}1$ (м/с^2)/мм.

Чертёж плана ускорения начинаем с построения ускорения точки A.

Из некоторой точки p_a, называемой полюсом плана ускорений и взятой на чертеже в произвольном месте, направим вектор $\vec{a}_A$ вертикально вниз, что соответствует выбранному вертикальному положению кривошипа. С учётом масштабного коэффициента ускорений длина вектора ускорения точки A на чертеже 100 мм. В конце вектора поставим стрелку и точку a (рис. 6). Ускорение точки B находим в соответствии с векторной формулой: $\vec{a}_B = \vec{a}_A + \vec{a}^{\,n}_{BA} + \vec{a}^{\,\tau}_{BA}$, где $\vec{a}_A$ – ускорение точки A, выбранной за полюс; $\vec{a}^{\,n}_{BA}$, $\vec{a}^{\,\tau}_{BA}$ – нормальная и касательная составляющие ускорения точки B во вращательном движении шатуна AB относительно полюса A. Правило сложения векторов в векторной формуле определения ускорения точки B на плане ускорений выглядит следующим образом. К концу вектора, изображающего на чертеже ускорение $\vec{a}_A$, присоединяем вектор, изображающий ускорение $\vec{a}^{\,n}_{BA}$, а к его концу – вектор, изображающий ускорение $\vec{a}^{\,\tau}_{BA}$. Тогда вектор, проведённый из начала первого вектора в конец последнего, представляет собой сумму векторов.

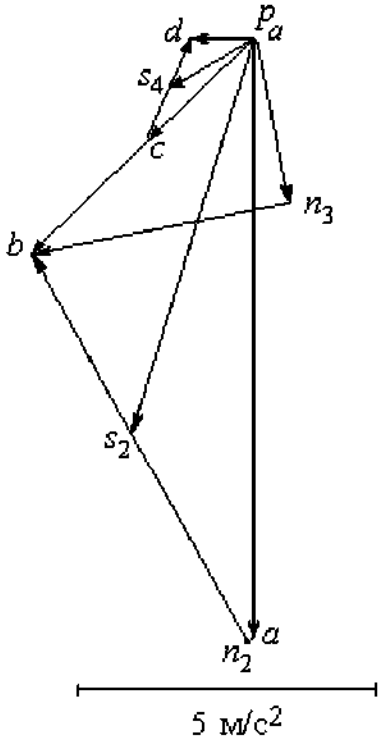


Рис. 6. План ускорений механизма для угла поворота кривошипа φ = 90°

Проведём необходимые построения для определения ускорения точки B. Ускорение $\vec{a}_A$ на чертеже изображается отрезком $p_a a$. Модуль вектора нормальной

составляющей ускорения точки B: $a^n_{BA} = \omega_2^2 \cdot AB = 0{,}45^2 \cdot 0{,}4 = 0{,}08$ м/с^2. На плане ускорений это будет отрезок длиной $\frac{a^n_{BA}}{k_a} = \frac{0{,}08}{0{,}1} = 0{,}8$ мм. Отложим на чертеже из точки a отрезок длиной 0,8 мм вдоль линии, параллельной звену AB механизма, в сторону, куда на плане механизма направлен вектор. В конце поставим точку n_2. Отрезок an_2 на плане ускорений изображает нормальную составляющую ускорения точки B во вращательном движении шатуна AB относительно полюса A. Здесь следует заметить, что расчётная величина отрезка an_2 настолько мала, что на чертеже показать его точно невозможно. Можно считать, что вектор нормальной составляющей ускорения точки B $\vec{a}^n_{BA}$ и, следовательно, отрезок an_2 на плане ускорений равны нулю. На рис. 6 отрезок an_2 показан для того, чтобы сохранить правило последовательного построения суммы векторов.

Далее необходимо из конца отрезка an_2 провести линию, параллельную той, вдоль которой на плане механизма направлен вектор $\vec{a}^\tau_{BA}$ – перпендикулярно линии звена BA (то есть, перпендикулярно отрезку an_2). Однако вычислить ускорение точки B, пользуясь одним этим построением, невозможно, так как величина касательного ускорения a^τ_{BA} неизвестна. Воспользуемся тем, что точка B принадлежит звену 3 – коромыслу, совершающему вращательное движение вокруг неподвижного центра O_1. Следовательно, полное ускорение точки B может быть представлено как сумма его нормального и касательного составляющих – $\vec{a}_B = \vec{a}^n_B + \vec{a}^\tau_B$, где величина нормальной составляющей ускорения равна $a^n_B = \omega_3^2 \cdot O_1B = 3{,}06^2 \cdot 0{,}3 = 2{,}84$ см/с^2, а направление – вдоль BO_1 от точки B в сторону O_1. Относительно касательной составляющей $\vec{a}^\tau_B$ ускорения точки B известно только, что она направлена перпендикулярно BO_1. Вычислим длину отрезка, изображающего на чертеже нормальную составляющую ускорения точки B, как отношение $\frac{a^n_B}{k_a} = \frac{2{,}84}{0{,}1} = 28{,}4$ мм и из полюса p_a на чертеже отложим его

параллельно звену BO_1. В конце отрезка поставим точку n_3. В соответствии с правилом сложения векторов, из точки n_3 – конца отрезка $p_a n_3$, изображающего ускорение $\vec{a}_B^{\,n}$, проводим линию, перпендикулярную этому отрезку. Это линия перпендикулярна звену BO_1 и вдоль неё направлена касательная составляющая $\vec{a}_B^{\,\tau}$ ускорения точки B. Находим точку пересечения двух перпендикуляров – к отрезку $p_a n_3$ и к отрезку an_2 и обозначим её точкой b. Тогда отрезок, проведённый из полюса p_a в точку b, изображает на плане ускорений полное ускорение $\vec{a}_B$ точки B механизма. Величину ускорения точки B найдём, измерив на чертеже длину отрезка $p_a b$ и умножив его на масштабный коэффициент: $a_B = p_a b \cdot k_a = 52 \cdot 0{,}1 = 5{,}2$ м/с^2.

Отрезок $n_3 b$ изображает на чертеже касательную составляющую ускорения $\vec{a}_B^{\,\tau}$ точки B. Измеряем длину отрезка $n_3 b$ ($n_3 b = 43$ мм), тогда угловое ускорение звена 3: $\varepsilon_3 = \dfrac{a_B^{\tau}}{BO_1} = \dfrac{n_3 b \cdot k_a}{BO_1} = \dfrac{43 \cdot 0{,}1}{0{,}3} = 14{,}3$ рад/с^2. Угловое ускорение звена 2 находится аналогично. На чертеже измеряем отрезок $n_2 b$, который изображает ускорение $\vec{a}_{BA}^{\,\tau}$ ($n_2 b = 74$ мм). Тогда угловое ускорение звена 2: $\varepsilon_2 = \dfrac{a_{BA}^{\tau}}{BA} = \dfrac{n_2 b \cdot k_a}{BA} = \dfrac{74 \cdot 0{,}1}{0{,}4} = 18{,}5$ рад/с^2.

Точка C принадлежит звену 3, совершающему вращательное движение вокруг неподвижного центра O_1. Направление ускорения точки C такое же как и у точки B, которое на плане ускорений показано отрезком $p_a b$. Так как точка C на плане механизма находится в средине звена BO_1, соответствующая ей точка c на плане ускорений находится на средине отрезка $p_a b$. Тогда отрезок $p_a c$ изображает ускорение точки C.

Ускорение точки D находим на основании векторной формулы $\vec{a}_D = \vec{a}_C + \vec{a}_{DC}^{\,n} + \vec{a}_{DC}^{\,\tau}$, где $\vec{a}_C$ – ускорение точки C, выбранной за полюс; $\vec{a}_{DC}^{\,n}$, $\vec{a}_{DC}^{\,\tau}$ – нормальная и касательная составляющие ускорения точки D во вращательном движении шатуна DC относительно полюса C.

Проведём необходимые построения. Заметим сразу, что направление ускорения $\vec{a}_D$ точки D ползуна 5 известно. Ускорение направлено вдоль линии OO_1 на плане механизма. Это означает, что на плане ускорений ускорение точки D изображается горизонтальным отрезком, исходящим из центра p_a. Модуль вектора нормальной составляющей ускорения точки D $a^n_{DC} = \omega_4^2 \cdot DC = 0{,}16^2 \cdot 0{,}5 = 0{,}01$ м/с^2. На плане ускорений это будет отрезок, длиной $\frac{a^n_{DC}}{k_a} = \frac{0{,}01}{0{,}1} = 0{,}1$ мм. Можно считать, что вектор нормальной составляющей ускорения точки D $\vec{a}^n_{DC}$ и соответствующий ему отрезок на плане ускорений равны нулю. Тогда, исходя из векторной формулы сложения ускорений и с учётом нулевого вектора $\vec{a}^n_{DC}$, на плане ускорений из конца отрезка $p_a c$, изображающего вектор ускорения $\vec{a}_C$, необходимо провести линию, перпендикулярную звену CD, вдоль которой на плане механизма направлен вектор $\vec{a}^\tau_{DC}$. Находим точку пересечения этой линии с горизонтальной прямой, проведённой из полюса ускорений, вдоль которой направлен вектор ускорения точки D. Обозначим точку пересечения d. Отрезок прямой $p_a d$ изображает на плане ускорений ускорение точки D. Замеряем длину отрезка $p_a d$ ($p_a d$ = 13 мм) и находим ускорение точки D: $a_D = p_a d \cdot k_a = 13 \cdot 0{,}1 = 1{,}3$ м/с^2.

Замеряем на плане ускорений длину отрезка cd, изображающего ускорение $\vec{a}^\tau_{DC}$ (cd = 18 мм), и находим угловое ускорение звена 4: $\varepsilon_4 = \frac{a^\tau_{DC}}{DC} = \frac{cd \cdot k_a}{DC} = \frac{18 \cdot 0{,}1}{0{,}5} = 3{,}6$ рад/с^2.

Определим ускорения центров масс звеньев механизма.

Разделим пополам отрезок ab на плане ускорений, обозначим середину отрезка точкой s_2 и соединим с полюсом p_a. Отрезок $p_a s_2$ изображает ускорение центра масс звена 2 – кривошипа AB. Длина отрезка $p_a s_2$ = 70 мм. Ускорение центра масс звена 2: $a_{S2} = p_a s_2 \cdot k_a = 70 \cdot 0{,}1 = 7$ м/с^2. Аналогично, точка s_4, лежащая на средине отрезка cd, изображает центр масс звена 4 шатуна CD. Ускорение центра

масс звена 4: $a_{S4} = p_a s_4 \cdot k_a = 18 \cdot 0{,}1 = 1{,}8$ м/с^2.

Все построения плана ускорений приведены на рис. 6.

Результаты вычислений ускорений центров масс звеньев, а также угловых ускорений звеньев механизма приводятся в табл. 6.

Таблица 6

Ускорения центров масс звеньев механизма и угловые ускорения звеньев

Звено	*AB*	BO_1	*DC*	Ползун
Обозначение ускорения центра масс звена	a_{S_2}	a_{S_3}	a_{S_4}	a_D
Величина ускорения, м/с^2	7	2,6	1,8	1,3
Обозначение углового ускорения звена	ε_2	ε_3	ε_4	–
Величина углового ускорения, рад/с^2	18,5	14,3	3,6	–

Определение движущего момента, приведённого к валу кривошипа, по методу Н. Е. Жуковского

Определим уравновешивающую силу, приведённую к крайней точке *A* кривошипа.

Вычисляем силы тяжести звеньев.

$$G_2 = m_2 g = 40 \cdot 9{,}8 = 392 \text{ Н}, \quad G_3 = m_3 g = 30 \cdot 9{,}8 = 294 \text{ Н},$$

$$G_4 = m_4 g = 50 \cdot 9{,}8 = 490 \text{ Н}, \quad G_5 = m_5 g = 10 \cdot 9{,}8 = 98 \text{ Н}.$$

Вычисляем модули сил инерции, действующих на механизм.

$$F_2^{\text{ин}} = m_2 a_{S2} = 40 \cdot 7 = 280 \text{ Н}, \quad F_3^{\text{ин}} = m_3 a_{S2} = 30 \cdot 2{,}6 = 78 \text{ Н},$$

$$F_4^{\text{ин}} = m_4 a_{S4} = 50 \cdot 1{,}8 = 90 \text{ Н}, \quad F_5^{\text{ин}} = m_5 a_D = 10 \cdot 1{,}3 = 13 \text{ Н}.$$

Вычисляем модули моментов сил инерции.

$$M_2^{\text{ин}} = J_{S2}\varepsilon_2 = 2 \cdot 18{,}5 = 37 \text{ Н·м}, \quad M_3^{\text{ин}} = J_{S3}\varepsilon_3 = 1 \cdot 14{,}3 = 14{,}3 \text{ Н·м},$$

$$M_4^{\text{ин}} = J_{S4}\varepsilon_4 = 3 \cdot 3{,}6 = 10{,}8 \text{ Н·м}.$$

Построим «жёсткий рычаг» Жуковского. Изобразим план скоростей механизма, повернув его на 90° (рис. 3.7). Приложим в точках, изображающих на повернутом плане скоростей центры масс звеньев механизма, силы тяжести и силы инерции. Направление сил инерции противоположно направлению ускорений центров масс, показанных на плане ускорений. Моменты сил инерции, действующие на звенья механизма, раскладываем на две антипараллельные силы, приложенные к крайним точкам звена, перпендикулярно ему.

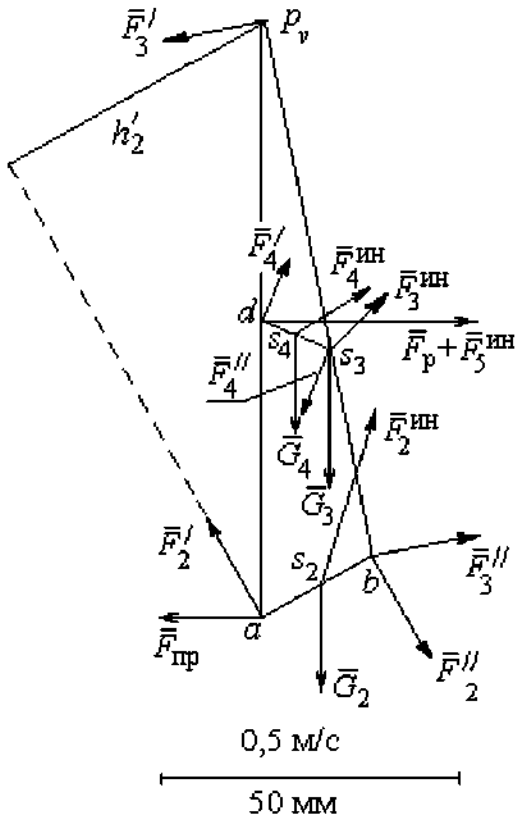


Рис. 3.7. «Жёсткий рычаг» Н. Е. Жуковского

$$F_2' = F_2'' = \frac{M_2^{ин}}{AB} = \frac{37}{0{,}4} = 92{,}5 \text{ Н},$$

$$F_3' = F_3'' = \frac{M_3^{ин}}{O_1B} = \frac{14{,}3}{0{,}3} = 48 \text{ Н},$$

$$F_4' = F_4'' = \frac{M_4^{ин}}{CD} = \frac{10{,}8}{0{,}5} = 21{,}6 \text{ Н}.$$

Заданное положение кривошипа осуществляется на рабочем ходу поршня. Сила полезного сопротивления $F_р$ направлена в сторону, противоположную движению поршня.

Рычаг Н. Е. Жуковского приведён на рис. 3.7. На рисунке отмечены силы тяжести и силы инерции звеньев, приложенные в точках плана скоростей s_2 – s_4, соответствующих положению центров масс этих звеньев. Показаны пары сил инерции $(\vec{F}_2', \vec{F}_2'')$, $(\vec{F}_3', \vec{F}_3'')$, $(\vec{F}_4', \vec{F}_4'')$, образующие главные моменты сил инерции $M_2^{ин}$, $M_3^{ин}$, $M_4^{ин}$, приложенные ко 2, 3 и 4 звеньям.

Применение «рычага Жуковского» для определения приведённой силы заключается в составлении уравнения равновесия в форме равенства нулю суммы моментов заданных сил относительно полюса p_v:

$$-F_{пр} \cdot h_{пр} - F_2' \cdot h_2' + F_2'' \cdot h_2'' - G_2 \cdot h_{G2} + F_2^{ин} \cdot h_2 + F_3'' \cdot h_3'' - F_4' \cdot h_4' + F_4'' \cdot h_4'' -$$

$$-G_4 \cdot h_{G4} - G_3 \cdot h_{G3} + (F_{\text{р}} + F_5^{\text{ин}})h_5 + F_4^{\text{ин}} \cdot h_4 + F_3^{\text{ин}} \cdot h_3 = 0.$$

При вычислении моментов сил плечи сил определяются графически с учётом масштабного коэффициента плана скоростей. Так при вычислении момента приведённой силы относительно полюса p_v плечом $h_{\text{пр}}$ силы $\vec{F}_{\text{пр}}$ на плане рычага Жуковского является отрезок $p_v a$, равный, согласно масштабному коэффициенту плана скоростей, 100 мм. Тогда $h_{\text{пр}} = p_v a = 100$ мм.

На рис. 3.7, в качестве примера, показан способ вычисления плеча h_2' силы $\vec{F}_2'$ – как кратчайшее расстояние от полюса p_v до линии действия силы $\vec{F}_2'$. Измерив это расстояние, найдём $h_2' = 52$ мм. Аналогичным образом в уравнении равновесия вычисляются плечи остальных сил.

В результате получим равенство

$$F_{\text{пр}} \cdot 100 = -92{,}5 \cdot 52 + 92{,}5 \cdot 21 - 392 \cdot 6 + 280 \cdot 31 + 48 \cdot 92 - 21{,}6 \cdot 23 + 21{,}6 \cdot 33 -$$

$$-490 \cdot 3 - 294 \cdot 7 + (16045 + 13)44 + 90 \cdot 42 + 78 \cdot 36.$$

Откуда $F_{\text{пр}}$ =7177 Н. Величина движущего момента, приведенного к валу кривошипа, находится из формулы: $M_{\text{дв}} = F_{\text{пр}} \cdot O_1 A$ = 7177·0,1 = 717,7 Н·м.

Найденный движущий момент является исходной величиной для конструирования ведомого вала кривошипа.

2. Конструирование вала редуктора
Предварительный расчет зубчатой передачи

Крутящий момент на валу $T_2 = M_{\text{дв}} = 717{,}7$ Н·м.

Твердость материала колеса по Бринеллю (приближённо)

$$HB = 0{,}285\sigma_{\text{в}} = 0{,}285 \cdot 640 = 182{,}4 \text{ МПа}.$$

Предел контактной выносливости при базовом числе циклов

$$\sigma_{H\,\text{lim}} = 2\,HB + 70 = 2 \cdot 182{,}4 + 70 = 434{,}8 \text{ МПа}.$$

При долговременной передаче принимаем:

– коэффициент долговечности $K_{HL} = 1{,}4$,

– коэффициент безопасности $S_H = 1{,}15$.

Допустимое контактное напряжение в зацеплении колеса

$$\sigma_{H\,adm} = \frac{\sigma_{H\,\lim}}{S_H} K_{HL} = \frac{434{,}8}{1{,}15} \cdot 1{,}4 = 529{,}3 \text{ МПа}.$$

Выберем средние значения коэффициента неравномерности нагрузки на венец зубчатого колеса $K_{H\beta}$ и коэффициента ширины колеса относительно межосевого расстояния ψ_{ba}. При симметричном расположении колеса принимаем:

$$K_{H\beta} = 1{,}1; \quad \psi_{ba} = 0{,}4.$$

Межосевое расстояние передачи

$$a_w = K_a (u+1) \sqrt[3]{\frac{T_2 K_{H\beta}}{\psi_{ba} u^2 \sigma_{H\,adm}^2}} = 495(5+1) \sqrt[3]{\frac{717{,}7 \cdot 1{,}1}{0{,}4 \cdot 5^2 \cdot 529{,}3^2}} = 194{,}7 \text{ мм}.$$

Округляем расчётное межосевое расстояние до ближайшего большего значения из ряда межосевых расстояний. Принимаем $a_w = 200$ мм.

Делительный диаметр колеса

$$d_2 = \frac{2 a_w u}{u+1} = \frac{2 \cdot 200 \cdot 5}{5+1} = 333{,}3 \text{ мм}.$$

Ширина ступицы колеса и длина распорной втулки

$$b = \psi_{ba} a_w = 0{,}4 \cdot 200 = 80 \text{ мм}, \quad l_р = 0{,}15 b = 0{,}15 \cdot 80 = 12 \text{ мм}.$$

Полученные расчетные результаты ширины ступицы колеса b и длины распорной втулки $l_р$ не требуют округления, так как совпадают со значениями ряда номинальных линейных размеров R-40.

Принимаем $b = 80$ мм, $l_р = 12$ мм.

Конструирование вала

Примем допустимое касательное напряжение кручения вала $\tau_{к\,adm} = 20$ МПа.

Диаметр консольной части вала

$$d_{к} = \sqrt[3]{\frac{T_2 \cdot 10^3}{0{,}2\tau_{к\,adm}}} = \sqrt[3]{\frac{717{,}7 \cdot 10^3}{0{,}2 \cdot 20}} = 56{,}4 \text{ мм}.$$

Расчётное значение диаметра консольной части вала округляем до ближайшего большего значения из ряда *R*-40 номинальных линейных размеров.

Принимаем $d_{к} = 60$ мм.

Длина консольной части вала пропорциональна его диаметру: $l_{к} = (1{,}5 \div 2{,}5)d_{к}$.

Выбираем

$$l_{к} = 2d_{к} = 2 \cdot 60 = 120 \text{ мм}.$$

Результат расчёта не требует округления, так как является одним из значений ряда *R*-40 номинальных линейных размеров.

Принимаем $l_{к} = 120$ мм.

При диаметре консольной части вала$d_{к} = 60$ мм высота ступени $t = 3$ мм (приложение, табл. П2). Диаметр вала под подшипник

$$d_{п} = d_{к} + 2t = 60 + 2 \cdot 3 = 66 \text{ мм}.$$

Результат округляем до ближайшего большего числа, кратного 5.

Принимаем $d_{п} = 70$ мм.

Длина ступени вала в месте посадки подшипника пропорциональна диаметру этого участка вала. Выберем минимальный из заданных значений коэффициент пропорциональности. Длина ступеньки вала в месте посадки подшипника

$$l_{п} = 1{,}25d_{п} = 1{,}25 \cdot 70 = 87{,}5 \text{ мм}.$$

Расчётное значение длины ступеньки вала в месте посадки подшипника округляем до ближайшего большего значения из ряда *R*-40 номинальных линейных размеров.

Принимаем $l_{п} = 90$ мм.

При диаметре вала под подшипник $d_{п} = 70$ мм координата фаски подшипника $r = 3{,}5$ мм (см. приложение, табл. П2). Диаметр вала под колесом

$$d_{кол} = d_{п} + 3{,}2r = 70 + 3{,}2 \cdot 3{,}5 = 81{,}2 \text{ мм}.$$

Расчётное значение диаметра вала под колесом округляем до ближайшего большего значения из ряда *R*-40 номинальных линейных размеров.

Принимаем $d_{кол} = 85$ мм.

При диаметре вала под колесом $d_{кол} = 85$ мм фаска ступицы колеса $f = 3$ мм (см. приложение, табл. П2). Диаметр упорного буртика

$$d_{бур} = d_{кол} + 3f = 85 + 3 \cdot 3 = 94 \text{ мм}.$$

Расчётное значение диаметра буртика округляем до ближайшего большего значения из ряда *R*-40 номинальных линейных размеров.

Принимаем $d_{бур} = 95$ мм.

Длина упорного буртика при симметричном расположении колеса относительно опор вала – подшипников

$$l_{бур} = 0{,}15b = 0{,}15 \cdot 80 = 12 \text{ мм}.$$

Принимаем без округления $l_{бур} = 12$ мм.

При диаметре вала в месте посадки подшипника $d_{п} = 70$ мм ширина подшипника $B = 24$ мм (см. табл. 5).

При переходе от консольной части вала к участку вала под подшипником диаметры участков $d_{к} = 60$ мм, $d_{п} = 70$ мм.

Величина ступеньки $t = 0{,}5(d_{п} - d_{к}) = 0{,}5(70 - 60) = 5$ мм.

Радиус галтели ступеньки вала пропорционален высоте ступеньки. Выберем среднее значение коэффициента пропорциональности. Радиус галтели

$$R = 0{,}6t = 0{,}6 \cdot 5 = 3 \text{ мм}.$$

В месте установки распорной втулки при переходе от участка вала под левым подшипником к участку под колесом на валу имеется ступенька. Радиус галтели ступеньки вала пропорционален координате фаски распорной втулки, равной координате фаски подшипника. Выберем среднее значение коэффициента пропорциональности. Радиус галтели

$$R = 0{,}6r = 0{,}6 \cdot 3{,}5 = 2{,}1 \text{ мм}.$$

Округляем расчётную величину до ближайшего числа, кратного 5.

Принимаем $R = 2$ мм.

При переходе от участка вала под колесом к буртику, где происходит упор ступицы колеса в буртик, на валу имеется ступенька. Радиус галтели ступеньки вала пропорционален величине фаски ступицы колеса. Радиус галтели

$$R = 0{,}7f = 0{,}7 \cdot 3 = 2{,}1 \text{мм}.$$

Принимаем $R = 2$ мм.

В месте установки правого подшипника при переходе от буртика к участку вала под подшипником на валу имеется ступенька. Радиус галтели ступеньки вала пропорционален координате фаски подшипника. Выберем среднее значение коэффициента пропорциональности. Радиус галтели

$$R = 0{,}6r = 0{,}6 \cdot 3{,}5 = 2{,}1 \text{ мм}.$$

Округляем расчётную величину до ближайшего числа, кратного 5.

Принимаем $R = 2$ мм.

Проверка прочности шпоночного соединения

Диаметр консольной части вала $d_к = 60$ мм, длина $l_к = 120$ мм.

Выбираем размеры призматической шпонки в консольной части вала: ширина $b_ш = 18$ мм; высота $h_ш = 11$ мм; длина $l_ш = 80$ мм; глубина паза в вале $t_1 = 7$ мм (табл. П1).

Рабочая длина шпонки: $l_ш^р = l_ш - b_ш = 80 - 18 = 62$ мм.

Напряжение смятия шпонки и условие прочности

$$\sigma_{см} = \frac{2T_2 \cdot 10^3}{l_ш^р d_к (h_ш - t_1)} = \frac{2 \cdot 717{,}7 \cdot 10^3}{62 \cdot 60(11-7)} = 96{,}5 \text{ МПа} < 150 \text{ МПа}.$$

Условие прочности выполнено.

При выборе шпонки под колесом, где диаметр вала $d_{кол} = 85$ мм, ширина ступицы колеса $b = 80$ мм, принимаем по табл. П1 ширину шпонки $b_ш = 22$ мм; высоту $h_ш = 14$ мм; длину $l_ш = 63$ мм; глубину паза в вале $t_1 = 9$ мм. Рабочая длина шпонки: $l_ш^р = l_ш - b_ш = 63 - 22 = 41$ мм.

Напряжение смятия шпонки и условие прочности

$$\sigma_{см} = \frac{2T_2 \cdot 10^3}{l_ш^р d_{кол} (h_ш - t_1)} = \frac{2 \cdot 717{,}7 \cdot 10^3}{41 \cdot 85(14-9)} = 82{,}4 \text{ МПа} < 150 \text{ МПа}.$$

Условие прочности выполнено.

3. Проверочный расчёт вала редуктора

Расчетная схема вала. Построение эпюр изгибающих и крутящих моментов

Схематическое изображение вала и действующей на него нагрузки в вертикальной и горизонтальной плоскостях приведено на рис. 8, *т*. Показаны предположительно опасные сечения вала: *А*, *Б* – сечения на участках вала, ослабленных вырезом под шпонку; *В*, *Г*, *Д* – сечения по ступенькам вала.

Рассмотрим силовую нагрузку вала при симметричном расположении колеса.

Консольная сила от муфты $F_м = 125\sqrt{T_2} = 125\sqrt{717,7} = 3348,7$ Н.

Силы в зацеплении зубчатой передачи:

– окружная сила $F_t = \dfrac{2T_2 \cdot 10^3}{d_2} = \dfrac{2 \cdot 717,7 \cdot 10^3}{333,3} = 4306,6$ Н,

– радиальная сила $F_r = F_t \mathrm{tg}20^\circ = 4306,6 \cdot 0,364 = 1567,6$ Н.

Для построения эпюр изгибающих моментов вычислим расстояния между точками приложения сил, отнесенных к оси вала

$$l_{опор} = l_к + l_п - (l_р + 0,5B) = 120 + 90 - (12 + 0,5 \cdot 24) = 186 \text{ мм},$$

$$a = 0,5b + l_р + 0,5B = 0,5 \cdot 80 + 12 + 0,5 \cdot 24 = 64 \text{ мм},$$

$$c = 0,5b + l_{бур} + 0,5B = 0,5 \cdot 80 + 12 + 0,5 \cdot 24 = 64 \text{ мм}.$$

Эпюра изгибающих моментов M_x в вертикальной плоскости

Условия равновесия вала в вертикальной плоскости (рис. 8, *п*):

$$F_r c - R_{1y}(a + c) = 0, \quad -F_r a + R_{2y}(a + c) = 0.$$

Находим реакции опор подшипников в вертикальной плоскости:

$$R_{1y} = \frac{F_r c}{(a + c)} = \frac{1567,6 \cdot 64}{64 + 64} = 783,8 \text{ Н}, \quad R_{2y} = \frac{F_r a}{(a + c)} = \frac{1567,6 \cdot 64}{64 + 64} = 783,8 \text{ Н}.$$

Проверка: $R_{1y} - F_r + R_{2y} = 783,8 - 1567,6 + 783,8 = 0$.

На 1-м участке вала $0 \le z_1 \le l_{опор}$, $M_{1x} = 0$.

Изгибающие моменты в сечении вала *A*, где вал ослаблен шпоночным вырезом, и в сечении *B*, где имеется ступенька вала при переходе от консольной части к участку вала под подшипник, равны нулю: $M_{xA} = M_{xB} = 0$.

На 2-м участке вала $0 \le z_2 \le a$. Эпюра изгибающих моментов

$$M_{2x} = R_{1y} z_2$$

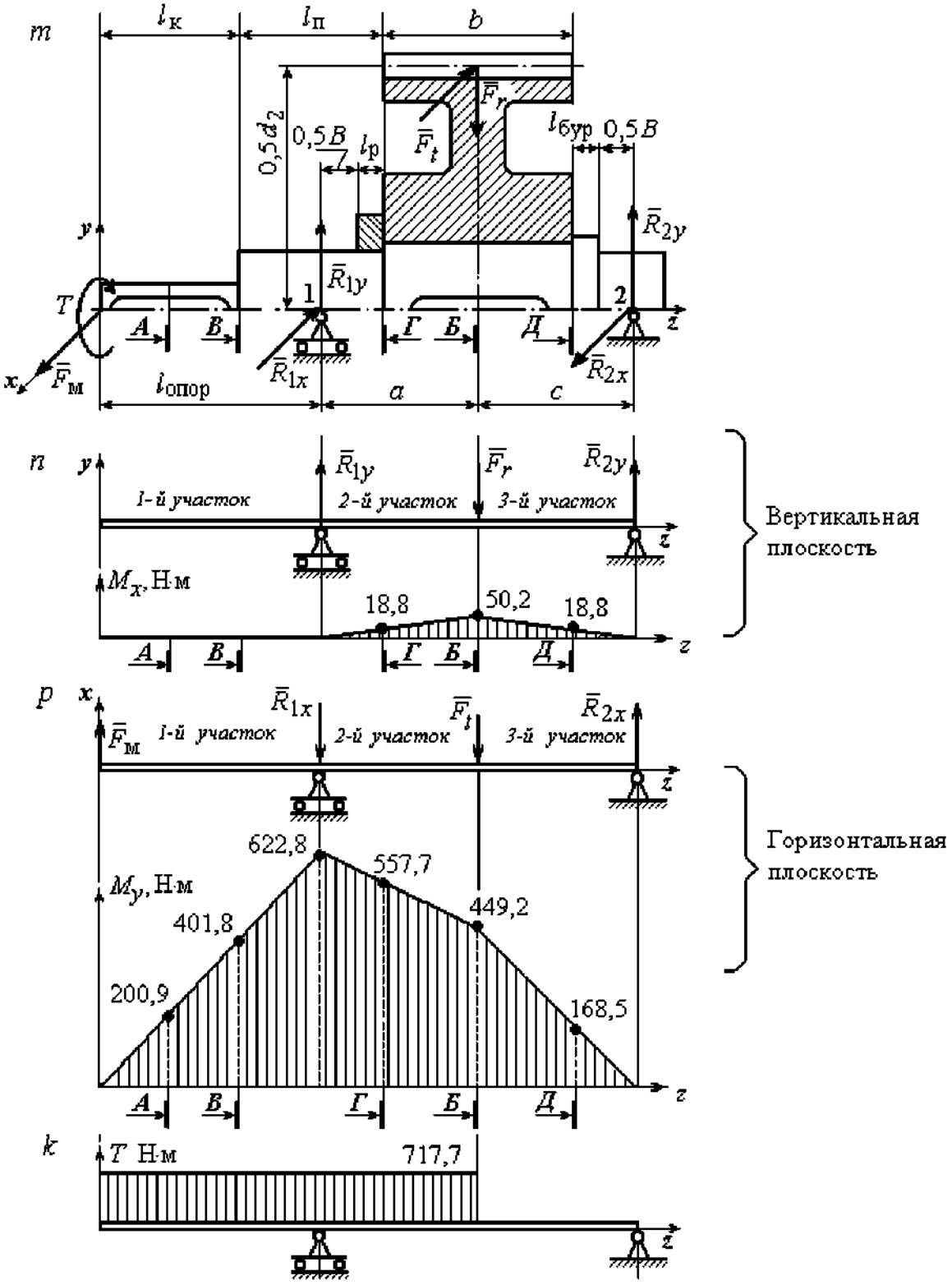


Рис. 8. Расчётная схема вала:
m – нагрузка вала; *n* – проекция нагрузки на вертикальную плоскость и эпюра изгибающих моментов M_x; *p* – проекция нагрузки на горизонтальную плоскость и эпюра изгибающих моментов M_y; *k* – эпюра крутящих моментов

В начале участка $z_2 = 0$, $M_{2x} = 0$. В конце участка при $z_2 = a = 64 \cdot 10^{-3}$ м

$$M_{2x} = R_{1y} a = 783{,}8 \cdot 64 \cdot 10^{-3} = 50{,}2 \text{ Н·м}.$$

Изгибающий момент в сечении *Г*, где у вала ступенька перехода от диаметра под подшипник к диаметру под колесо, при $z_{2Г} = a - 0{,}5b = 24$ мм

$$M_{xГ} = R_{1y}(a - 0{,}5b) = 783{,}8 \cdot 24 \cdot 10^{-3} = 18{,}8 \text{ Н·м}.$$

Изгибающий момент в сечении *Б*, где вал ослаблен шпоночным вырезом под колесом, при $z_{2Б} = a = 64$ мм $M_{xБ} = R_{1y} a = 783{,}8 \cdot 64 \cdot 10^{-3} = 50{,}2$ Н·м.

На 3-м участке вала $0 \le z_3 \le c$. Эпюра изгибающих моментов

$$M_{3x} = R_{1y}(z_3 + a) - F_t z_3.$$

В начале 3-го участка при $z_3 = 0$, $M_{3x} = 50{,}2$ Н·м. В конце участка при $z_3 = c = 64 \cdot 10^{-3}$ м, $M_{3x} = 0$.

Изгибающий момент в сечении *Д*, где у вала ступенька при переходе от участка под колесом к буртику, при $z_{3Д} = 0{,}5b = 40$ мм

$$M_{xД} = R_{1y}(0{,}5b + a) - F_t \cdot 0{,}5b =$$

$$= 783{,}8(40 + 64)10^{-3} - 1567{,}6 \cdot 40 \cdot 10^{-3} = 18{,}8 \text{ Н·м}.$$

Вид эпюры изгибающих моментов в вертикальной плоскости M_x показан на рис. 8, *п*.

Эпюра изгибающих моментов M_y в горизонтальной плоскости

Условия равновесия вала в горизонтальной плоскости (рис. 8, *р*):

$$-F_м(l_{опор} + a + c) + F_t c + R_{1x}(a + c) = 0, \quad -F_м l_{опор} - F_t a + R_{2x}(a + c) = 0.$$

Реакции опор подшипников в горизонтальной плоскости

$$R_{1x} = \frac{1}{(a + c)}\left[F_м(l_{опор} + a + c) - F_t c\right] =$$

$$= \frac{1}{(64 + 64)}\left[3348{,}7(186 + 64 + 64) - 4306{,}6 \cdot 64\right] = 6061{,}5 \text{ Н},$$

$$R_{2x} = \frac{1}{(a + c)}\left[F_м l_{опор} + F_t a\right] =$$

$$= \frac{1}{(64+64)}\left[3348{,}7 \cdot 186 + 4306{,}6 \cdot 64\right] = 7019{,}4 \text{ Н}.$$

Проверка: $F_{\text{м}} - R_{1x} - F_t + R_{2x} = 3348{,}7 - 6061{,}5 - 4306{,}6 + 7019{,}4 = 0.$

На 1-м участке вала $0 \le z_1 \le l_{\text{опор}}$. Эпюра изгибающих моментов

$$M_{1y} = F_{\text{м}} z_1.$$

В начале 1-го участка при $z_1 = 0$, $M_{1y} = 0$.

В конце участка при $z_1 = l_{\text{опор}}$

$$M_{1y} = F_{\text{м}} l_{\text{опор}} = 3348{,}7 \cdot 186 \cdot 10^{-3} = 622{,}8 \text{ Н·м}.$$

Положим координату сечения вала A, где вал ослаблен шпоночным вырезом, $z_{1A} = 0{,}5 l_{\text{к}} = 60$ мм. Изгибающий момент в сечении A

$$M_{yA} = F_{\text{м}} 0{,}5 l_{\text{к}} = 3348{,}7 \cdot 60 \cdot 10^{-3} = 200{,}9 \text{ Н·м}.$$

Изгибающий момент в сечении B при $z_{1B} = l_{\text{к}} = 120$ мм

$$M_{yB} = F_{\text{м}} l_{\text{к}} = 3348{,}7 \cdot 120 \cdot 10^{-3} = 401{,}8 \text{ Н·м}.$$

На 2-м участке вала $0 \le z_2 \le a$. Эпюра моментов

$$M_{2y} = F_{\text{м}}(l_{\text{опор}} + z_2) - R_{1x} z_2.$$

В начале участка при $z_2 = 0$, $M_{2y} = F_{\text{м}} l_{\text{опор}} = 3348{,}7 \cdot 186 \cdot 10^{-3} = 622{,}8$ Н·м.

В конце участка при $z_2 = a = 64 \cdot 10^{-3}$ м

$$M_{2y} = F_{\text{м}}(l_{\text{опор}} + a) - R_{1x} a =$$

$$= 3348{,}7(186+64)10^{-3} - 6061{,}5 \cdot 64 \cdot 10^{-3} = 449{,}2 \text{ Н·м}.$$

Изгибающий момент в сечении $Г$ при $z_{2Г} = a - 0{,}5b = 24$ мм

$$M_{yГ} = F_{\text{м}}\left(l_{\text{опор}} + a - 0{,}5b\right) - R_{1x}\left(a - 0{,}5b\right) =$$

$$= 3348{,}7\left(186 + 24\right)10^{-3} - 6061{,}5 \cdot 24 \cdot 10^{-3} = 557{,}7 \text{ Н·м}.$$

Изгибающий момент в сечении $Б$ при $z_2 = a = 64 \cdot 10^{-3}$ равен изгибающему моменту в конце 2-го участка $M_{yБ} = 449{,}2$ Н·м.

На 3-м участке вала $0 \le z_3 \le c$. Эпюра изгибающих моментов

$$M_{3y} = F_{\text{м}}(l_{\text{опор}} + a + z_3) - R_{1x}(z_3 + a) - F_t z_3.$$

В начале 3-го участка при $z_3 = 0$

$$M_{3y} = F_{\text{м}}(l_{\text{опор}} + a) - R_{1x}a = 449{,}2 \text{ Н·м}.$$

В конце 3-го участка при $z_3 = c = 64 \cdot 10^{-3}$ м $M_{3y} = 0$.

Изгибающий момент в сечении *Д* при $z_{3Д} = 0{,}5b = 40$ мм

$$M_{yД} = F_{\text{м}}\left(l_{\text{опор}} + a + 0{,}5b\right) - R_{1x}\left(a + 0{,}5b\right) - F_t 0{,}5b =$$

$$= \left[3348{,}7(186 + 64 + 40) - 6061{,}5(64 + 40) - 4306{,}6 \cdot 40\right]10^{-3} = 168{,}5 \text{ Н·м}.$$

Эпюра изгибающих моментов в горизонтальной плоскости приведена на рис. 8, *р*.

Эпюра крутящих моментов показана на рис 8, *k*.

Проверочный расчёт вала

Результаты расчётов изгибающих моментов в потенциально опасных сечениях показаны на рис. 8, *n*, *р* и приведены в табл. 7.

Среди сечений, ослабленных шпоночным пазом (сечение *А*, *Б*), наиболее опасным является сечение *Б* вала под колесом. Суммарный изгибающий момент в этом сечении $M_{\text{сум}\,Б} = 452$ Н·м.

Среди сечений в местах ступенчатого перехода вала (сечения *В*, *Г* и *Д*) наиболее опасным является сечение *Г* – ступенька вала при переходе от диаметра вала под подшипник к диаметру под колесо. В этом сечении суммарный изгибающий момент $M_{\text{сум}\,Г} = 558$ Н·м.

Таким образом, проверку вала на усталостную прочность необходимо проводить в двух наиболее опасных сечениях – *Г* и *Б*.

Таблица 7

Изгибающие моменты в потенциально опасных сечениях вала при расчётах на сопротивление усталости

Параметр	Виды опасных сечений				
	сечения, где вал ослаблен шпоночным пазом		сечения в местах ступенчатого перехода вала		
Сечение на валу	*А*	*Б*	*В*	*Г*	*Д*
Изгибающий момент в вертикальной плоскости M_x, Н·м	0	50,2	0	18,8	18,8
Изгибающий момент в горизонтальной плоскости M_y, Н·м	200,9	449,2	401,8	557,7	168,5
Суммарный изгибающий момент $M_{\text{сум}}$, Н·м	200,9	452,0	401,8	558,0	169,5

Сечение Г. При расчёте момента сопротивления сечения выбирается меньший из диаметров – диаметр вала под подшипник $d_{\text{п}}$= 70 мм.

Момент сопротивления сечения *Г*

$$W_{\text{и}Г} = 0{,}1d_{\text{п}}^3 = 0{,}1\cdot 70^3 = 34{,}3\cdot 10^3 \text{ мм}^3.$$

Амплитуда цикла нормальных напряжений при изгибе

$$\sigma_{aГ} = \frac{M_{\text{сум}\,Г}10^3}{W_{\text{и}Г}} = \frac{558\cdot 10^3}{34{,}3\cdot 10^3} = 16{,}3 \text{ МПа}.$$

В сечении *Г* отношение радиуса галтели к диаметру $\frac{R}{d_{\text{п}}} = \frac{2}{70} = 0{,}03$.

Коэффициент концентрации напряжений изгиба в сечении *Г*: K_σ= 2 (рис. П2, приложение).

Для материала вала с пределом прочности $\sigma_{\text{в}}$ = 640 МПа при чистовой обработке поверхности коэффициент качества обработки поверхности вала β = 0,83 (рис. П4, приложение).

При расчётном диаметре сечения $d_{\text{п}}$= 70 мм масштабный фактор для напряжений изгиба ε_σ = 0,77 (рис. П3, приложение).

Коэффициент учета постоянной составляющей напряжений изгиба при $\sigma_{\text{в}}$ = 640 МПа ψ_σ = 0,05 (табл. П4, приложение).

Среднее напряжение цикла нормальных напряжений $\sigma_{mГ} = 0$.

Предел выносливости материала вала при симметричном цикле изгиба

$$\sigma_{-1} = 0{,}43\sigma_{в} = 0{,}43 \cdot 640 = 275{,}2 \text{ МПа}.$$

Коэффициент запаса сопротивления усталости по изгибу в сечении *Г*

$$n_{\sigma Г} = \frac{\sigma_{-1}}{\frac{K_\sigma}{\beta\varepsilon_\sigma}\sigma_{aГ} + \psi_\sigma\sigma_{mГ}} = \frac{275{,}2}{\frac{2}{0{,}83 \cdot 0{,}77}16{,}3} = 5{,}4.$$

Предел выносливости материала вала при пульсирующем цикле касательных напряжений пропорционален пределу прочности материала вала. Выберем среднее значение коэффициента пропорциональности

$$\tau_{-1} = 0{,}25\sigma_{в} = 0{,}25 \cdot 640 = 160 \text{ МПа}.$$

Полярный момент сопротивления сечения *Г*

$$W_{pГ} = 0{,}2d_{п}^3 = 0{,}2 \cdot 70^3 = 68{,}6 \cdot 10^3 \text{ мм}^3.$$

Амплитуда цикла касательных напряжений и среднее напряжение

$$\tau_{aГ} = \tau_{mГ} = \frac{T_2 \cdot 10^3}{2W_{pГ}} = \frac{717{,}7 \cdot 10^3}{2 \cdot 68{,}6 \cdot 10^3} = 5{,}2 \text{ МПа}.$$

Коэффициент концентрации касательных напряжений в сечении *Г* при отношении радиуса галтели к диаметру вала $\frac{R}{d_{п}} = \frac{2}{70} = 0{,}03$, $K_\tau = 1{,}49$ (рис. П2, приложение).

Коэффициент качества при чистовой обработки поверхности вала $\beta = 0{,}83$ (рис. П4, приложение).

Масштабный фактор для касательных напряжений при диаметре сечения $d_{п} = 70$ мм $\varepsilon_\tau = 0{,}65$ (рис. П3, приложение).

Коэффициент учета постоянной составляющей касательных напряжений при $\sigma_{в} = 640$ МПа $\psi_\tau = 0$ (табл. П3, приложение).

Коэффициент запаса сопротивления усталости по кручению в сечении *Г*

$$n_{\tau Г} = \frac{\tau_{-1}}{\frac{K_\tau}{\beta\varepsilon_\tau}\tau_{aГ} + \psi_\tau\tau_{mГ}} = \frac{160}{\frac{1{,}49}{0{,}83 \cdot 0{,}65}5{,}2} = 11{,}1.$$

Общий коэффициент запаса сопротивления усталости сечения *Г*

$$n_Г = \frac{n_{\sigma Г} n_{\tau Г}}{\sqrt{n_{\sigma Г}^2 + n_{\tau Г}^2}} = \frac{5{,}4 \cdot 11{,}1}{\sqrt{5{,}4^2 + 11{,}1^2}} = 4{,}8 > n_{adm} = 2{,}5 \div 3{,}0.$$

В сечении *Г* вал удовлетворяет условию прочности.

Сечение Б. Предел выносливости материала вала при симметричном цикле изгиба σ_{-1}= 275,2 МПа.

Момент сопротивления сечения *Б* при изгибе с учетом шпоночного паза

$$W_{иБ} = 0{,}1 d_{кол}^3 - \frac{b_ш t_1 (d_{кол} - t_1)^2}{2 d_{кол}} = 0{,}1 \cdot 85^3 - \frac{22 \cdot 9 (85 - 9)^2}{2 \cdot 85} = 54{,}7 \cdot 10^3 \text{ мм}^3.$$

Амплитуда цикла нормальных напряжений при изгибе

$$\sigma_{аБ} = \frac{M_{сум Б} 10^3}{W_{иБ}} = \frac{452 \cdot 10^3}{54{,}7 \cdot 10^3} = 8{,}3 \text{ МПа}.$$

Коэффициент концентрации напряжений изгиба для сечения *Б*, ослабленного шпоночным пазом, $\sigma_в$ = 640 МПа, K_σ= 1,85 (табл. П3, приложение).

Коэффициент качества при чистовой обработке поверхности вала β = 0,83 (рис. П4, приложение).

Масштабный фактор для напряжений изгиба вала при $d_{кол}$ = 85 мм ε_σ = 0,72 (рис. П3, приложение).

Коэффициент учета постоянной составляющей напряжений изгиба при $\sigma_в$ = 640 МПа ψ_σ = 0,05 (табл. П4, приложение).

Среднее напряжение цикла нормальных напряжений $\sigma_{mБ}$ = 0.

Коэффициент запаса сопротивления усталости по изгибу в сечении *Б*

$$n_{\sigma Б} = \frac{\sigma_{-1}}{\frac{K_\sigma}{\beta \varepsilon_\sigma} \sigma_{аБ} + \psi_\sigma \sigma_{mБ}} = \frac{275{,}2}{\frac{1{,}85}{0{,}83 \cdot 0{,}72} 8{,}3} = 10{,}7.$$

Предел выносливости материала вала при пульсирующем цикле касательных напряжений τ_{-1}= 160 МПа.

Полярный момент сопротивления сечения *Б* с учетом шпоночного паза

$$W_{рБ} = 0{,}2 d_{кол}^3 - \frac{b_ш t_1 (d_{кол} - t_1)^2}{2 d_{кол}} = 0{,}2 \cdot 85^3 - \frac{22 \cdot 9 (85 - 9)^2}{2 \cdot 85} = 116{,}1 \cdot 10^3 \text{ мм}^3.$$

Амплитуда цикла касательных напряжений и среднее напряжение

$$\tau_{aБ} = \tau_m = \frac{T_2 \cdot 10^3}{2W_{pБ}} = \frac{717{,}7 \cdot 10^3}{2 \cdot 116{,}2 \cdot 10^3} = 3{,}1 \text{ МПа.}$$

Коэффициент концентрации касательных напряжений для сечения *Б* при $\sigma_в$ = 640 МПа K_τ = 1,6 (табл. П3, приложение).

Коэффициент качества при чистовой обработке поверхности вала при $\sigma_в$ = 640 МПа β = 0,83 (рис. П4, приложение).

Масштабный фактор для касательных напряжений вала при $d_{кол}$ = 85 мм ε_τ = 0,62 (рис. П3, приложение).

Коэффициент учета постоянной составляющей касательных напряжений при $\sigma_в$ = 640 МПа ψ_τ = 0 (табл. П4, приложение).

Коэффициент запаса сопротивления усталости по кручению в сечении *Б*

$$n_{\tau Б} = \frac{\tau_{-1}}{\frac{K_\tau}{\beta\varepsilon_\tau}\tau_{aБ} + \psi_\tau \tau_{mБ}} = \frac{160}{\frac{1{,}6}{0{,}83 \cdot 0{,}62}3{,}1} = 16{,}6.$$

Общий коэффициент запаса сопротивления усталости сечения *Б*

$$n_Б = \frac{n_{\sigma Б} n_{\tau Б}}{\sqrt{n_{\sigma Б}^2 + n_{\tau Б}^2}} = \frac{10{,}7 \cdot 16{,}6}{\sqrt{10{,}7^2 + 16{,}6^2}} = 8{,}9 > n_{adm} = 2{,}5 \div 3{,}0.$$

В сечении *Б* вал удовлетворяет условию прочности.

Расчёт на статическую прочность

При расчёте на статическую прочность опасное сечение вала проходит через средину подшипника 1. В этом сечении суммарный изгибающий момент максимальный, равный $M_{сум1}$ = 622,8 Н·м.

Диаметр сечения $d_п$ = 70 мм. Вал сплошной. Осевой и полярный моменты сопротивления сечения при изгибе и кручении

$$W_{и1} = 0{,}1d_п^3 = 0{,}1 \cdot 70^3 = 34{,}3 \cdot 10^3 \text{ мм}^3, \quad W_{p1} = 0{,}2d_п^3 = 0{,}2 \cdot 70^3 = 68{,}6 \cdot 10^3 \text{ мм}^3.$$

Напряжения изгиба и кручения в опасном сечении

$$\sigma_{и1} = \frac{M_{сум1} \cdot 10^3}{W_{и1}} = \frac{622{,}8 \cdot 10^3}{34{,}3 \cdot 10^3} = 18{,}2 \text{ МПа,}$$

$$\tau_{к1} = \frac{T_2 \cdot 10^3}{W_{p1}} = \frac{717{,}7 \cdot 10^3}{68{,}6 \cdot 10^3} = 10{,}5 \text{ МПа}.$$

Эквивалентное напряжение

$$\sigma_{экв} = \sqrt{\sigma_{и1}^2 + 3\tau_{к1}^2} = \sqrt{18{,}2^2 + 3 \cdot 10{,}5^2} = 25{,}7 \text{ МПа}.$$

Коэффициент перегрузки $k = 2$. Предел текучести материала вала $\sigma_т = 380$ МПа.

Запас статической прочности

$$n_т = \frac{\sigma_т}{k\sigma_{экв}} = \frac{380}{2 \cdot 25{,}7} = 6{,}2 > n_{т\,adm} = 1{,}2 \div 1{,}8.$$

Результаты проверочного расчёта вала на прочность приведены в табл. 8.

Эскизный чертёж вала дан на рис. 9.

Таблица 8

Результаты расчета вала на прочность

Параметр	Виды расчётов		
	сопротивление усталости		статическая прочность
	сечения, где вал ослаблен шпоночным пазом	сечения в местах ступенчатого перехода вала	сечение, где суммарный изгибающий момент максимальный
Наиболее опасное сечение вала	*Б*	*Г*	средина опоры 1
Суммарный изгибающий момент $M_{сум}$, Н·м	452	558	622,8
Коэффициент запаса сопротивления усталости по изгибу, n_σ	10,7	5,4	–
Коэффициент запаса сопротивления усталости по кручению, n_τ	16,6	11,1	–
Общий коэффициент запаса сопротивления усталости, n	8,9	4,8	–
Коэффициент запаса статической прочности	–	–	6,2

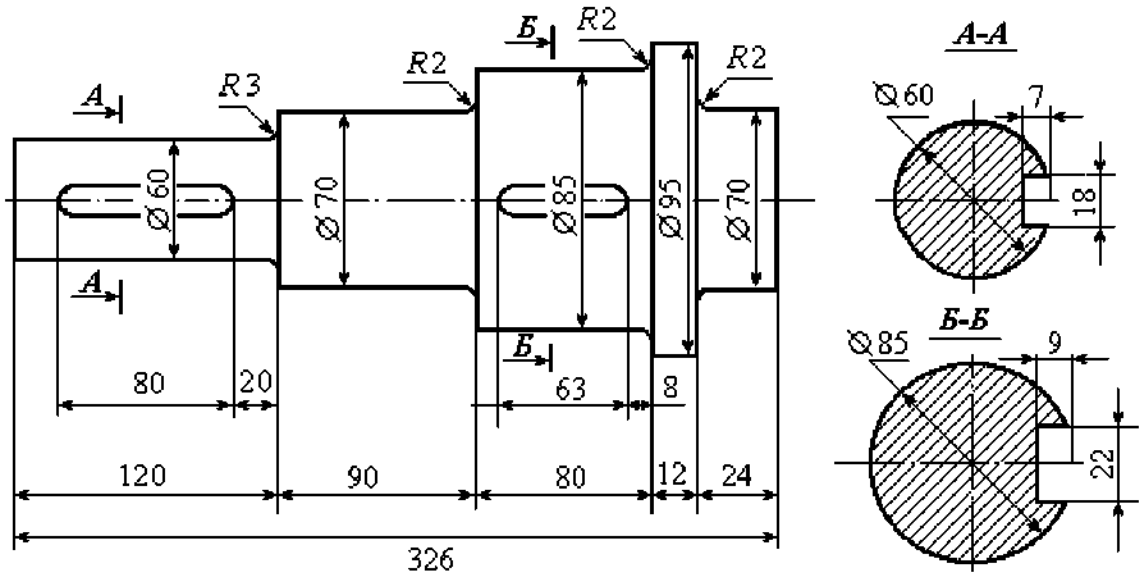
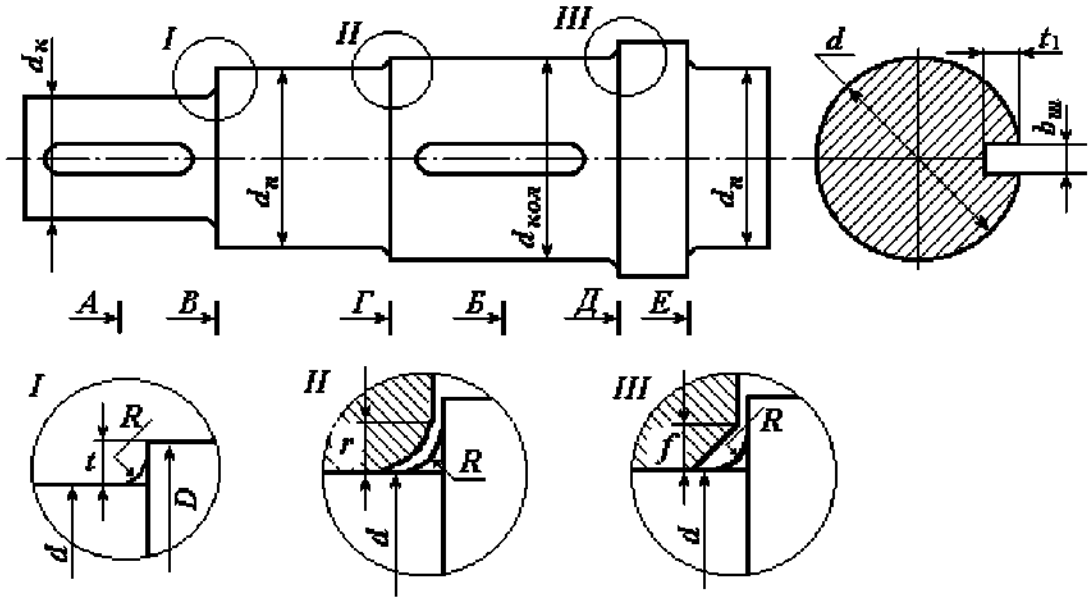


Рис. 9. Эскизный чертёж вала

ПРИЛОЖЕНИЕ

Рис. П1.



Элементы конструкций вала:
R – радиус галтели; *t* – высота ступеньки; *r* – координата фаски подшипника;
f – величина фаски ступицы

Таблица П1

Шпонки призматические (ГОСТ 23360-78)

Диаметр вала, мм	Сечение шпонки, мм			Глубина паза, мм	Диаметр вала, мм	Сечение шпонки, мм			Глубина паза, мм
d	$b_ш$	$h_ш$	$l_ш$	t_1	*d*	$b_ш$	$h_ш$	$l_ш$	t_1
17÷22	6	6	14÷70	3,5	58 ÷ 65	18	11	50÷200	7
22÷30	8	7	18÷90	4	65 ÷75	20	12	56÷220	7,5
30 ÷ 38	10	8	22÷110	5	75 ÷85	22	14	63÷250	9
38 ÷ 44	12	8	28÷140	5	85 ÷95	25	14	70÷280	9
44 ÷ 50	14	9	36÷160	5,5	95 ÷110	28	16		10
50 ÷ 58	16	10	45÷180	6	110÷130	32	18		11

Примечание. Длина шпонки $l_ш$ (мм) выбирается из стандартного ряда длин: 12; 14; 16; 18; 20; 22; 25; 28; 32; 36; 40; 45; 50; 56; 63; 70; 80; 90; 100; 110; 125

Таблица П2

Значения высоты *t* ступеньки вала, координаты *r* фаски подшипника и величины *f* фаски ступицы колеса в зависимости от диаметра *d* вала, мм

d	17–24	25–30	32–40	42–50	52–60	63–70	75–85	85–95	95–105	105–115
t	2	2,2	2,5	2,8	3	3,3	3,5	3,8	4	4
r	1,6	2	2,5	3	3	3,5	3,5	4	4	4
f	1	1	1,2	1,6	2	2	2	2,2	2,6	2,6

Таблица П3

Эффективные коэффициенты концентрации напряжений для сечений валов, ослабленных шпоночными пазами

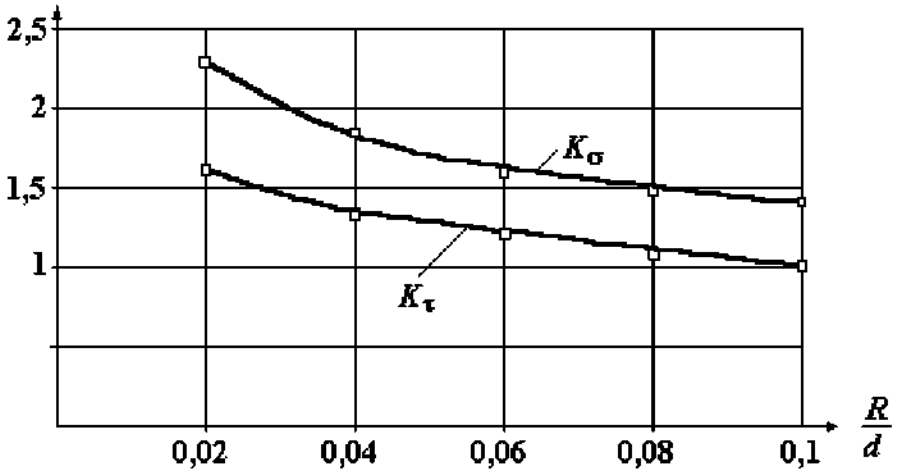
$\sigma_в$, МПа	500	700	900
K_σ	1,6	1,9	2,15
K_τ	1,4	1,7	2,05

Таблица П4

Коэффициенты чувствительности асимметрии цикла

$\sigma_в$, МПа	350 – 520	520 – 720	720 – 1000	1000 – 1200
ψ_σ	0	0,05	0,1	0,2
ψ_τ	0	0	0,05	0,1

Рис. П2. Эффективные коэффициенты концентрации напряжений K_σ и K_τ в зависимости от отношения радиуса галтели к диаметру вала



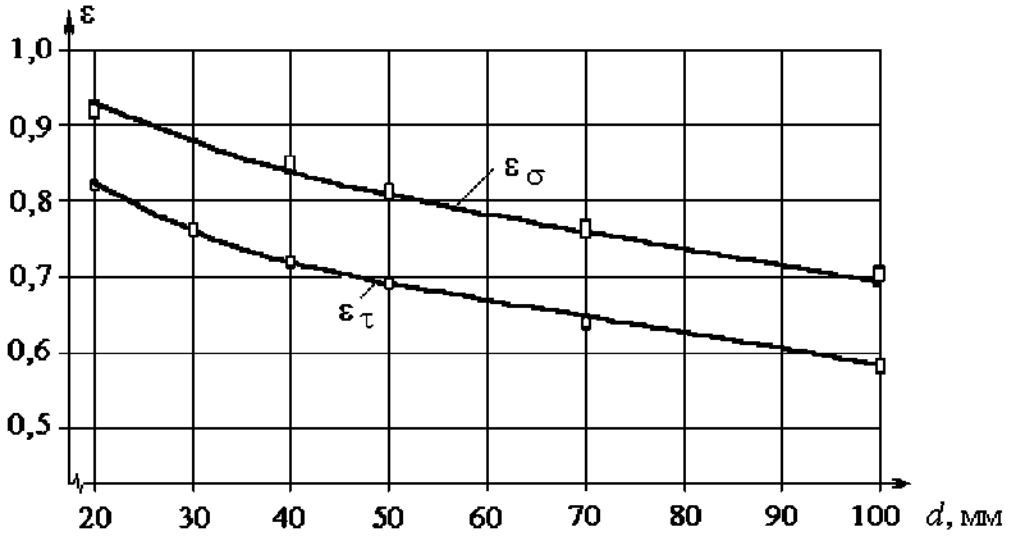


Рис. П3. Зависимость значений масштабных факторов ε_σ и ε_τ от диаметра вала

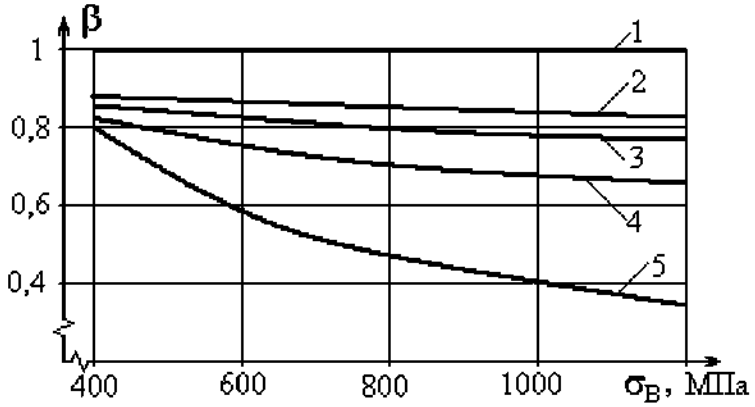


Рис. П4. Зависимость коэффициента β качества обработки поверхности от предела выносливости материала и вида обработки:

1 – полированная поверхность; 2 – шлифование; 3 – тонкая (чистовая) обработка; 4 – грубое точение; 5 – окалина

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

Афанасьев А. И., Ляпцев С. А. Курсовое проектирование по теории механизмов и машин. – Екатеринбург: Изд–во УГГУ, 2005.

Дунаев П. Ф., Леликов О. П. Конструирование узлов и деталей машин: учебн. пособие для студ. техн. спец. вузов. – М.: Изд. центр «Академия», 2003. – 496 с.

Краснов М. М., Вереина Л. И. Техническая механика. М.: – Academia, 2010. – 288 с.

Левитский И. И. Теория механизмов и машин. – М.: Высшая школа, 2007.

Мокрушин Н. В., Ляпцев С. А. Лекции по сопротивлению материалов. – Екатеринбург: Изд–во УГГУ, 2012.

Сопротивление материалов в примерах и задачах. *Под ред. Мокрушина Н. В.*– Екатеринбург: Изд–во УГГУ, 2010.

Олофинская В. П. Техническая механика. – М.: Форум, 2009.

Смеляпин А. И. Теория механизмов и машин. – М.: Инфра, 2009.

Степин П. А. Сопротивление материалов. – М.: Лань, 2010.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

ПРИКЛАДНАЯ МЕХАНИКА

Специальность –
21.05.04 Горное дело
Специализация –
Открытые горные работы
форма обучения: очная, заочная

Авторы: Котельников А.П, к.т.н., доц.

Екатеринбург

Методические указания адресованы студентам, обучающимся по направлению подготовки 21.05.04 Горное дело, и призваны обеспечить эффективную самостоятельную работу по курсу «Прикладная механика».

Форма контроля самостоятельной работы студентов – проверка на практическом занятии, расчетно-графическая работа, зачет.

ФОРМЫ И СОДЕРЖАНИЕ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Методические материалы, определяющие процедуры оценивания знаний, умений, владений (опыта деятельности), характеризующие формирование компетенций

Ознакомление обучающихся с процедурой и алгоритмом оценивания (в начале изучения дисциплины).

Проверка ответов на задания, выполненных работ.

Сообщение результатов оценивания обучающимся, обсуждение результатов. Оформление необходимой документации.

1. ШПОНОЧНЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Шпоночные и шлицевые соединения служат для закрепления деталей на осях и валах и передачи крутящего момента от вала к ступице детали или наоборот, от ступицы к валу.

Рабочими гранями призматических и сегментных шпонок служат их боковые, более узкие грани. На боковых гранях возникают напряжения смятия $\sigma_{см}$, а в продольном сечении шпонки – напряжения среза $\tau_{ср}$.

Условие прочности на смятие для призматических шпонок (рис. 1):

$$\sigma_{см} = \frac{4 \cdot T}{d \cdot h \cdot l_{раб}} \le [\sigma_{см}],$$

условие прочности шпонки на срез:

$$\tau_{ср} = \frac{2 \cdot T \cdot 10^3}{d \cdot b \cdot l_{раб}} \le [\tau_{ср}],$$

где T – крутящий момент на валу; d – диаметр вала; h – высота шпонки; b – ширина шпонки; $l_{раб}$ – рабочая длина призматической шпонки.

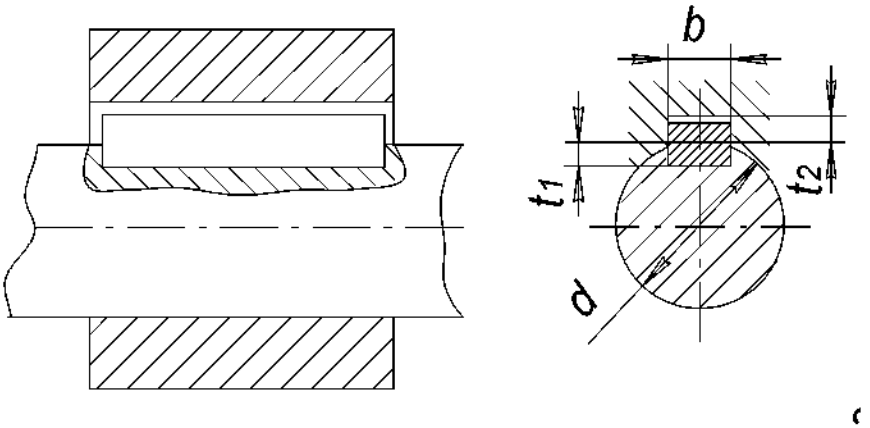


Рис. 1. Шпоночное соединение

Для неподвижных шпоночных соединений допускают:
при переходных посадках $[\sigma_{см}] = 80...150$ МПа; при посадках с натягом $[\sigma_{см}] = 110...200$ МПа. Меньшие значения для чугунных ступиц и при резких изменениях нагрузки. В подвижных соединениях (в осевом направлении) $[\sigma_{см}] = 20...30$ МПа. Допускаемые напряжения на срез шпоночных соединений $[\tau_{ср}] = 60...90$ МПа.

Допускаемое напряжение смятия в неподвижных шлицевых соединениях при тяжёлых условиях эксплуатации $[\sigma_{см}] = 35...50$ МПа.

Задача № 1

Для вала диаметром 60 мм подобрать размеры призматической шпонки с закругленными концами. Определить, какой момент может передавать эта шпонка. Принять длину шпонки $l = 1{,}3 \cdot d$; $[\sigma_{см}] = 80$ МПа.

Решение

По рекомендации вычисляем предварительную длину шпонки $l = 1{,}3 \cdot 60 = 78{,}0$ мм..

По ГОСТу 23360-78 принимаем $l = 80$ мм и выбираем размеры сечения шпонки высота h=11 мм; ширина b=18 мм в соответствии с диаметром вала d=60 мм (табл.П.1). Рабочая длина шпонки

$$l_{раб} = l - b. \qquad (1)$$

Запишем условие прочности на смятие

$$\sigma_{см} = \frac{4 \cdot T}{d \cdot h \cdot l_{раб}} \le [\sigma_{см}], \qquad (2)$$

откуда определяем крутящий момент

$$T \le \frac{[\sigma_{см}] \cdot d \cdot h \cdot l_{раб}}{4 \cdot 10^3} = \frac{80 \cdot 60 \cdot 11 \cdot (80 - 18)}{4 \cdot 10^3} = 818 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

Задача № 2

Выбрать по ГОСТу призматическую шпонку для соединения шестерни с валом диаметром 35 мм (рис.1), передаваемый момент равен $150 Н \cdot м$. Выполнить полную проверку соединения на прочность.

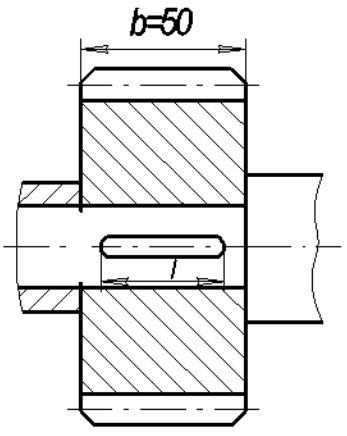


Рис. 2. Соединение к задаче 2

Решение

По ГОСТу 23360-78 выбираем сечение шпонки h=8 мм; b=10 мм. Из конструктивных соображений длину шпонки l принимаем на 5—10 мм меньше ширины зубчатого венца шестерни b_w=50 мм, поэтому l =45 мм. Итак, размеры шпонки по ГОСТ $10 \times 8 \times 45$ мм.

Проверим прочность шпонки на смятие:

$$\sigma_{см} = \frac{4 \cdot T}{d \cdot h \cdot l_{раб}} = \frac{4 \cdot 150 \cdot 10^3}{35 \cdot 8 \cdot (45 - 10)} = 61{,}2 \text{ МПа} < 80 \text{ МПа}, \qquad (3)$$

где $[\sigma_{см}] = 80$ МПа.

Проверим шпонку на срез:

$$\tau_{ср} = \frac{2 \cdot T \cdot 10^3}{d \cdot b \cdot l_{раб}} = \frac{2 \cdot 150 \cdot 10^3}{35 \cdot 10 \cdot (45 - 10)} = 24{,}5 \text{ МПа} < 60 \text{ МПа}, \qquad (4)$$

где $[\tau_{ср}] = 60$ МПа . Условия прочности выполнены.

Задача № 3

Зубчатое колесо, рассчитанное для передачи окружного усилия $F_t = 6кН$, соединено с валом призматической шпонкой (рис.3). Проверить шпоночное соединение на прочность.

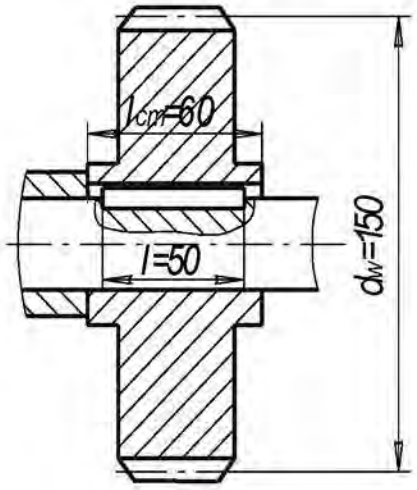
Решение

Определяем крутящий момент на валу, передаваемый цилиндрическим зубчатым колесом, Н·м:

$$T = \frac{F_t \cdot d_w}{2} = \frac{6 \cdot 10^3 \cdot 150 \cdot 10^{-3}}{2} = 450 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

Диаметр вала определяем из условия прочности вала:

$$d \geq \sqrt[3]{\frac{T}{0{,}2[\tau]}} = \sqrt[3]{\frac{450 \cdot 10^3}{0{,}2 \cdot 15}} = 53{,}1 \text{ мм}, \quad (5)$$



где [τ] – пониженное напряжение на кручение, обычно принимают для редукторных и аналогичных валов [τ] = (12…15) МПа.

Округляем по ряду Ra 40 диаметр вала d=56 мм.

Размеры шпонки выбираем по ГОСТу 23360-78 $16 \times 10 \times 50$ (по табл. П. 1).

Проводим проверку шпонки на смятие:

$$\sigma_{см} = \frac{4 \cdot T}{d \cdot h \cdot l_{раб}} = \frac{4 \cdot 450 \cdot 10^3}{56 \cdot 10 \cdot (50 - 16)} = 94{,}5 \text{ МПа}. \quad (6)$$

Поскольку $\sigma_{см} = 94{,}5 \text{ МПа} < [\sigma_{см}] = 200 \text{ МПа}$, условие прочности соблюдается, так как посадка колеса на вал с натягом.

Рис.3. Соединение к задаче 3

Задача № 4

Втулочная муфта, соединяющая два вала, установлена на сегментных шпонках (рис. 4). Соединение с натягом. Подобрать размеры шпонки и проверить соединение на срез и смятие. Расчетный момент определить из условия прочности вала на кручение, при допускаемом напряжении на кручение $[\tau_{кр}] = 25МПа$, ослабление вала шпоночной канавкой не учитывать.

Решение

Условие прочности вала на кручение:

$$\tau_{кр} = \frac{T}{0{,}2 \cdot d^3} \leq [\tau_{кр}], \quad (7)$$

откуда вычисляем крутящий момент

$$T \le \frac{[\tau_{кр}] \cdot 0{,}2 \cdot d^3}{10^3} = \frac{25 \cdot 0{,}2 \cdot 38^3}{10^3} = 274\ \text{Н} \cdot \text{м}\ .$$

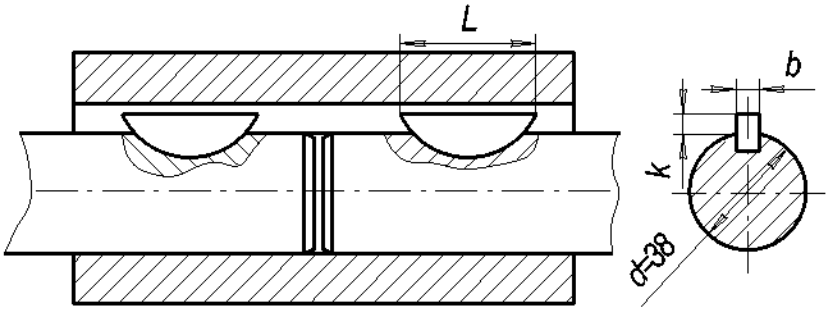


Рис. 4. Соединение к задаче 4

Размеры шпонки выбираем по ГОСТ 24071-80: высота h=13 мм; ширина b=10 мм; D=32 мм; глубина врезания t_1=10 мм; t_2 = 3,3 мм (далее в формуле $k = t_2$) см. табл. П. 2. Проверяем подобранную шпонку на смятие

$$\sigma_{см} = \frac{2 \cdot T}{d \cdot k \cdot L} = \frac{2 \cdot 274 \cdot 10^3}{38 \cdot 3{,}3 \cdot 32} = 137\ \text{МПа}\ , \qquad (8)$$

где длина шпонки $L \approx D \approx 32$ мм.

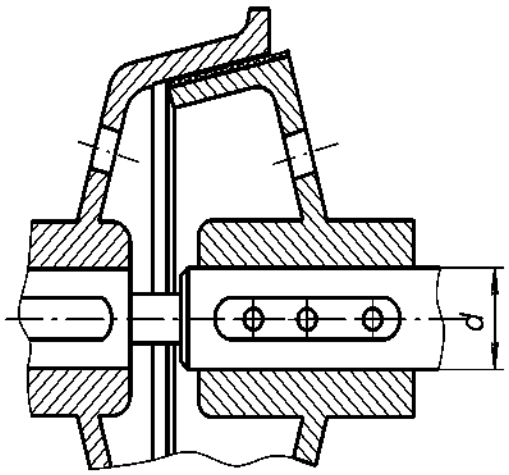
Поскольку $\sigma_{см} = 137\ \text{МПа} < [\sigma_{см}] = 200\ \text{МПа}$, то далее проверяем шпонку на срез

$$\tau_{ср} \approx \frac{2 \cdot T}{d \cdot b \cdot L} \approx \frac{2 \cdot 274 \cdot 10^3}{38 \cdot 10 \cdot 32} \approx 45\ \text{МПа} < 60\ \text{МПа}. \qquad (9)$$

Отмечаем, что соединение с натягом является прочным.

Задача № 5

Определить рабочую длину и сечение призматической шпонки вала конической фрикционной муфты (рис. 5.) по следующим данным: d=45 мм; материал сталь 50. Материал муфты – чугун СЧ18. Момент, передаваемый муфтой, равен $T = 345\ \text{Н} \cdot \text{м}$. Перемещение муфты производится под нагрузкой, вал работает с незначительными толчками, $[\sigma_{см}] = 40\ \text{МПа}$.



Решение

По ГОСТу 23360-78 выбираем сечение шпонки 14х9 мм, где b=14 мм; h=9 мм; t_1=5,5 мм; t_2 = 3,8 мм; (табл. П.1).

Условие прочности на смятие:

Рис. 5. Муфта коническая

$$\sigma_{CM} = \frac{4 \cdot T \cdot 10^3}{d \cdot h \cdot l_{PAБ}} \le [\sigma_{CM}], \qquad (10)$$

откуда определяем рабочую длину шпонки $l_{раб} \ge \frac{4 \cdot T \cdot 10^3}{d \cdot h \cdot [\sigma_{см}]} = \frac{4 \cdot 345 \cdot 10^3}{45 \cdot 9 \cdot 40} = 85{,}2$ мм.

Вычисляем предварительно длину призматической шпонки $l = l_{раб} + b = 85{,}2 + 14 = 99{,}2$ мм и принимаем по ГОСТ окончательно l =100 мм.

2. ШЛИЦЕВЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Задача № 6

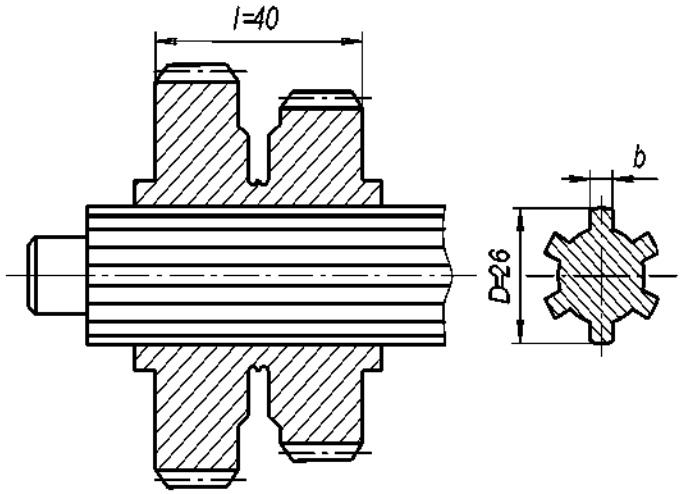


Рис. 6. Шлицевое соединение

Проверить зубчатое (шлицевое) прямобочное соединение блока шестерен с валиком (рис. 6) коробки передач токарного станка по следующим данным: материал вала – сталь 45, число зубьев (шлицов) $z = 6$. Передаваемый момент T= 100 Н·м. Блок шестерен из стали 40, переключение не под нагрузкой. Рабочая поверхность шлицов термически обработана и шлифована.

Условия эксплуатации средние.

Решение

По заданному наружному диаметру D=26 мм выбираем по табл. П.3 легкую серию с размерами: b =6 мм, c =0,3 мм, l =40 мм, d =23 мм, z = 6.

Проверяем соединение на смятие:

$$\sigma_{см} = \frac{2 \cdot T}{d_{ср} \cdot k_з \cdot z \cdot h \cdot l} \le [\sigma_{см}], \qquad (11)$$

где $d_{ср} = \frac{D + d}{2} = \frac{26 + 23}{2} = 24{,}5$ мм; $k_з = 0{,}7...0{,}8$; принимаем $k_з = 0{,}75$;

$h = \frac{D - d}{2} - 2 \cdot c = \frac{26 - 23}{2} - 2 \cdot 0{,}3 = 0{,}9$ мм; $[\sigma_{см}] = 45$ МПа;

$\sigma_{см} = \frac{2 \cdot 100 \cdot 10^3}{24{,}5 \cdot 0{,}75 \cdot 6 \cdot 0{,}9 \cdot 40} = 50{,}4$ МПа > 45 МПа, из этого следует, что легкая серия не подходит, а значит выбираем среднюю. Для средней серии: D=2 мм, b =6 мм, c =0,3 мм, l =40 мм, d =23 мм, z = 6.

$$\sigma_{см} = \frac{2 \cdot 100 \cdot 10^3}{25{,}5 \cdot 0{,}75 \cdot 6 \cdot 1{,}9 \cdot 40} = 22{,}9 \text{ МПа}, \quad \text{где} \quad d_{ср} = \frac{D+d}{2} = \frac{28+23}{2} = 25{,}5 \text{ мм};$$

$$h = \frac{D-d}{2} - 2 \cdot c = \frac{28-23}{2} - 2 \cdot 0{,}3 = 1{,}9 \text{ мм}; \quad \sigma_{см} = 22{,}9 \text{ МПа} < 45 \text{ МПа},$$

следовательно, средняя серия удовлетворяет условию прочности.

3. СВАРНЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Сварка – это технологический процесс соединения металлических деталей при сильном местном нагреве их до расплавленного или пластического состояния с применением давления. Затвердевший после сварки металл называется сварным швом. Прочность соединения зависит от однородности и непрерывности материала сварного шва и окружающей его зоны.

Наибольшее распространение получили следующие виды сварки: электродуговая ручная, автоматическая дуговая под слоем флюса, контактная (оплавленная, точечная, шовная, трением). Электрошлаковая сварка предназначена для соединения деталей большой толщины и для чугунных отливок.

Все виды контактной сварки высокопроизводительны, их широко применяют в массовом производстве для сварки труб, арматуры, кузовов автомашин, металлической обшивки железнодорожных вагонов, корпусов самолетов, тонкостенных резервуаров и т. д.

В зависимости от толщины свариваемых дуговой сваркой деталей требования к форме кромок различны: края тонких листов до 3 мм загибают, кромки листов толщиной от 8 до 20 мм при автоматической сварке выполняют прямыми, а при большей толщине деталей делают скошенные края под углом 60 градусов.

По сравнению с клёпаными и литыми конструкциями сварные обеспечивают существенную экономию металла и значительно снижают трудоемкость процесса изготовления. Поэтому сварные конструкции в большинстве случаев гораздо дешевле клепаных и литых. Применение сварки особенно целесообразно при изготовлении конструкций сложной формы, отдельные детали которых получают прокаткой, ковкой, штамповкой и отливкой.

К недостаткам сварных конструкций относятся: появление остаточных напряжений в свариваемых элементах после окончания процесса сварки, коробление, плохое восприятие переменных и особенно вибрационных нагрузок, сложность и трудоемкость контроля качества сварных швов.

Конструкции и расчет на прочность. Сварные соединения относятся к неразъёмным. По взаимному расположению элементов их можно разделить на следующие группы: стыковые, угловые, нахлесточные и тавровые.

Сварной шов стыкового соединения называется стыковым швом, а сварной шов углового, нахлесточного или таврового соединений – угловым швом.

Стыковые швы рассчитывают:

на растяжение $\sigma_р = \dfrac{F}{b \cdot \delta} \le [\sigma']_р$; (12)

и на сжатие $\sigma_{сж} = \dfrac{F}{b \cdot \delta} \le [\sigma']_{сж}$; (13)

а также на изгиб $\sigma = \dfrac{M}{W} = \dfrac{M \cdot 6}{b \cdot \delta^2}$, (14)

где F – внешняя нагрузка; $[\sigma'_р]$ – допускаемое напряжение сварного шва при растяжении, пишется со штрихом и вычисляется по формуле: $[\sigma'_р] = (0{,}9...1{,}0) \cdot [\sigma_р]$; $[\sigma_р]$ – допускаемое напряжение при растяжении для материала деталей; b - длина сварного шва; δ – толщина деталей; M – изгибающий момент в плоскости сечения; W – момент сопротивления расчетного сечения шва.

Угловые швы имеют следующие основные геометрические характеристики – катет k и высоту h ; для нормального шва $h = k \sin 45 = 0{,}7k$ (рис. 7).

В зависимости от расположения швы различают: фланговые, лобовые и косые.

Лобовой шов расположен перпендикулярно линии действия нагружающей силы, а фланговый - параллельно. Обычно применяют комбинированные сварные швы в соединениях.

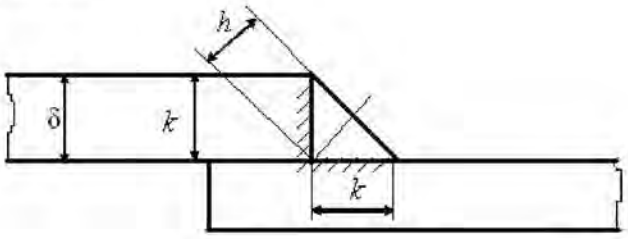


Рис. 7. Угловой шов

Условие прочности флангового шва записывается в виде:

$$\tau = \frac{F}{0{,}7k_1 \cdot 2l} \le [\tau'] \quad (15)$$

где $[\tau']$- допускаемое напряжение в сварном шве при срезе.

Для сравнительно коротких швов, если соединение нагружено парой сил с моментом Т, касательные напряжения определяется в виде

$$\tau = \frac{T}{0{,}7klb} \le [\tau'] \quad (16)$$

Если одна из соединяемых деталей асимметрична, например, к листу приварен уголок, то расчет прочности производят с учетом нагрузки, воспринимаемой каждым швом и распределяемой по швам обратно пропорционально плечам a_1 и a_2 (рис. 8).

При этом напряжения в обоих фланговых швах определяются:

$$\tau = \frac{F}{0{,}7k(l_1 + l_2)} \le [\tau'] \qquad (17)$$

и длина каждого шва находится обратно пропорционально плечам: $\frac{l_1}{l_2} = \frac{a_2}{a_1}$.

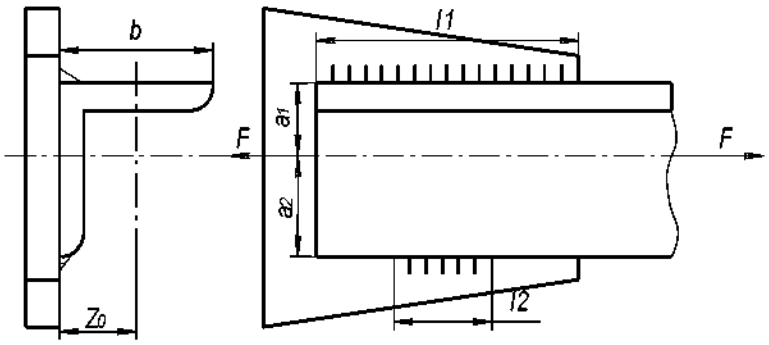


Рис. 8. Фланговый шов асимметричной детали

Л о б о в ы е ш в ы

Лобовые швы рассчитывают только по касательным напряжениям, действующим в плоскости биссектрисы m-m:

$$\tau = \frac{F}{0{,}7kl} \le [\tau'] \qquad (18)$$

Если соединение нагружено парой сил с моментом Т, то условие прочности:

$$\tau_c = \frac{T}{W} = \frac{6T}{0{,}7klb^2} \le [\tau'_c]. \qquad (19)$$

При сложном напряженном состоянии растяжения (или сжатия) с изгибом прочность соединения определяют по формулам:

для соединений встык, выполненных стыковым швом

$$\sigma_р = \frac{F}{b \cdot \delta} + \frac{6M}{b \cdot \delta^2} \le [\sigma'_р] \qquad (20)$$

для нахлёсточных соединений, выполненных угловыми швами

$$\tau_c = \frac{6M}{0{,}7k \cdot 2l^2} + \frac{F}{0{,}7k \cdot 2l} \le [\tau'_c]. \qquad (21)$$

Для решения задач приведены физико-механические свойства некоторых сталей (табл. 1).

Таблица 1

Физико-механические свойства некоторых материалов

Марка стали	Предел прочности $\sigma_в$, МПа	Предел текучести $\sigma_т$, МПа	Предел выносливости σ_{-1}, МПа

Ст 3 и 10	340	200	160
Сталь 20	400	240	170
Сталь 35	500	300	180
Сталь 45	600	360	240
Сталь 35 Х	800	640	280
Сталь 30ХГСА	1000	900	300

Допускаемые напряжения сварных швов зависят от вида шва, способа сварки, марки электродов и характера нагрузки (табл.2.).

Таблица 2

Допускаемые напряжения в сварных швах

Вид технологического процесса сварки	Допускаемые напряжения в швах при		
	Растяжении $[\sigma']_P$	Сжатии $[\sigma']_{СЖ}$	Срезе $[\tau']$
Автоматическая под флюсом, ручная электродами Э42А и Э50А, контактная стыковая	$[\sigma]_P$	$[\sigma]_P$	$0{,}65[\sigma]_P$
Ручная дуговая электродами Э42 и Э50, газовая сварка	$0{,}9[\sigma]_P$	$[\sigma]_P$	$0{,}6[\sigma]_P$
Контактная точечная и шовная	-	-	$0{,}5[\sigma]_P$

Примечание. $[\sigma]_р = \sigma_T / s$ - допускаемое напряжение на растяжение для материала соединяемых деталей при статических нагрузках. Для металлических конструкций запас прочности s =1,4…1,6.

Задача №7

Проверить прочность соединения двух стальных листов толщиной $\delta = 10$ мм, шириной $b = l = 200$ мм , нагруженных силой $F = 140$ кН. Материал – сталь Ст5 ($\sigma_т = 200$ МПа).

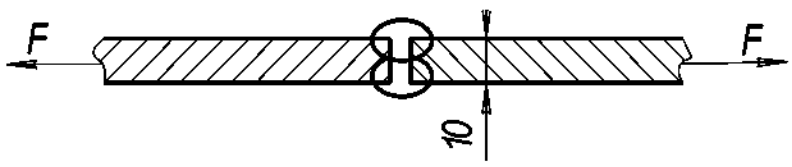


Рис. 9. Сварное соединение к задаче 7

Решение

Определяем допускаемое напряжение в материале

$$[\sigma]_р = \sigma_т / s = \frac{200}{1{,}5} = 133 \text{ МПа}.$$

Определяем допускаемое напряжение в сварном шве по табл. 2:
$\left[\sigma'\right]_{\text{р}} = 0{,}9 \cdot 133 = 120$ МПа.

Запишем условие прочности сварного шва

$$\sigma'_{\text{р}} = \frac{F}{\delta \cdot l} \le \left[\sigma'\right]_{\text{р}} \qquad (22)$$

и вычислим

$$\sigma'_{P} = \frac{140 \cdot 10^{3}}{200 \cdot 10^{-3} \cdot 10 \cdot 10^{-3}} = 70 \cdot 10^{6}\, Па = 70 МПа < 120 МПа$$

Значит, соединение прочное.

Задача № 8

Две полосы из стали Ст3 шириной 200 мм и толщиной 12 мм соединены сварным швом и нагружены силами F (рис. 8).Материал листов – сталь Ст3, для которой $\left[\sigma_{p}\right] = 160 МПа$. Требуется определить допускаемые значения силы для следующих вариантов выполнения шва:

а) ручная сварка электродом Э42;

б) сварка автоматическая под слоем флюса.

Для каждого из указанных вариантов определить процент использования основного материала конструкции.

Решение

а) Определяем допускаемое напряжение в сварном шве:

б) $\left[\sigma'\right] = 0{,}9 \cdot \left[\delta_{p}\right] = 0{,}9 \cdot 160 = 144 МПа$ - по табл. 2;

Из условия прочности $\sigma_{\text{р}} = \frac{F}{b \cdot \delta} \le \left[\sigma'_{\text{р}}\right]$ (23)

определяем усилие: $F \ge b \cdot \delta \cdot \left[\sigma'\right] = 200 \cdot 10^{-3} \cdot 12 \cdot 10^{-3} \cdot 144 \cdot 10^{6} = 346 кН$. (24)

Использовано только 90% основного материала.

б) Определяем допускаемое напряжение в сварном шве:
$\left[\sigma'\right] = \left[\delta_{p}\right] = 160 МПа$

определяем усилие: $F \ge A \cdot \left[\sigma'\right] = 200 \cdot 10^{-3} \cdot 12 \cdot 10^{-3} \cdot 160 \cdot 10^{6} = 384 кН$.

Используется 100% основного материала.

Задача №9

Определить длины сварных швов, соединяющих уголок с косынкой. Сварка ручная электродом Э42. Катет швов равен толщине полки уголка №10. Материал сталь 35.

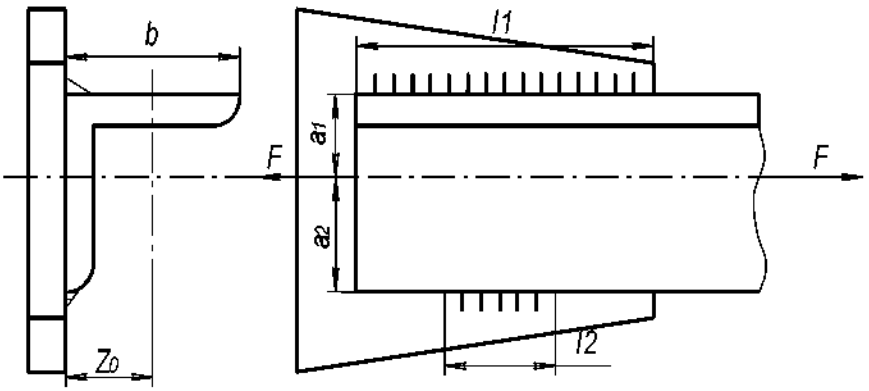


Рис.10. Сварное соединение задаче 9

Решение

Определяем допускаемое напряжение в материале:

$$[\sigma_p]=\frac{\sigma_T}{S}=\frac{300}{1{,}5}=200\ МПа\cdot$$

Определяем допускаемое напряжение в сварном шве (по табл. 2):

$$[\tau'_C]=0{,}6\cdot[\sigma_p]=0{,}6\cdot 200=120 МПа$$

По справочнику [6] для уголка № 10 определяем размеры: ширина полки $b=100 мм$; толщина полки $t=10 мм$; расстояние от полки до центра тяжести $z_0=28{,}3 мм$; площадь $A=1920 мм^2$; $a_1=28{,}3 мм$; $a_2=b-z_0=100-28{,}3=71{,}7 мм$.

Исходя из прочности уголка $\sigma_p=\frac{F}{A}\le[\sigma_p]$,

определяем допускаемую силу $F\le A\cdot[\sigma_p]=1920\cdot10^{-6}\cdot200\cdot10^{6}=384\cdot10^{3}H=384\ кН\cdot$

Составляем условие прочности для сварного шва:

$$\tau=\frac{F}{0{,}7K\cdot l_\Sigma}\le[\tau'_C], \qquad (25)$$

откуда определяем суммарную длину сварного шва (l_Σ)

$$l_\Sigma\ge\frac{F}{0{,}7k\cdot[\tau'_C]}=\frac{384\cdot10^{3}}{0{,}7\cdot10^{-2}\cdot120\cdot10^{6}}=457\cdot10^{-3}\text{м}\cdot$$

Решаем систему уравнений $\frac{l_1}{l_2}=\frac{a_2}{a_1}=\frac{71{,}7}{28{,}3}=2{,}53$; (26)

$$l_1+l_2=l_\Sigma. \qquad (27)$$

Из уравнения (26) $l_1=2{,}53\cdot l_2$;

подставляем в уравнение (27) $2{,}53\cdot l_2+l_2=457$ мм;

далее вычисляем $l_2=\frac{457}{3{,}53}=129$ мм; $l_1=l_\Sigma-l_2=455-129=328$ мм.

Ответ: $l_1=328$ мм; $l_2=129$ мм.

Задача № 10

Проверить прочность сварных швов, соединяющих диск с зубчатым ободом и

диск со ступицей диаметром 120 мм. Катеты сварных швов $k_1 = 4$ мм, $k_2 = 6$ мм. Передаваемая мощность $P = 18$ кВт и угловая скорость зубчатого колеса $\omega = 3\ {}^{\text{рад}}/_{\text{с}}$. Диаметры $d_2 = 120$ мм; $D_1 = 450$ мм. Допускаемое напряжение $[\sigma_р] = 200$ МПа.

Решение

Определяем допускаемое напряжение в сварном шве (по табл. 2): $[\tau'_с] = 0{,}6 \cdot [\sigma_р] = 0{,}6 \cdot 200 = 120$ МПа.

Определяем крутящий момент, передаваемый зубчатым колесом:

$$T = \frac{P \cdot 10^3}{\varpi} = \frac{18 \cdot 10^3}{3} = 6 кН \cdot м.$$

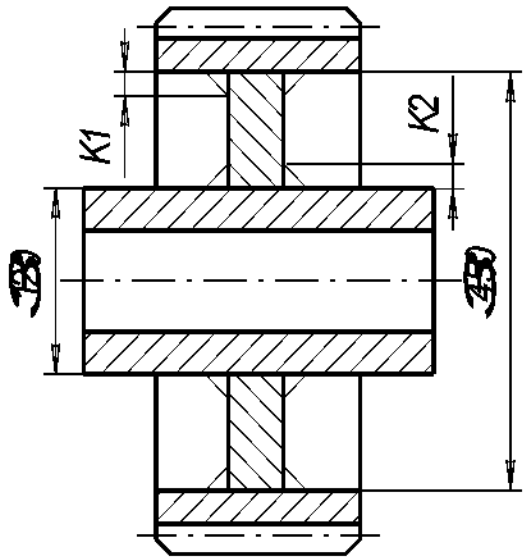


Рис.11. Сварное зубчатое колесо

Условия прочности для двухстороннего сварного шва 1 между диском и зубчатым ободом: $\tau'_1 = \frac{F_1}{0{,}7K_1 \cdot 2\pi D_1} \le [\tau']$, (28)

где $F_1 = \frac{2T}{D_1} = \frac{2 \cdot 6000}{450 \cdot 10^{-3}} = 26{,}7 кН$;

$$\tau'_1 = \frac{26{,}7 \cdot 10^3}{0{,}7 \cdot 4 \cdot 10^{-3} \cdot 2 \cdot 3{,}14 \cdot 450 \cdot 10^{-3}} = 3{,}37 \cdot 10^6 \text{ Па} = 3{,}37 \text{ МПа};$$

соединение прочное, так как 3,37 МПа < 120 МПа.

Условия прочности для сварного шва 2 между диском и ступицей:

$$\tau'_2 = \frac{F_2}{0{,}7k_2 \cdot 2\pi \cdot d_2} \le [\tau'], \quad (29)$$

где $F_2 = \frac{2 \cdot T}{d_2} = \frac{2 \cdot 6000}{120 \cdot 10^{-3}} = 100$ кН;

$$\tau'_2 = \frac{100 \cdot 10^3}{0{,}7 \cdot 6 \cdot 10^{-3} \cdot 2 \cdot 3{,}14 \cdot 120 \cdot 10^{-3}} = 31{,}6 \text{ МПа}.$$

Напряжение 31,6 МПа<120 МПа, следовательно, соединение прочное.

Задача № 11

Рассчитать сварное соединение листа 1 с уголком 2. Заданы действующее усилие Q = 11 кН; расстояние от сварного шва до точки приложения усилия a = 15см, сварные швы выполнены с обеих сторон. Материал свариваемых деталей сталь 35. Вид сварки принять самостоятельно.

Решение

Определяем допускаемое напряжение в материале:

$$[\sigma_р]=\frac{\sigma_т}{S}=\frac{300}{1{,}5}=200\ \text{МПа}.$$

Определяем допускаемое напряжение в сварном шве (по табл. 2):

$$[\tau'_с]=0{,}6\cdot[\sigma_р]=0{,}6\cdot 200=120\,\text{МПа}.$$

Переносим силу Q, действующую на уголок 2, к центру сварного шва и уравновешиваем её. Таким образом получаем, что на сварной шов действует сила Q и изгибающий момент M.

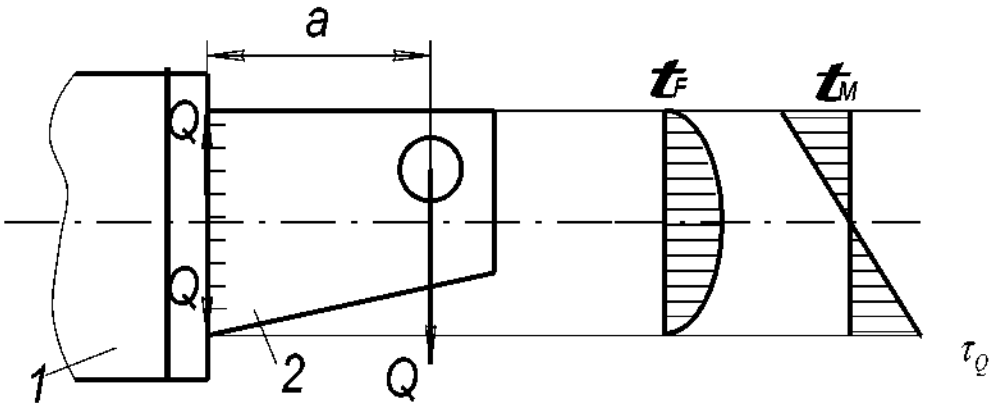


Рис. 12. Сварное соединение листа с уголком и эпюрами напряжений

При нагружении силой и изгибающим моментом прочность соединения определяем по формуле:

$$\tau_{общ}=\tau_Q+\tau_М\le[\tau'], \tag{30}$$

где τ_Q – касательное напряжение от силы;

$\tau_М$ – касательное напряжение от изгибающего момента.

Поскольку в верхней точке сварного шва τ_Q=0, то

$$\tau_{общ}=\tau_М=\frac{M}{W}. \tag{31}$$

Вычисляем изгибающий момент

$$M=\text{Q}\cdot a=11\cdot 10^3\cdot 15\cdot 10^{-2}=1650\,\text{Н}\cdot\text{м}. \tag{32}$$

Момент сопротивления сечения определяется по формуле:

$$W=\frac{0{,}7kl^2}{6}. \tag{33}$$

Определяем общее касательное напряжение по формуле:

$$\tau_{общ}=\frac{M\cdot 6}{2\cdot 0{,}7kl^2}=\frac{6\cdot 1650}{2\cdot 0{,}7kl^2}\le[\tau']. \tag{34}$$

Пусть катет сварного шва k =3 мм. Тогда определяем длину сварного шва из формулы (34):

$$l \geq \sqrt{\frac{M \cdot 6}{2 \cdot 0{,}7 \cdot k \cdot [\tau']}} = \sqrt{\frac{1650 \cdot 6}{2 \cdot 0{,}7 \cdot 3 \cdot 10^{-3} \cdot 120 \cdot 10^{+6}}} = 0{,}141 \text{ м} = 141 \text{ мм}.$$

Окончательно $l = 141$ мм.

4. РЕЗЬБОВЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Соединения деталей с помощью болтов, винтов и винтовых стяжек относятся к резьбовым соединениям. Соединения деталей с помощью болтов, винтов и винтовых стяжек относятся к резьбовым соединениям (рис.13).

Резьба – выступы, образованные на основной поверхности винтов и гаек и расположенные по винтовой линии.

По форме основной поверхности различают цилиндрические и конические резьбы.

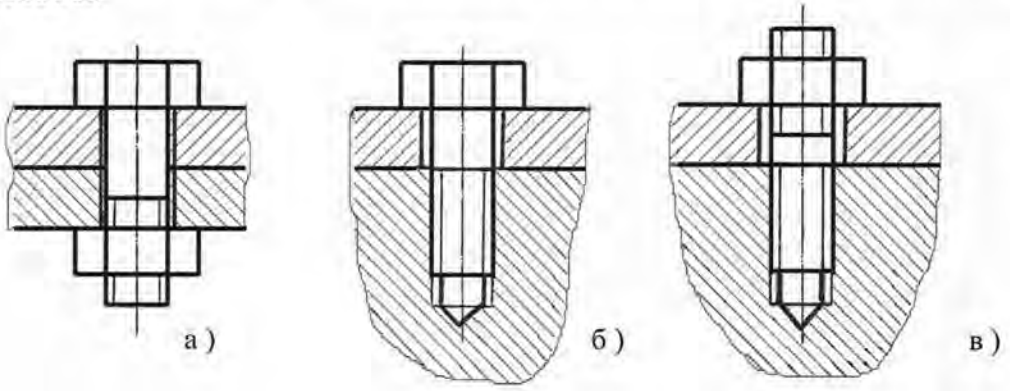


Рис.13. Соединение деталей с помощью болтов (а), винтов (б) и винтовых стяжек (в)

По профилю резьбы – треугольные, прямоугольные, трапецеидальные, круглые и др. Профиль резьбы – это контур сечения резьбы в плоскости, проходящей через ось основной поверхности.

По направлению винтовой линии различают правую и левую резьбы. У правой резьбы винтовая линия идет слева направо и вверх, а у левой - справа налево и вверх.

По числу заходов различают одно-, двухзаходную и т.д.

Основные типы резьб: крепежные и резьбы для винтовых механизмов.

К резьбам крепежным относятся: метрическая с треугольным профилем (рис. 14) – основная резьба, трубная – треугольная со скругленными вершинами и впадинами, а также круглая. Геометрические параметры метрической резьбы стандартизированы (прил. таблица 4).

Виды резьбы винтовых механизмов (ходовые резьбы): прямоугольная, трапецеидальная симметричная, трапецеидальная несимметричная (упорная).

Для изготовления крепежных деталей применяют низко- и средне-углеродистые стали, а для деталей, работающих при переменных и ударных нагрузках, – легированные стали. Наибольшее применение нашли стали: Ст3кп; Ст5; Ст10; Ст10кп. Характеристики этих марок сталей приведены в первой строке табл. 1.

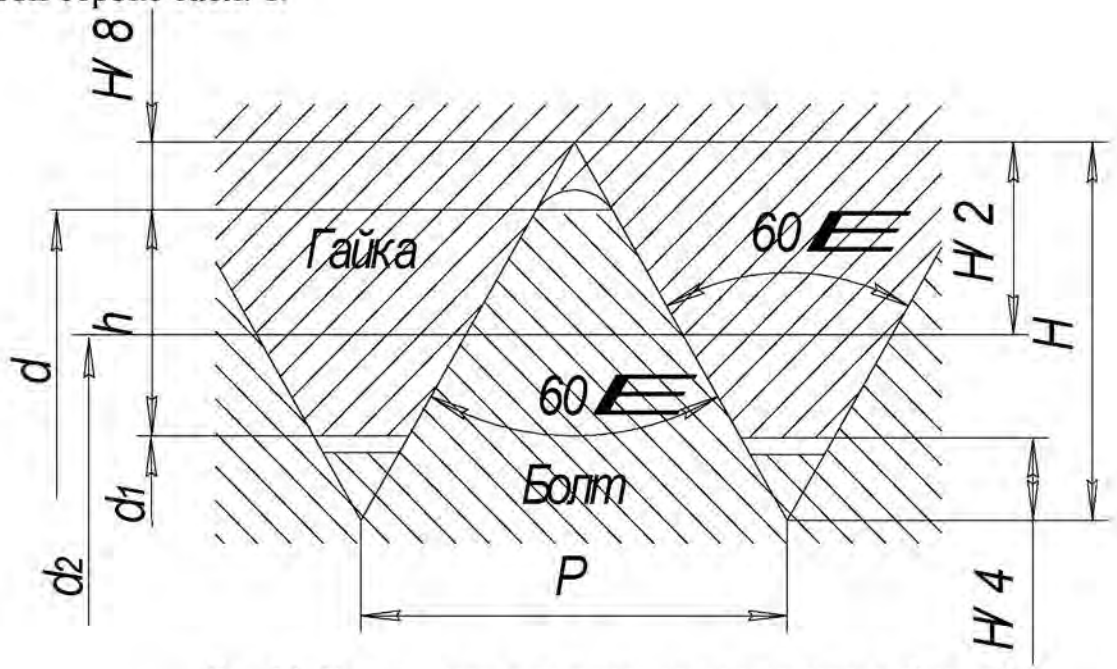


Рис.14. Геометрические параметры метрической резьбы:
d – наружный диаметр; d_1 – внутренний диаметр; d_2 – средний диаметр;
h – рабочая высота профиля; P – шаг; α – угол профиля.

Геометрические параметры резьбы определяются следующим образом:

d – наружный диаметр;

d_1 – внутренний диаметр;

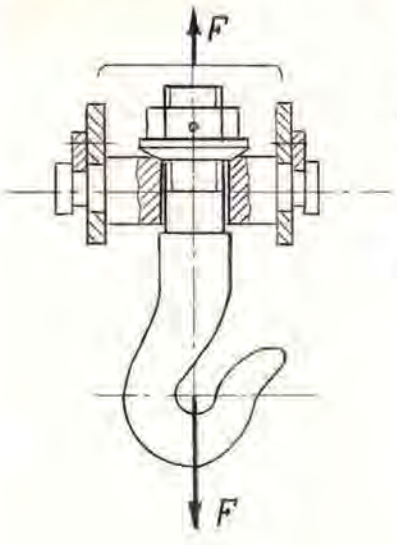
d_2 – средний диаметр;

h – рабочая высота профиля;

P – шаг (расстояние между одноименными сторонами соседних профилей, измеренное в направлении оси резьбы);

α – угол профиля.

Расчет болтов (винтов) при наиболее распространённых способах нагружения в соединениях.



1) **Растяжение в стержне (без затяжки).**

Пример: участок крюка для подвешивания груза. Стержень болта нагружен только внешней растягивающей силой. Опасным является сечение наименьшей площади диаметром d_1. Условие прочности по напряжениям растяжения в стержне:

$$\sigma_{экв} = \frac{F_з}{\pi \cdot d_1^2 / 4} \le [\sigma_р] \qquad (35)$$

где d_1 – внутренний диаметр резьбы, $F_з$ – сила затяжки; [$\sigma_р$] –допускаемые напряжения на растяжение см. в табл. 3.

крюк

2) **Болт затянут, внешняя нагрузка отсутствует.**

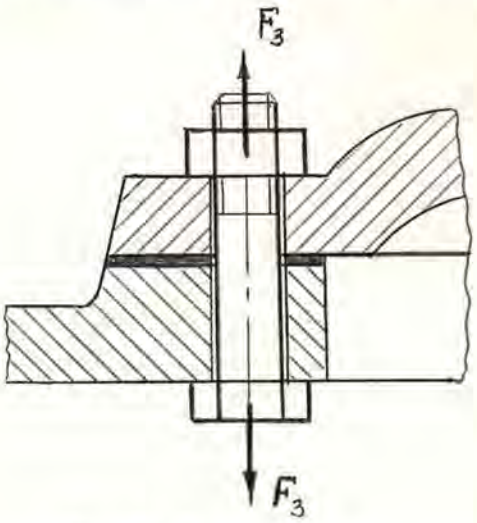


Рис.16. Болт затянут

Стержень болта растягивается и закручивается. Прочность болта определяют по эквивалентному напряжению:

$$\sigma_{экв} = \frac{F_з}{\pi \cdot d_1^2 / 4} \le [\sigma_р] \qquad (36)$$

Напряжения растяжения от силы $F_з$ и кручения от пары с моментом $T_р$:

$$\tau = \frac{T_р}{W_р} = 0{,}5 \cdot F_з \cdot d_2 \cdot tg(\psi + \varphi) / 0{,}2 d_1^3, \qquad (37)$$

где ψ- угол подъёма; φ - угол трения в резьбе.

В этом случае прочность болта определяется по эквивалентному напряжению: $\sigma_{экв} = \sqrt{\sigma_р^2 + 3\tau^2} \le [\sigma_р]$. Вычисления показывают, что для стандартных метрических резьб [1]:

$$\sigma_{экв} = 1{,}3\sigma_р$$

или $$\sigma_{экв} = \frac{1{,}3 \cdot F_з}{\pi \cdot d_1^2 / 4} \le [\sigma_р]. \qquad (38)$$

3) **Болтовое соединение нагружено силами, сдвигающими детали в стыке.** Условием надежности соединения является отсутствие сдвига деталей в стыке. Выполняется два варианта установки:

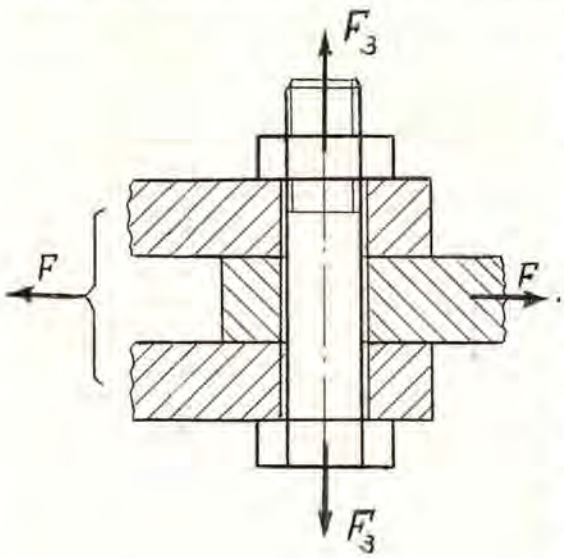


Рис.17. Болтовое соединение с зазором

а) **с зазором,** при этом внешнюю нагрузку F уравновешивают силами трения в стыке, образующимися от затяжки болта. Усилие затяжки определяется

$$F_з = \frac{K \cdot F}{i \cdot f}, \qquad (39)$$

где f = 0,15...0,20 - коэффициент трения в стыке для сухих стальных и чугунных поверхностей; i – число плоскостей стыка деталей (на рис.17 i=2); K – коэффициент запаса, принимающий численные значения при статической нагрузке K = 1,3...1,5; при переменной нагрузке K = 1,8...2,0.

Дальнейший расчёт проводится по эквивалентному напряжению (38).

б) **без зазора.** В этом случае должно выполняться два условия прочности. Первое условие – условие прочности при **срезе**

$$\tau = \frac{F}{(\pi \cdot d_1^2/4) \cdot i \cdot z} \le [\tau_c], \qquad (40)$$

где i– число плоскостей среза деталей; $[\tau_c]$ – допускаемое напряжение на срез, вычисляется при статической нагрузке $[\tau_c] = 0{,}4\,\sigma_т$; при переменной нагрузке $[\tau_c] = (0{,}2...0{,}3)\sigma_т$; z –число болтов.

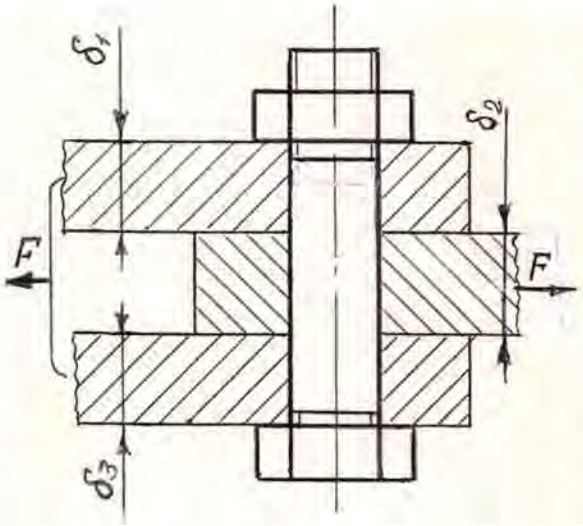


Рис. 18. Болтовое соединение без зазора

Второе условие – условие прочности при **смятии**, которое при соединении трёх деталей записывается двумя уравнениями:
для средней детали:

$$\sigma_{см} = \frac{F}{(\delta_2 \cdot d) \cdot n} \le [\sigma_{см}]; \qquad (41)$$

для крайних деталей:

$$\sigma_{см} = \frac{F}{(\delta_1 + \delta_3) \cdot d \cdot n} \le [\sigma_{см}], \qquad (42)$$

где δ_1, ,δ_3 – толщина крайних соединяемых деталей, δ_2 –толщина средней детали.

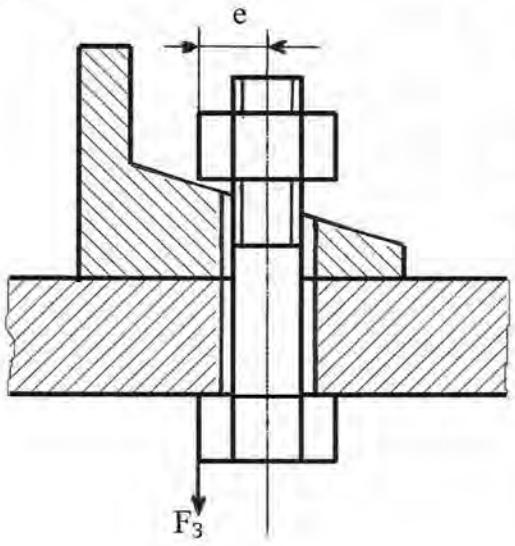


Рис. 19. Эксцентрично нагруженный болт

4) **Эксцентрично нагруженный** болт

В некоторых конструкциях резьбовых соединений болты нагружены также изгибающими их силами. Такое нагружение возникает вследствие перекосов плоскостей болта, гайки, соединяемых деталей, либо в связи с вынужденными конструктивными решениями.

После затяжки **эксцентрично нагруженного** болта кроме напряжений растяжения ($\sigma_р$) возникают также напряжения изгиба ($\sigma_и$) и максимальное эквивалентное напряжение определяют:

$$\sigma_{max} = \sigma_р + \sigma_и = \frac{F_з}{\pi \cdot d_1^2/4} + \frac{F_з \cdot e}{\pi \cdot d_1^3/32} \le [\sigma_р] \qquad (43)$$

после преобразования формулы получим:

$$\sigma_{max} = \frac{4F_з(d_1 + 8 \cdot e)}{\pi \cdot d_1^3} \le [\sigma_р] \qquad (44)$$

где e – эксцентриситет, который определяется как расстояние между возникающей парой сил, создающей изгибающий момент. Часто эксцентриситет принимают равным диаметру болта.

Допускаемые напряжения для резьбовых соединений и запасы прочности приведены в табл. 3 и 4.

Таблица 3

Допускаемые напряжения для резьбовых соединений

Вид нагрузки	Рекомендуемые значения
Растягивающая внешняя нагрузка: без затяжки болтов	$[\sigma] = 0{,}6 \cdot \sigma_Т$
с затяжкой болтов	$[\sigma] = \sigma_Т / [s]$ **Статическая** нагрузка: [s] по таблице запасов – неконтролируемая затяжка; [s] = 0,5…2,5 – контролируемая затяжка. **Переменная** нагрузка: [s] по таблице запасов – неконтролируемая затяжка; [s] = 1,5…2,5 – контролируемая затяжка
Поперечная внешняя нагрузка: болт поставлен с зазором	[s] по таблице запасов – неконтролируемая затяжка; [s] = 0,5…2,5 – контролируемая затяжка
болт поставлен без зазора	$[\tau] = 0{,}4 \cdot \sigma_Т$ (статическая); $[\tau] = (0{,}2...0{,}3) \cdot \sigma_Т$ - (переменная); $[\sigma_{см}] = 0{,}8 \cdot \sigma_Т$ - сталь; $[\sigma_{см}] = (0{,}4...0{,}5) \cdot \sigma_Т$ - чугун

Таблица 4

Запасы прочности для резьбовых соединений [s]

Материал болта	[s] при неконтролируемой затяжке и постоянной нагрузке		
	М6…М16	М16…М30	М30…М60
Углеродистая сталь	5…4	4…2,5	2,5…1,5

Легированная сталь	6,5…5	5…3,3	3,3

Задача 12

Рычаг с грузом массой m=60 *кг* крепится на валике посредством клеммового соединения (рис. 20). Определить требуемый диаметр болтов, если коэффициент трения между валиком и ступицей рычага $f = 0{,}15$; число болтов $z = 2$; материал – сталь Ст3; затяжка неконтролируемая.

Указание. Момент сил трения должен быть на 20% больше момента от сил тяжести груза. Силы трения условно принять сосредоточенными в верхней и нижней точках контакта валика и ступицы клеммы.

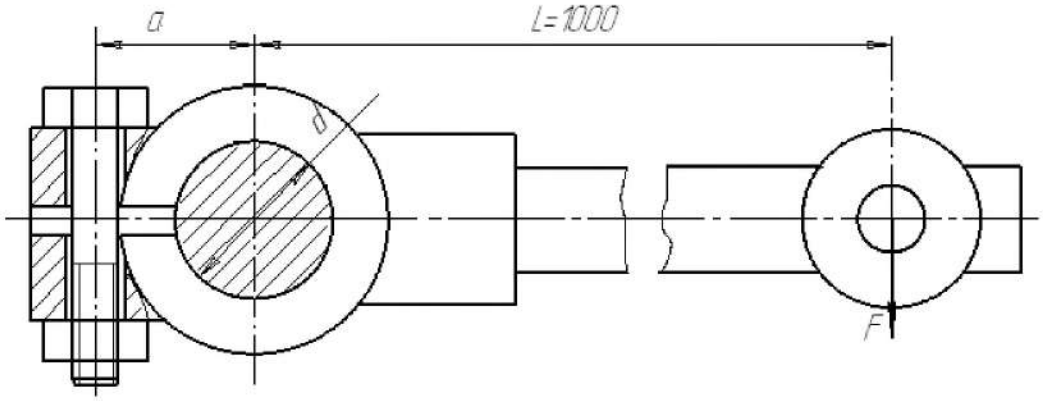


Рис. 20. Клеммовое соединение

Решение

Внешний момент от действия груза находим из выражения

$$M_{\text{внеш}} = F \cdot L = m \cdot g \cdot L = 60 \cdot 9{,}8 \cdot 1 = 588\ \text{Н} \cdot \text{м}. \qquad (45)$$

Укажем силы трения в верхней и в нижней точках контакта валика и ступицы клеммы согласно указания к решению задачи (рис. 21). Момент от пары сил трения, возникший между ступицей клеммы и валом, должен уравновесить внешний момент и должен превышать на 20 % внешний момент, то есть

$$M_{\text{внутр}} = F_{\text{тр}} \cdot d = M_{\text{внеш}} \cdot 1{,}2 \qquad (46)$$

или подробнее $F_{\text{п}} \cdot f \cdot d = 1{,}2 \cdot M_{\text{внеш}}$,

откуда $$F_{\text{п}} = \frac{1{,}2 M_{\text{внеш}}}{f \cdot d} = \frac{1{,}2 \cdot 588}{0{,}15 \cdot 0{,}06} = 78{,}4\ \text{кН}. \qquad (47)$$

Предположим, что половины ступицы клеммы соединены с рычагом шарнирно в точке 0. Из равенства моментов сил $F_{\text{п}}$ и $F_{\text{з}} \cdot \text{z}$ (с учётом количества болтов), относительно точки 0 имеем

$$-F_з\left(a + \frac{d}{2}\right) \cdot z + F_n \cdot \frac{d}{2} = 0. \qquad (48)$$

Откуда сила затяжки одного болта

$$F_з = \frac{F_n \cdot d}{2\left(a + \frac{d}{2}\right) \cdot z} = \frac{F_n \cdot d}{(2 \cdot a + d) \cdot z} = \frac{78{,}4 \cdot 0{,}06}{(2 \cdot 0{,}055 + 0{,}06) \cdot 2} = 13{,}85\ кН$$

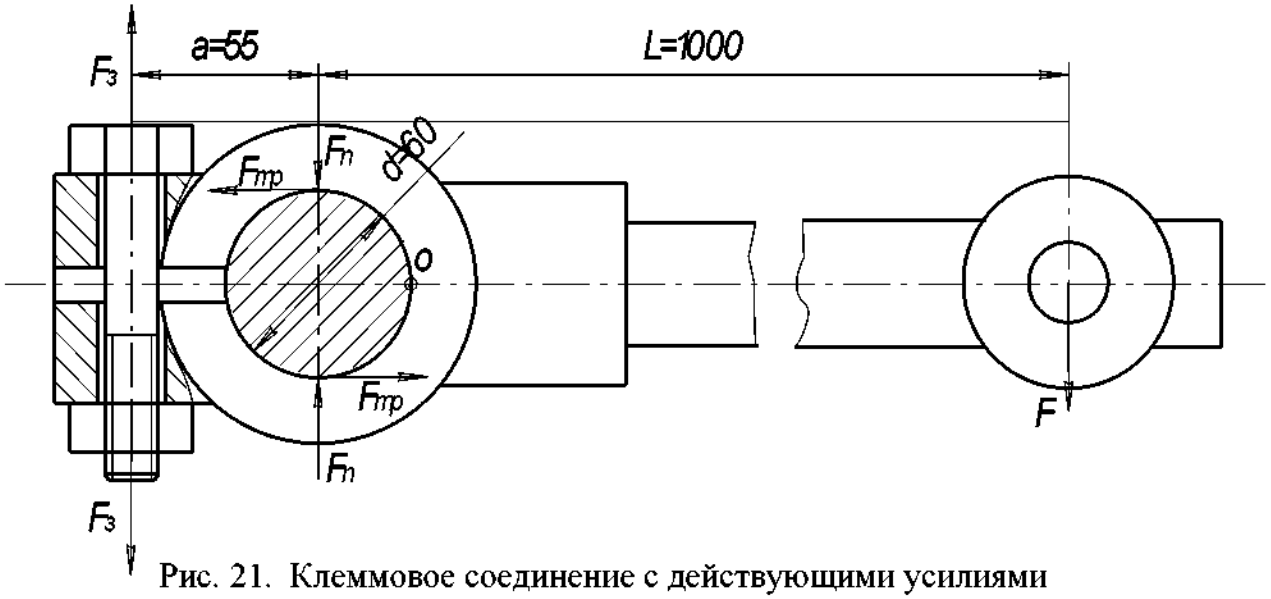


Рис. 21. Клеммовое соединение с действующими усилиями

Запишем условие прочности болта:

$$\sigma_{экв} = \frac{1{,}3 \cdot F_з}{\pi \cdot d_1^2 / 4} \le [\sigma_p], \qquad (49)$$

Из формулы (13) получаем зависимости для проектного расчета болта:

$$d_1 \ge \sqrt{\frac{4 \cdot 1{,}3 \cdot F_з}{[\sigma_р] \cdot \pi}}, \qquad (50)$$

где d_1- внутренний диаметр болта, мм; $[\sigma_Р]$- допускаемое напряжение на растяжение болта, МПа; s – запас прочности.

По табл. 3 определяем $[\sigma_p] = \frac{\sigma_T}{s}$.

Принимаем предварительно болт с резьбой М20, поэтому по табл.4 запасов для данного диаметра $s = 3$.

Вычисляем $[\sigma_p] = \frac{200}{3} = 66{,}7$ МПа;

$$d_1 \ge \sqrt{\frac{4 \cdot 1{,}3 \cdot 13850}{66{,}7 \cdot 10^6 \cdot 3{,}14}} = 18{,}544 \cdot 10^{-3}\ м = 18{,}544\ мм.$$

Выбираем по табл. П. 4 болт М20х1 с параметрами: d_1 =18,918 мм; шаг р =1 мм; d = 20 мм.

Задача № 13

Рассчитать болты для крепления барабана лебедки к зубчатому колесу.

Усилие в тросе, навиваемом на барабан $Q = 10кН$, материал болта Ст3, $\sigma_T = 200$ МПа, коэффициент трения $f = 0{,}12$. Количество болтов – z = 6 штук. Дополнительные условия: болты установлены без зазора.

Решение

Внешний момент находим из выражения

$$M_{внеш} = 1{,}2 \cdot Q \cdot \frac{D_б}{2}; \qquad (51)$$

Внутренний момент находим по формуле

$$M_{внутр} = F_{тр} \cdot \frac{D_ш}{2}. \qquad (52)$$

Поскольку в соединении должно быть равновесие, то $M_{внеш} = M_{внутр}$,

или $F_{тр} \cdot \frac{D_ш}{2} = 1{,}2 \cdot Q \cdot \frac{D_б}{2}$. (53)

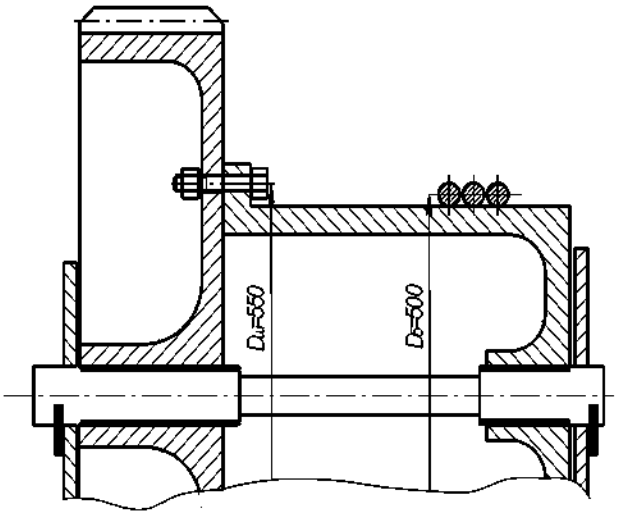


Рис. 22. Соединение зубчатого колеса с барабаном лебёдки

Отсюда вычисляем силу трения

$$F_{тр} = \frac{1{,}2 \cdot Q \cdot D_Б}{D_ш} = \frac{1{,}2 \cdot 10 \cdot 10^3 \cdot 500}{550} = 10909H.$$

При условии, что болт установлен без зазора, запишем условие прочности болта на срез

$$\tau_{ср} = \frac{F}{\pi \cdot d^2/4 \cdot n} \le [\tau_{ср}] \qquad (54)$$

Вычислим допускаемое напряжение на срез по табл. 3, примем нагрузку статической

$$[\tau_{ср}] = 0{,}4 \cdot [\sigma_т] = 0{,}4 \cdot 200 = 80 \text{ МПа}.$$

Определяем наружный диаметр болта из выражения

$$d \ge \sqrt{\frac{F \cdot 4}{\pi \cdot [\tau_{ср}] \cdot z}} = \sqrt{\frac{10909 \cdot 4}{3{,}14 \cdot 80 \cdot 10^6 \cdot 6}} = 5{,}38 \cdot 10^{-3} \text{м} = 5{,}38 \text{ мм}. \qquad (54)$$

Принимаем по табл. П. 4 болт М6 (d=6мм).

Найденному значению d удовлетворяет чистый болт под развертку с диаметром нарезной части М6 и ненарезной – диаметром 7мм.

Запишем условие прочности на смятие

$$\sigma_{см} = \frac{F}{d \cdot \delta \cdot z} \le [\sigma_{см}]; \qquad (55)$$

$[\sigma_{см}] = 0{,}8 \cdot \sigma_т = 0{,}8 \cdot 200 = 160$ МПа (табл. 3).

Далее из выражения (55) определяем минимально необходимую толщину

фланцев соединяемых деталей (барабана и колеса):

$$\delta_{Б} = \delta_{К} \geq \frac{F}{d \cdot z \cdot [\sigma_{см}]} = \frac{10909}{7 \cdot 10^{-3} \cdot 6 \cdot 160 \cdot 10^{6}} = 1{,}62 \cdot 10^{-3}\,\text{м} \approx 2\,\text{мм}.$$

В результате расчетов принимаем для крепления болты М6 и отмечаем, что минимально необходимая толщина фланцев барабана и колеса 2 мм.

5. ЗАКЛЁПОЧНЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Заклепочные соединения неразъёмные. По конструкции различают соединения внахлёстку и встык, однорядные и многорядные, односрезные и многосрезные. На рис. 23 приведён пример односрезного соединения внахлёст, на рис. 24 – пример двухсрезного соединения встык с двумя накладками.

Заклепочные соединения разделяются на [2, 3]:

1. Прочные соединения, используемые преимущественно в металлических конструкциях машин и строительных сооружениях.
2. Плотно-прочные соединения, используемые в котлах, работающих под давлением.
3. Плотные заклепочные соединения (в котлах низкого давления).

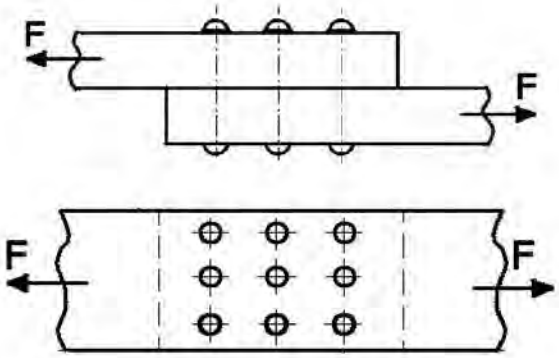


Рис. 23. Заклёпочное соединение внахлёст

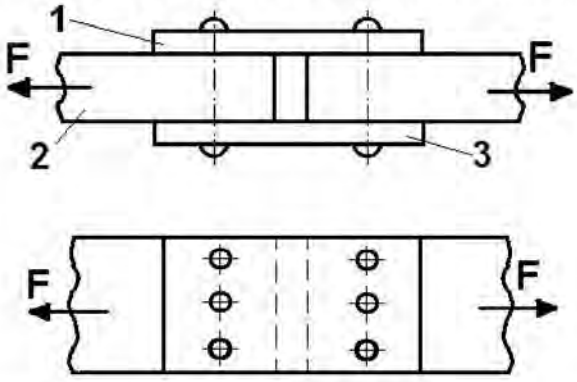


Рис. 24. Заклёпочное соединение встык с двумя накладками

Заклепочные соединения из-за неудобств технологического процесса клепки (необходимость нагрева заклепок до температуры 800 С) и перерасхода металла на соединение в настоящее время почти полностью вытеснены сваркой. Однако они сохранили применение в тяжелых конструкциях, а также

при использовании трудносвариваемых материалов (некоторые термообработанные стали и алюминиевые сплавы).

Для образования заклепочного соединения в обоих листах просверливают или продавливают отверстия. В них закладывается нагретый до красного каления стержень заклепки с одной головкой; другой конец заклепки расклепывается ударами специального молотка для образования замыкающей головки. Мелкие заклепки (малого диаметра — меньше 8 мм) ставятся в холодном состоянии.

Заклёпка – это стержень круглого сечения с заранее изготовленной закладной головкой на одном конце. Различают заклепочные соединения с полукруглой головкой, потайной, полупотайной головками (рис.25). Размеры этих заклёпок указаны в стандартах. Кроме стандартных, применяют специальные заклепки, например трубчатые. Заклёпки изготовляют из стали, меди, латуни, алюминия и др. сплавов. Материал заклёпок выбирают однородным с материалом соединяемых деталей, во избежание электрохимической коррозии и температурного изменения сил в соединении [3].

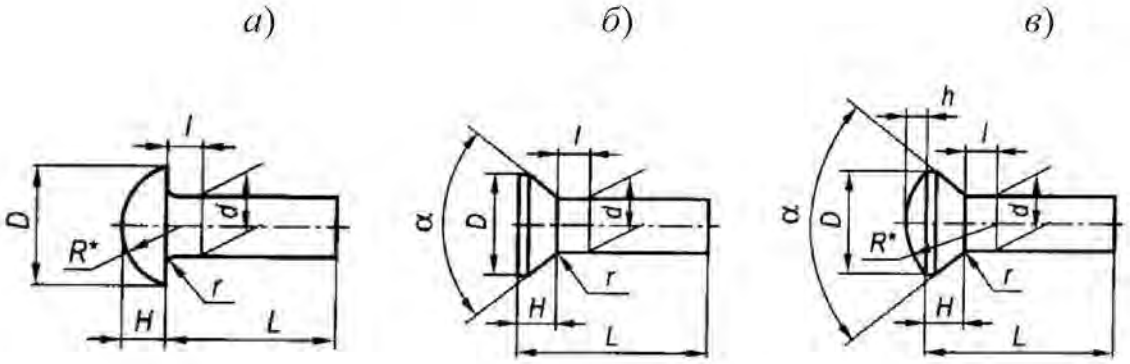


Рис. 25. Распространённые типы заклёпок: а — с полукруглой головкой (ГОСТ 10299-80); б — с потайной головкой (ГОСТ 10300-80); в — с полупотайной головкой (ГОСТ 10301-80)

Условия нагружения заклёпок идентичны условиям нагружения болтов, поставленных без зазора, при этом должно выполняться два условия прочности: при срезе (56) и при смятии (57), (58).

Условие прочности при **срезе**

$$\tau = \frac{F}{(\pi \cdot d_1^{\,2}/4) \cdot i \cdot n} \le [\tau_c], \qquad (56)$$

где i – число плоскостей среза деталей; $[\tau_c]$ – допускаемое напряжение на срез.

Второе условие - условие прочности при **смятии**, которое при соединении трёх деталей (рис.24) записывается

для средней детали:

$$\sigma_{см} = \frac{F}{(\delta_2 \cdot d) \cdot n} \le [\sigma_{см}] \qquad (57)$$

для крайних деталей:

$$\sigma_{см} = \frac{F}{(\delta_1 + \delta_3) \cdot d \cdot n} \le [\sigma_{см}] \qquad (58)$$

где δ_1, ,δ_3 – толщина крайних соединяемых деталей, δ_2 – толщина средней детали.

Допускаемые напряжения для заклёпок (табл. 5) зависят от характера обработки отверстия и характера внешней нагрузки (постоянная или переменная).

Таблица 5

Допускаемые напряжения для заклёпочных соединений

Вид напряжений	Обработка отверстия	Допускаемые напряжения, МПа	
		Ст0 и Ст2	Ст3
Срез	Сверление	140	140
	Продавливание	100	100
Смятие	Сверление	280	320
	Продавливание	240	280

Задача № 14

Определить требуемое число заклепок диаметром d = 15 мм для крепления к листу двух равнобоких уголков № 9 с толщиной полки S=8 мм, нагруженных статической нагрузкой F= 430 кН. Допускаемое напряжение для заклепок на срез при сверлении для Ст3 $[\tau_{ср}]$=140МПа и на смятие $[\sigma_{см}]$=320МПа (табл.5).

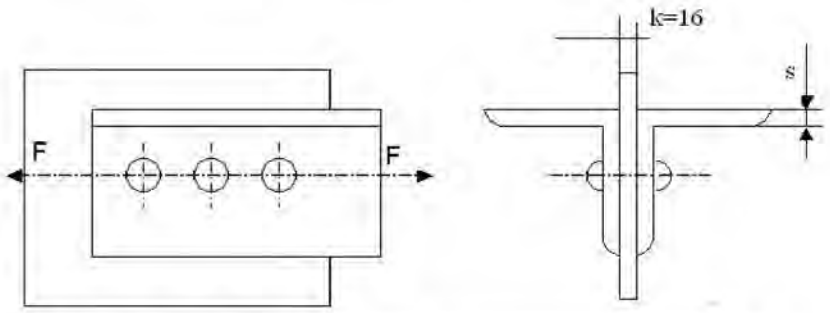


Рис. 26. Заклёпочное соединение к задаче 14

Решение

Определяем требуемое число заклепок из расчета на срез, полагая, что нагрузка между заклепками распределена равномерно. Так как соединение

выполнено с двумя уголками, то заклепки двухсрезные и количество их может быть определено по формуле

$$n \geq \frac{F}{2\frac{\pi d^2}{4}[\tau]_{ср}} = \frac{430 \cdot 10^3}{2\frac{3{,}14 \cdot (15 \cdot 10^{-3})^2}{4} 140 \cdot 10^{+6}} = 8{,}69 \qquad (59)$$

Предварительно принимаем число заклёпок n=9.

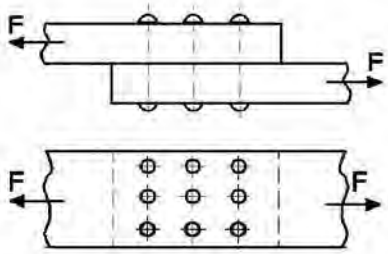
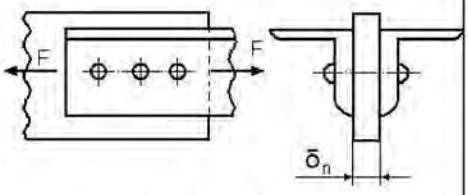
Проверяем напряжение смятия на поверхности между заклепкой и отверстием. Так как суммарная толщина уголков 2δ=2·8=16 мм равна толщине полосы $к$=16 мм (см. рис. 26), то в формуле для определения напряжений смятия подставляем толщину $к$=16 мм:

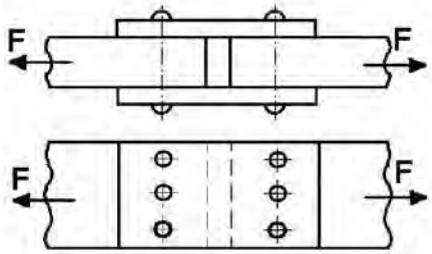
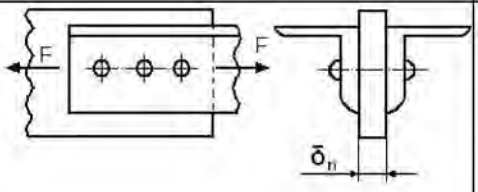
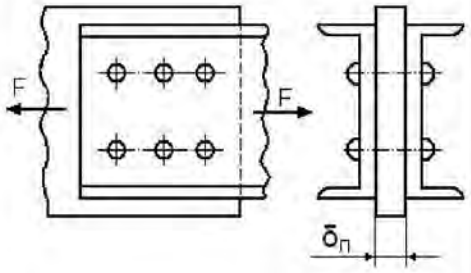
$$\sigma_{см} = \frac{F}{ndk} = \frac{430 \cdot 10^3}{12 \cdot 15 \cdot 10^{-3} \cdot 16 \cdot 10^{-3}} = 248{,}8 \cdot 10^{+6}\ \text{Па} = 248{,}8\ \text{МПа}. \qquad (60)$$

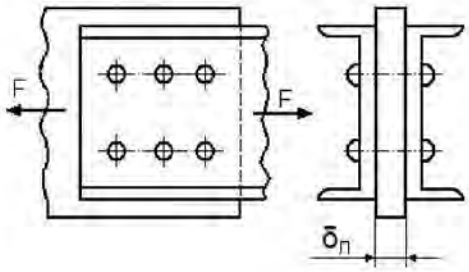
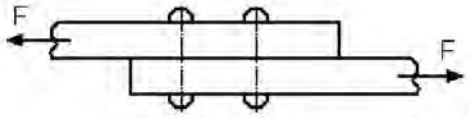
Так как $\sigma_{см}$ =248,8 МПа <[$\sigma_{см}$]=320 МПа, следовательно, прочность соединения обеспечена. Окончательно принимаем число заклёпок равным 9.

Таблица 6

Схемы для задач на заклёпочное соединение

 Схема 1	Варианты	Две пластины толщиной δ соединены внахлест, сила, приложенная на растяжение, равна F. В наличие имеются заклёпки диаметром d, а диаметр отверстия d_0 по ГОСТ. Материал заклёпок сталь Ст 2.Определить необходимое число заклёпок.
	1	F= 40 кН; d= 3 мм; δ= 4 мм;
	2	F= 50 кН; d= 4 мм; δ= 8 мм;
	3	F= 60 кН; d= 5 мм; δ= 10 мм.
		Проверить прочность заклёпочного соединения при толщине косынки, равной толщине полосы $\delta_к$=δ, если приложена сила F, число заклёпок n и диаметр сверлений под них равен d_0 и $\delta_к$=δ=3 мм.
	4	n= 12; F= 6,0 кН; d= 3 мм;
	5	n= 12; F= 20 кН; d= 4 мм;
	6	n= 14; F= 30 кН; d= 5 мм.
		Определить требуемый диаметр заклёпок из материала Ст 2, если известно, что этих заклёпок необходимо установить n и растягивающая сила равна F.
	7	n= 10; F= 80 кН; δ= 6 мм;
	8	n= 12; F= 60 кН; δ= 8 мм;
	9	n= 10; F= 90 кН; δ= 10 мм.
 Схема 2		Проверить, является ли заданное заклёпочное соединение равнопрочным прикрепляемым равнобочным уголкам. В наличие имеются заклёпки диаметром d= 10 мм, в количестве n. Материал заклёпок сталь Ст 2. Толщина полосы δ_n; уголок площадью А и размерами, $b\times b\times d_y$, мм.
	10	n= 25; δ_n = 16 мм; А= 12,3 см^2; 80×80×8
	11	n= 25; δ_n = 14 мм; А= 15,6 см^2; 90×90×9
	12	n= 30; δ_n = 20 мм; А= 19,2 см^2; 100×100×10

 Схема 3	Варианты 13 14 15	Проверить прочность заклёпок в соединении двух пластин толщиной $d/2$ каждая. Растягивающая сила F. Число заклёпок n. Толщина накладок $d/4$. F= 110 кН; n= 12; d= 14 мм; F= 180 кН; n= 40; d= 8 мм; F= 130 кН; n= 20; d= 12 мм.
	16 17 18	Определить, какое усилие может воспринимать заклёпочное соединение при креплении двух пластин толщиной $d/2$. Толщина накладок $d/4$. Число заклёпок n. d= 4 мм; n= 6; d= 5 мм; n= 8; d= 6 мм; n= 10.
 Схема 2	19 20 21	Определить требуемый диаметр заклёпок из материала Ст2, если известно, что этих заклёпок необходимо установить n и растягивающая сила равна F, уголок площадью A и размерами, $b\times b\times d_y$, мм. n= 8; δ_n = 12 мм; A= 12,3 см^2 ; 80×80×8 n= 10; δ_n = 16 мм; A= 15,6 см^2 ; 90×90×9 n= 20; δ_n = 18 мм; A= 19,2 см^2; 100×100×10
 Схема 4	22 23 24	Определить диаметр заклёпок из материала Ст 2, если известно, что этих заклёпок n и растягивающая сила равна F. Установлено два швеллера №14а, толщиной 9,5 мм. n= 8 ; $\delta_л$ = 12 мм; F= 100 кН; n= 10; $\delta_л$ = 16 мм; F= 80 кН; n= 20; $\delta_л$ = 20 мм; F= 130 кН.

 Схема 4	Вар 25 26 27	Проверить прочность заклёпок в соединении для заданного швеллера толщиной $d_ш$ с листом толщиной $\delta_л$.растягивающая сила равна F. Число заклёпок n. $D_ш$=10 мм. n= 8; d= 8 мм; $\delta_л$= 12 мм; F= 100 кН; n= 10; d= 10 мм; $\delta_л$= 16 мм; F= 200 кН; n= 20; d= 12 мм; $\delta_л$= 20 мм; F= 300 кН.
 Схема 5	 28 29 30	Определить, какое усилие может воспринимать заклёпочное соединение при креплении двух пластин равной толщины d/2, где d – диаметр заклёпки из стали Ст2. Число заклёпок n. n= 16; d= 4 мм; n= 20; d= 5 мм; n= 24; d= 6 мм.
	    31 32 33	Определить диаметр заклёпок из материала Ст 2, если известно, что этих заклёпок n и растягивающая сила равна F. у двух пластин . Число заклёпок n. n= 16; d= 6мм; F= 120 кН; n= 20; d= 8 мм; F= 160 кН; n= 24; d= 10 мм. F= 200 кН.
	    34 35 36	Проверить прочность заклёпочного соединения при толщине косынки, равной толщине полосы, если приложена сила F, число заклёпок n и диаметр сверлений под них равен d_0, $\delta_к$=δ=6 мм. n= 20; F= 10 кН; d= 10 мм; n= 25; F= 20 кН; d= 12 мм; n= 30; F= 30 кН; d= 14 мм.

6. ЗУБЧАТАЯ ПЕРЕДАЧА

При выполнении задания необходимо определить крутящие моменты, действующие на валах, допускаемое контактное напряжение и выполнить расчёт геометрических параметров цилиндрической или конической прямозубой передачи. Вычертить в масштабе зубчатое колесо.

Задача № 14

Рассчитать геометрические параметры прямозубой зубчатой передачи. Необходимые данные для расчета: № схемы зубчатого механизма, мощность на выходном валу (P_2), кВт, частота вращения входного вала (n_2), об/мин, передаточное число зубчатой передачи (u), предел прочности для стали, из которой изготовлены зубчатые колёса (σ_B), МПа – приведены в табл. 7.

Таблица 7

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
N схемы	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2
Мощность P_2 , кВт	9,0	2,0	12	2,5	20	3,0	28	4,5	6,0	1,7
Передаточное число	3,55	5	4,5	4	4,5	5	8	5	4,5	5
Частота вала n_1, об/мин	975	955	975	730	975	955	1470	965	970	950
Предел прочности σ_B, МПа	700	650	600	700	650	600	700	650	600	700

Решение задачи

Данные для расчета: схема зубчатого механизма – редуктор цилиндрический (1), мощность на выходном валу, P_2 =24кВт, частота вращения выходного вала, n_2 = 960 об/мин, передаточное число передачи – 4. Предел прочности материала σ_B =700 МПа.

6.1. Расчёт цилиндрической зубчатой передачи

Определяем крутящий момент на выходном валу

$$T = \frac{P}{\omega_2} = \frac{24 \cdot 10^3}{25{,}1} = 956 \text{ Н} \cdot \text{м}, \qquad (61)$$

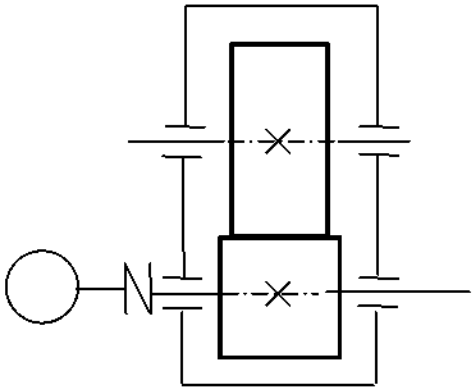


Схема 1. Редуктор цилиндрический

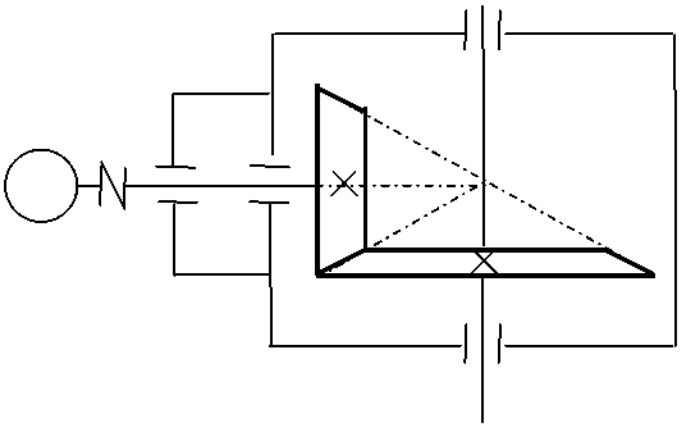


Схема 2. Редуктор конический

Рис. 26. Схемы заданий для расчёта передач:
схема 1 – редуктор цилиндрический;
схема 2 – редуктор конический

где T – крутящий момент на валу, Н·м; P – передаваемая на вал мощность, Вт; ω_2 – угловая скорость выходного вала, рад/с, которая связана с частотой вращения выходного вала n_2, об/мин, соотношением

$$\omega_2 = \frac{2\pi \cdot n_2}{60} = \frac{2\pi \cdot 240}{60} = 25{,}1 \text{ рад/с}, \qquad (62)$$

$$u = \frac{n_1}{n_2} \text{ откуда } n_2 = \frac{n_1}{u} = \frac{960}{4} = 240 \text{ об/мин}.$$

Рассчитываем допускаемое контактное напряжение в зубчатом зацеплении колеса. Ориентировочно твердость материала по Бринеллю связана с пределом его прочности соотношением

$$HB = 0{,}285 \cdot \sigma_B = 0{,}285 \cdot 700 = 199{,}5 \text{ МПа}, \quad (63)$$

где HB – означает твердость материала в единицах Бринелля; σ_B – предел прочности материала колеса, МПа, заданный в табл. 7.

Предел контактной выносливости зубчатого зацепления при базовом числе циклов для колес, выполненных из углеродистых сталей с твердостью поверхности зубьев HB<350, вычисляем по приближенной формуле

$$\sigma_{H\,lim} = 2 \cdot HB + 70 = 2 \cdot 199{,}5 + 70 = 469 \text{ МПа}, \quad (64)$$

где $\sigma_{H\,lim}$ – предел контактной выносливости зубчатого зацепления при базовом числе циклов, МПа.

Допускаемые контактные напряжения при расчете на выносливость зубчатого зацепления рассчитываем по формуле

$$[\sigma_H] = \frac{K_{HL}}{S_H} \cdot \sigma_{H\,lim} = \frac{1}{1{,}15} \cdot 469 = 408 \text{ МПа}, \quad (65)$$

где $[\sigma_H]$ – допускаемое контактное напряжение, МПа; K_{HL} – коэффициент долговечности; S_H – коэффициент безопасности. При числе циклов нагружения больше базового, что имеет место при длительной эксплуатации, принимают K_{HL}=1, S_H=1,15.

Приближенная оценка межосевого расстояния зубчатой передачи может быть получена из стандартной формулы для a_w путем усреднения входящих в неё коэффициентов по материалам средней прочности:

$$a_\omega = K_a \cdot (u+1) \cdot \sqrt[3]{\frac{T_2 \cdot K_{H\beta}}{\psi_{ba} \cdot u^2 \cdot [\sigma_H]^2}} = 495 \cdot (4+1) \cdot \sqrt[3]{\frac{956 \cdot 1{,}1}{0{,}4 \cdot 4^2 \cdot 408^2}} = 246{,}4 \text{ мм}, \quad (66)$$

где a_w – межосевое расстояние передачи, мм; u – передаточное число; K_a – размерный коэффициент, для прямозубой передачи, K_a=495 МПа; T_2 – крутящий момент на выходном валу, Н·м; $K_{H\beta}$ – коэффициент неравномерности нагрузки на венец зубчатого колеса, выбирается в зависимости от конструктивной схемы узла, при симметричном расположении колеса относительно опор $K_{H\beta}$=1,0÷1,15; $[\sigma_H]$ – допускаемое контактное напряжение в зубчатом зацеплении колеса, МПа; ψ_{ba} – коэффициент ширины колеса относительно межосевого расстояния, выбирается самостоятельно из ряда

ψ_{ba}=0,25; 0,315; 0,4; 0,5.

Полученный в миллиметрах результат a_w округляем до ближайшего стандартного значения из ряда (ГОСТ 2185-66), приведённого в табл. 8 и принимаем a_w =250 мм.

Таблица 8

Одноступенчатые редукторы, a_w, мм

1 ряд	63	80	100	125	160	200	250	315	400	500	630

2 ряд	–	–	–	140	180	224	280	355	450	560	710

Значение **модуля** рекомендуется принимать в пределах

$$m = (0{,}01 \div 0{,}02)\, a_w = 0{,}01 \cdot 250 \div 0{,}02 \cdot 250 = 2{,}5 \div 5{,}0 \text{ мм}. \quad (67)$$

Полученное значение модуля m округляется до стандартного (табл. 9), причём численные значения предпочтительнее выбирать из первого ряда. Для силовых передач рекомендуется принимать модуль $m \geq 1{,}5$ мм. Принимаем модуль 5 мм.

Затем определяют **суммарное число зубьев** $z_c = z_1 + z_2$ для прямозубых передач по формуле

$$z_c = \frac{2a_w}{m} = \frac{2 \cdot 250}{5} = 100. \quad (68)$$

m, мм	1 ряд	1,5	2	2,5	3	4	5	6	8	10
	2 ряд	1,75	2,25	2,75	3,5	4,5	5,5	7	9	11

Таблица 9

Значения модулей ***m*** по ГОСТ 9563-60

Чтобы избежать нарезания колес со смещением, значения модуля выбирают таким, чтобы z_c в формуле (69) было целым числом и $z_1 \geq z_{min}$. Минимальное число зубьев для прямозубых колес составляет: $z_{min} = 14 \ldots 17$.

Число зубьев шестерни определяется по формуле

$$z_1 = \frac{z_c}{u+1} = \frac{100}{4+1} = 20. \quad (69)$$

Число зубьев колеса

$$z_2 = z_c - z_1 = 100 - 20 = 80. \quad (70)$$

После определения z_1 и z_2 уточняют передаточное число ***u*** .

Фактическое передаточное число

$$u_ф = \frac{z_2}{z_1} = \frac{80}{20} = 4. \quad (71)$$

Отклонение от заданного числа ***u***

$$\Delta u = \frac{u_ф - u}{u} \cdot 100 = \frac{4-4}{4} \cdot 100 = 0\ \%. \quad (72)$$

Допускается отклонение передаточного отношения для одноступенчатой зубчатой передачи Δu не более 3 %.

Рабочая ширина венца зубчатого колеса определяется по формуле:

$$b_w = \psi_{ba} \cdot a_w = 0{,}4 \cdot 250 = 100 \text{ мм}. \quad (73)$$

Полученное значение b_w округляется до ближайшего стандартного по ГОСТ 6636-69 ряд R_a 40 (табл. 10), b_w =100 мм. Ширина шестерни b_1 для компенсации неточностей сборки часто выполняется несколько больше, примерно на 5…10 мм ширины колеса: b_1 = 100 + 5…10 = 105…110 мм. Принимаем по ГОСТ 6636-69 ряд R_a 40 (табл.10) b_1 = 110мм.

Таблица 10

Нормальные линейные размеры, мм (ГОСТ 6636-69)

Ra40						Дополнительные размеры					
6,3	6,7	7,1	7,5	8,0	8,5	6,5	7,0	7,3	7,8	8,2	8,8
9,0	9,5	10	10,5	11	11,5	9,2	9,8	10,2	10,8	11,2	11,8
12	13	14	15	16	17	12,5	13,5	14,5	15,5	16,5	17,5
18	19	20	21	22	24	18,5	19,5	20,5	21,5	23	27
25	26	28	30	32	34	29	31	33	35	37	39
36	38	40	42	45	48	41	44	46	49	52	55
50	53	56	60	63	67	58	62	65	70	73	78
71	75	80	85	90	95	82	88	92	98	102	108
100	105	110	120	125	130	112	115	118	135	145	155
140	150	160	170	180	190	165	175	185	205	215	230
200	210	220	240	250	260	270	290	300	315	330	350
280	300	320	340	360	380	370	390				

Примечание: далее размеры можно определить, если приведённые в таблице числа умножать на десять.

Диаметры начальных (d_w), делительных (d) окружностей, окружностей вершин зубьев (d_a) и впадин (d_f) для зубчатых колёс, нарезанных без смещения, вычисляются по формулам, приведённым ниже (точность вычисления делительных диаметров колес до 0,01 мм) и вычисленные значения помещены в табл. 11:

Таблица 11

Геометрические параметры зубчатых колес

Параметр	Обозначение	Размер, мм
Межосевое расстояние	a_w	250
Ширина колеса	b_w	100
Ширина шестерни	b_{w1}	110
Модуль	m	5
Число зубьев шестерни	Z_1	20
Число зубьев колеса	Z_2	80
Делительный диаметр: - шестерни	d_{w1}	100

- колеса	d_{w2}	400
Диаметр выступов: - шестерни - колеса	 d_{a1} d_{a2}	 110 410
Диаметр впадин: - шестерни - колеса	 d_{f1} d_{f2}	 87,5 387,5

начальный шестерни $d_{w1} = m \cdot z_1 = 5 \cdot 20 = 100$ мм; (74)

начальный колеса $d_{w2} = m \cdot z_2 = 5 \cdot 80 = 400$ мм;

делительный шестерни $d_1 = m \cdot z_1 = 5 \cdot 20 = 100$ мм;

делительный колеса $d_2 = m \cdot z_2 = 5 \cdot 80 = 400$ мм;

вершин зубьев шестерни $d_{a1} = m \cdot z_1 + 2m = 5 \cdot 20 + 2 \cdot 5 = 110$ мм;

вершин зубьев колеса $d_{a2} = m \cdot z_2 + 2m = 5 \cdot 80 + 2 \cdot 5 = 410$ мм;

впадин зубьев шестерни $d_{f1} = m \cdot z_1 - 2{,}5 \cdot m = 5 \cdot 20 - 2{,}5 \cdot 5 = 87{,}5$ мм;

впадин зубьев колеса $d_{f2} = m \cdot z_2 - 2{,}5 \cdot m = 5 \cdot 80 - 2{,}5 \cdot 5 = 387{,}5$ мм.

6.2. Расчёт конической передачи

Расчёт крутящего момента и допускаемого контактного напряжения выполняется аналогично, как и для цилиндрической передачи (см. п. 6.1).

Определяем главный параметр – **внешний делительный диаметр** колеса d_{e2}, мм [5]:

$$d_{e2} \geq 1650 \cdot \sqrt[3]{\frac{u \cdot T_2 \cdot K_{H\beta}}{\vartheta_H \cdot [\sigma_H]^2}}, \quad (75)$$

где T_2 – крутящий момент на колесе, Н·м; $[\sigma_H]$ – допускаемое контактное напряжение, вычисляемое по формуле (65), МПа; u – передаточное отношение; $K_{H\beta}$ – коэффициент, учитывающий распределение нагрузки по ширине венца (для прирабатывающихся колес с прямыми зубьями $K_{H\beta}$ =1, с круговыми зубьями $K_{H\beta}$ =1,1); ϑ_H – коэффициент вида конических колес (для прямозубых колес ϑ_H=1, для колес с круговыми зубьями ϑ_H=1,85 – при твердости колеса и шестерни ≤350 НВ; ϑн=1,5 твердости колеса ≤350 НВ и шестерни ≥45 HRC).

Полученное значение внешнего делительного диаметра колеса d_{e2} для нестандартных передач округляем до ближайшего значения из ряда нормальных линейных размеров *Ra* 40 (табл. 10).

Внешнее конусное расстояние (Re) определяется по формуле

$$R_e = d_{e2}/2\sin\delta_2, \text{ мм}. \quad (76)$$

Значение R_e вычислять до сотых, до целого числа не округлять.

Углы делительных конусов шестерни δ_1 и колеса δ_2 вычисляются по формулам

$$\delta_2=\text{arctg } u; \quad \delta_1=90 - \delta_2. \tag{77}$$

Точность вычислений до четвёртого знака после запятой [2].

Определяем **ширину** зубчатого венца шестерни и колеса b, мм:

$$b=\psi_R R_e, \tag{78}$$

где ψ_R =0,285 – коэффициент ширины венца. Значение b необходимо округлять до целого числа по ряду *Ra* 40 (см. табл.10).

Внешний окружной модуль m_e – для прямозубых колес, m_{te} – для колес с круговыми зубьями вычисляем по формуле

$$m_e(m_{te})=14T_2\cdot10^3/(\vartheta_F\, d_{e2} b[\sigma_F]\, K_{F\beta}),\ \text{мм}, \tag{79}$$

где $[\sigma_F]$ – допускаемое напряжение изгиба, МПа; d_{e2} – внешний делительный диаметр колеса, мм [5]; $K_{F\beta}$ – коэффициент, учитывающий распределение нагрузки по ширине венца. Для прирабатывающихся колес с прямыми зубьями $K_{F\beta}$ =1, с круговыми зубьями $K_{F\beta}$ =1,08; ϑ_F – коэффициент вида конических колес. Для прямозубых колес ϑ_F =0,85; для колес с круговыми зубьями ϑ_F =1.

Допускаемые напряжения изгиба при расчете на выносливость определяем по формуле

$$[\sigma_F]=(\sigma_{F\lim}/S_F)\cdot K_{FC}\cdot K_{FL}, \tag{80}$$

где $\sigma_{F\lim}$ – базовый предел выносливости зубьев по излому от напряжений изгиба, $\sigma_{F\lim}=HB+260$ МПа; S_F – коэффициент безопасности (при нормализации и улучшении материалов $S_F=1{,}75$); K_{FC} – коэффициент, учитывающий влияние двухстороннего приложения нагрузки (K_{FC}=1, так как в соответствии с заданием, на зубья действует односторонняя нагрузка); K_{FL} – коэффициент долговечности (предельные значения K_{FL} ограничиваются $1\le K_{FL}\le 2$)[2].

Значение модуля, полученное с точностью до двух знаков после запятой, до стандартной величины не округлять. **В силовых конических передачах принимать $m_e(m_{te})\ge$1,5 мм.**

Числа зубьев колеса z_2, и шестерни z_1 определяем по формулам

$$z_2=d_{e2}/m_e(m_{te}); \tag{81}$$

$$z_1=z_2/u. \tag{82}$$

Полученные значения z_1 и z_2 округляем в ближайшую сторону до целого числа. Из условия уменьшения шума и отсутствия подрезания зубьев рекомендуется принять $z_1\ge$18 – для прямозубых колес.

После вычисления чисел зубьев z_1 и z_2 уточняем фактическое передаточное число $u_ф$:

$$u_ф=z_2/z_1, \tag{83}$$

и проверяем его **отклонение** Δu от заданного передаточного числа u:

$$\Delta u=\left|\, u_ф - u\,\right|/u\cdot100\%\le4\%. \tag{84}$$

При невыполнении нормы отклонения передаточного числа Δu следует пересчитать z_1 и z_2 .

Определяются **действительные углы** делительных конусов шестерни δ_1 и колеса δ_2:

$$\delta_2=\text{arctg}u_ф; \quad (85)$$

$$\delta_1=90 - \delta_2. \quad (86)$$

Для конических передач с разностью средних твердостей шестерни и колеса $HB_{1ср} - HB_{2ср} \le 100$ выбрать по табл. 12 **коэффициент смещения** инструмента x_{e1} для прямозубой шестерни и x_{n1} для шестерни с круговым зубом. Коэффициенты смещения колес соответственно определяются $x_{e2}=-x_{e1}$ и $x_{n2}=-x_{n1}$. Если $HB_{1ср} - HB_{2ср} > 100$, то $x_1 = x_2 = 0$.

Для передач, у которых z_1 и u отличаются от указанных в табл. 12, коэффициенты x_{e1} и x_{n1} принимают с округлением в большую сторону.

Таблица 12

Коэффициенты смещения x_{e1} и x_{n1} для шестерён конических передач

z_1	x_{e1} при передаточном числе u					x_{n1} при передаточном числе u				
	2,0	2,5	3,15	4,0	5,0	2,0	2,5	3,15	4,0	5,0
12	–	0,50	0,53	0,56	0,57	0,32	0,37	0,39	0,41	0,42
13	0,44	0,48	0,52	0,54	0,55	0,30	0,35	0,37	0,39	0,40
14	0,42	0,47	0,50	0,52	0,53	0,29	0,33	0,35	0,37	0,38
15	0,40	0,45	0,48	0,50	0,51	0,27	0,31	0,33	0,35	0,36
16	0,38	0,43	0,46	0,48	0,49	0,26	0,30	0,32	0,34	0,35
18	0,36	0,40	0,43	0,45	0,46	0,24	0,27	0,30	0,32	0,32
20	0,34	0,37	0,40	0,42	0,43	0,22	0,26	0,28	0,29	0,29
25	0,29	0,33	0,36	0,38	0,39	0,19	0,21	0,24	0,25	0,25
30	0,25	0,28	0,31	0,33	0,34	0,16	0,18	0,21	0,22	0,22
40	0,20	0,22	0,24	0,26	0,27	0,11	0,14	0,16	0,17	0,17

- **Внешние диаметры шестерни и колеса** вычисляются по формулам, приведённым ниже (точность вычисления рекомендуется для делительных диаметров колес до 0,01 мм):

делительный шестерни $d_{e1}=m_e z_1$; (87)
делительный колеса $d_{e2}=m_e z_2$;
вершин зубьев шестерни $d_{ae1}=d_{e1} + 2(1 + x_{e1})m_e \cos \delta_1$;
вершин зубьев колеса $d_{ae2}=d_{e2} + 2(1 - x_{e1})m_e \cos \delta_2$;
впадин зубьев шестерни $d_{fe2}=d_{e1} - 2(1,2 - x_{e1})m_e \cos \delta_1$;
впадин зубьев колеса $d_{fe2}=d_{e2} - 2(1,2 + x_{e1})m_e \cos \delta_2$.

- **Средние делительные** диаметры шестерни d_1 и колеса d_2 определяются по формулам:

$$d_{m1} \approx 0.857 d_{e1}; \quad (88)$$

$$d_{m2} \approx 0.857 d_{e2}. \quad (89)$$

Значения d_1 и d_2 до целого числа не округлять, записать до сотых долей мм.

7. КОНСТРУИРОВАНИЕ ЗУБЧАТЫХ КОЛЁС

Форма зубчатого колеса может быть плоской или со ступицей, выступающей с одной стороны. Значительно реже (в одноступенчатых редукторах) колеса делают со ступицей, выступающей в обе стороны [6].

При небольших диаметрах колес их изготовляют из прутка, а при больших получают заготовки свободной ковкой с последующей токарной обработкой. Конструкция колеса показана на рис. 25.

Ширину ступицы $l_{СТ}$ колеса желательно принимать равной или больше ширины b_2 зубчатого венца ($l_{СТ} \geq b_2$). Принятую длину ступицы согласуют с расчетной и с диаметром посадочного отверстия d: $l_{СТ} = (0{,}8...1{,}5)d$, обычно $l_{СТ} = (1{,}0...1{,}2)d$.

Диаметр $d_{СТ}$ назначают в зависимости от материала ступицы: для стали - $d_{СТ} = (1{,}5...1{,}55)d$; для чугуна – $d_{СТ} = (1{,}55...1{,}6)d$; для легких сплавов – $d_{СТ} = (1{,}6...1{,}7)d$. Меньшие значения используют для шлицевого соединения колеса с валом, большие – для шпоночного соединения и соединения с натягом.

Толщину обода колеса S принимают:

$$S = 2{,}2m + 0{,}05b_2, \quad (90)$$

где m – модуль зацепления, мм.

На торцах зубчатого венца (зубьях и кромках обода) выполняют фаски, величину которых находят по соотношению

$$f = (0{,}5...0{,}6)m \quad (91)$$

с округлением до стандартного значения.

На прямозубых зубчатых колесах фаску выполняют под углом $\alpha_Ф = 45°$, на косозубых колесах при твердости рабочих поверхностей менее $350HB$ – под углом $\alpha_Ф = 45°$, а при более высокой твердости – $\alpha_Ф = 15...20°$.

Острые кромки торцов ступицы также притупляют фасками, размеры которых принимают по табл. 13.

При серийном производстве заготовки колес получают из прутка свободной ковкой, а также ковкой в штампах. При годовом объеме выпуска колес более 50 шт. экономически оправдана ковка в простейших односторонних подкладных штампах.

Таблица 13

Размеры фасок на торцах ступицы колеса

d, мм	40…50	50…80	80…120	120… …150	150… …250	250… …500
f, мм	1,6	2,0	2,5	3,0	4,0	5,0

При готовом объеме выпуска более 100 шт. применяют двусторонние штампы. Для свободной выемки заготовок из штампа принимают значения штамповочных уклонов $\gamma \geq 7°$ и радиусов закруглений $R \geq 6$ мм.

Толщина диска

$$C \approx 0{,}5(S + S_{CT}) \geq 0{,}25b_2, \qquad (92)$$

где $S_{CT} = 0{,}5(d_{CT} - d)$.

В диске обычно выполняют 4…6 технологических отверстий диаметром 18…22 мм.

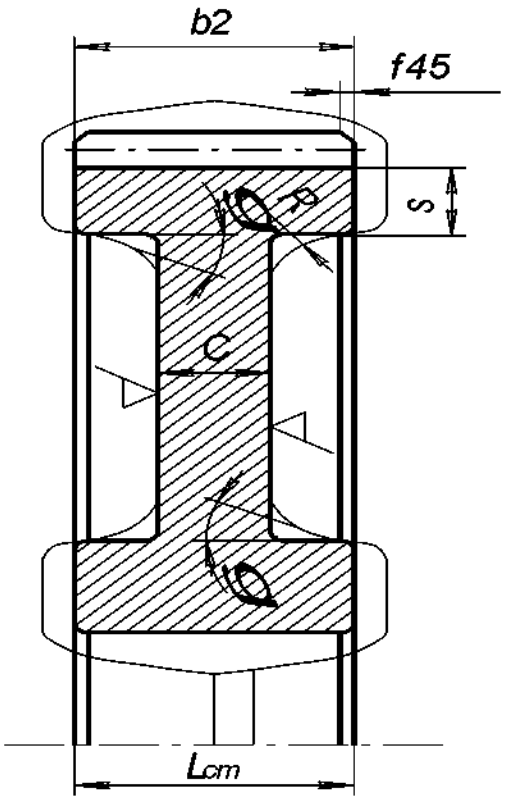


Рис. 27. Конструкция колеса

Для уменьшения влияния термической обработки на точность геометрической формы зубчатые колеса при *HB* >350 делают массивными:

$$C = (0{,}35...0{,}4)b_2. \qquad (93)$$

Нормализованные и улучшенные колеса делают с более тонким диском (

$C = 0{,}25b_2$).

Зубчатые колеса, вращающиеся с относительно высокой частотой ($n \geq 1000 мин^{-1}$), обрабатывают кругом и балансируют путем высверливания отверстий на торцах обода.

Базовыми поверхностями при нарезании зубьев являются поверхность центрального отверстия и торцы зубчатого венца. Производительность возрастает при нарезании зубьев в «пакете» из двух колес и более.

ЗАДАЧИ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОГО РЕШЕНИЯ

ЗАКЛЁПОЧНЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Задача № 1

Две пластины соединены внахлест; силы, приложенные на растяжение равны 220 кН. В наличии имеются заклепки диаметром 19 мм, диаметр отверстий d_0 по ГОСТ=20 мм, толщина пластины 10 мм. Материал заклепок Ст 2 ($[\tau_{ср}]$=140 Н/мм^2). Определить необходимое число заклепок.

Ответ: 5 шт.

Задача № 2

Определить напряжение смятия в заклепочном соединении при толщине косынки, равной толщине полосы $\delta_к=\delta$=10 мм, и допускаемое напряжение на смятие $[\sigma_{см}]$=320 Н/мм^2, если приложенная сила равна 220 кН, число заклепок 5 и диаметр сверлений под них 20 мм.

Ответ: 220 МПа.

Задача № 3

Определить требуемый диаметр заклепок из материала Ст 2, если известно, что этих заклепок необходимо установить 5 шт, и действующая сила в соединении F =220 кН.

Ответ: 20 мм.

Задача № 4

Определить напряжение среза заклепок при растягивающей силе F=120·10^3 Н соединения внахлест двух пластин толщиной d/2 каждая, если диаметр заклёпок d=20 мм. Число заклепок 5.

Ответ: 76,4 МПа.

Задача № 5

Определить, какое усилие может воспринимать заклепочные соединения при креплении двух пластин равной толщины d_0/2, где d_0 – диаметр сверлений под заклепки равный 20 мм. Материал заклепки сталь Ст 2 $[\sigma_{см}]$=320 Н/мм^2; $[\tau_{ср}]$=140 Н/мм^2 . Число заклепок 5.

Ответ: 220 кН.

СВАРНЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Задача № 6

Две полосы из стали Ст 5 ($\sigma_т$=235 МПа) сечением 150 мм на 8 мм соединены встык ручной сваркой. Определить допустимое максимальное усилие, если $[\sigma_р']$=141 МПа.

Ответ: 169 кН.

Задача № 7

Определить длину комбинированного сварного шва, если действует усилие F=120 кН, катет шва k=5 мм, $[\sigma'_р]$=160 МПа, $[\tau'_{ср}]$=96 МПа.

Ответ: 0,358 м.

Задача № 8

Две полосы соединены внахлест фланговым швом ручной сваркой электродами Э–50, катет шва k=4 мм, $[\sigma_р']$=180 МПа, $[\tau'_{ср}]$=108 МПа, длина шва l=15 см. Определить допустимое максимальное усилие.

Ответ: 90,7 кН.

Задача № 9

Две полосы из стали Ст 5 ($\sigma_т$=235 кН) соединены встык ручной сваркой электродами Э-42. Определить допустимое напряжение сварного шва.

Ответ: 141 МПа.

Задача № 10

Определить катет сварного шва любого типа при соединении внахлест двух полос ручной сваркой, если длина шва l=20 см, сила действующая на полосы F=135 кН, $[\tau'_{ср}]$=100 МПа.

Ответ: 10 мм.

Задача № 11

Определить длину фланговых сварных швов в соединении внахлест уголка № 10 (b=100 мм, z_0 =2,83 см) с косынкой, если суммарная длина сварного шва l=60 см.

Ответ: 170 и 430 мм.

Задача № 12

Определить суммарную длину фланговых сварных швов в соединении внахлест уголка № 10 (b=100 мм, z_0 =2,83 см) с косынкой, если F=400 кН, катет шва 10 мм и допускаемое напряжение сварного шва $[\tau'_{ср}]$=120 МПа.

Ответ: 476 мм.

Задача № 13

Определить напряжения в сварном шве, соединяющем два стальных листа встык шириной 200 мм и толщиной 10 мм, если растягивающее усилие F =180 кН и допускаемое напряжение в сварном шве 140 МПа. Материал – сталь 5 ($\sigma_т$ = 235 МПа).

Ответ: 90 МПа.

ШПОНКИ

Задача № 14

Для шпонки с закруглёнными концами определить момент, который она может передать в соединении вала с зубчатым колесом. Диаметр вала d=70 мм; размеры шпонки $l_{раб}$=80 мм; h=12 мм; $в$=20 мм; и допускаемое напряжение

$[\sigma_{см}]$=85 МПа.

Ответ: 1428 Нм

Задача № 15

Для призматической шпонки сечением 14х 9 и длиной l=100 мм определить рабочую длину $l_{раб.}$, если известно b=14 мм; h=9 мм.

Ответ: 86 мм.

Задача № 16

Зубчатое колесо соединено с валом призматической шпонкой и рассчитано для передачи крутящего момента T=450 Нм. Определить диаметр вала, если допускаемое напряжение на кручение $[\tau_{кр}]$=16 МПа.

Ответ: 52 мм.

Задача № 17

Проверить соединение шпонки с валом диаметром 38 мм на смятие. Крутящий момент 274 Нм; размеры шпонки заданы: l=32 мм, h=13 мм, $в$=10 мм и допускаемое напряжение на смятие $[\sigma_{см}]$=200 МПа.

Ответ: 100,8 МПа.

Задача № 18

По заданным размерам призматической шпонки проверить шпонку на срез: $l_{раб}$=28 мм; $в$=10 мм. Диаметр вала 38 мм, передаваемый крутящий момент 275 Нм, допускаемое напряжение на срез 60 МПа.

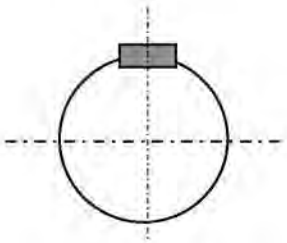
Ответ: 51,7 МПа.

Задача № 19

Проверить шпонку на смятие, если крутящий момент 500 Н. Размеры шпонки по ГОСТ 23360-78 выбраны $16 \times 10 \times 50$ мм. Диаметр вала d = 50 мм. Допускаемое напряжение на смятие $[\sigma_{см}]$= 100 МПа.

Ответ: 118 МПа.

Задача № 20



Передаваемый валом крутящий момент Т=1000 Нм, диаметр вала 50мм, сечение шпонки bх h= 14х9 мм, допускаемое напряжение на смятие $[\sigma_{см}]$= 100 МПа. Рассчитать необходимую длину шпонки согласно ГОСТ 23360-78 .

Ответ: 110 мм.

РЕЗЬБОВЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Задача № 21

Стержень винта нагружен только внешней растягивающейся силой, равной 100 Н. Определить напряжение растяжения в стержне, если его диаметр (внутренний диаметр резьбы) d_1=0,01 м.

Ответ 1,27 МПа.

Задача № 22

Соединение при помощи болта и гайки, установленном без зазора болта в отверстие детали, нагружено поперечными усилиями. Определить прочность болта на срез, если внешний диаметр болта 10 мм, сила деформации 8 кН. Толщину пластин принять $\delta_1=\delta_2=20$ мм.

Ответ: 102 МПа.

Задача № 23

Соединение при помощи болта и гайки нагружено поперечными усилиями. Болт установлен в отверстие детали без зазора. Определить диаметр болта, если сила деформации $6\cdot10^3$ Н, а предельно допустимое напряжение на срез $[\tau_{ср}]=120$ МПа.

Ответ: 8 мм.

Задача № 24

Соединение при помощи болта и гайки нагружено поперечными усилиями. Болт установлен в отверстие детали без зазора. Определить максимальную величину этих усилий деформации, если установлен болт М10х1,5. Предельно допустимое напряжение на срез $[\tau_{ср}]=80$ МПа.

Ответ: 6280 Н.

Задача № 25

Стержень винта нагружен только внешней растягивающейся силой – определить ее максимальное значение, если предельно допустимое напряжение растяжения $[\sigma]=144$ МПа в стержне, а его диаметры $d=12$ мм, $d_1=10{,}106$ мм, $d_2=10{,}863$ мм и шаг 1,75 мм.

Ответ: 115450 Н.

ВАЛЫ

Задача № 26

Найти вращающий момент на ведущем валу (на тихоходном валу редуктора) Нм, если известна частота вращения вала 400 об/мин и передаваемая мощность – 4 кВт.

Ответ: 95,5 Нм.

Задача № 27

Рассчитать крутящий момент на выходном валу, если известно, что передаваемая мощность 4,5 кВт, а частота его вращения $n=960$ об/мин.

Ответ: 44,8 Нм.

Задача № 28

Определить крутящий момент на валу, передаваемый зубчатым колесом, соединённым с валом призматической шпонкой, если окружное усилие на зубчатом колесе равно 12 кН. Диаметр вала 60 мм, делительный диаметр колеса 150 мм.

Ответ: 900 Нм.

ПЕРЕДАЧИ

Задача № 29

Рассчитать максимальное значение удельной нагрузки, распределенной по линии контакта зубьев если известны нормальная сила в зацеплении 0,95 кН, коэффициент расчетной нагрузки 1,5 и суммарная длина линии контакта зубьев 400 мм.

Ответ 3563 Н/м.

Задача № 30

Найти делительные окружности зубчатых колес (ведущего и ведомого) в прямозубой зубчатой передаче, если известен модуль 4мм и количество зубьев первого колеса 21 шт и второго 85 шт.

Ответ 84 мм и 340 мм.

Задача № 31

Найти межосевое расстояние в прямозубой зубчатой передаче, если известен модуль 4 мм и количество зубьев первого колеса 21 шт и второго 85 шт.

Ответ 212 мм

Задача № 32

Прямозубая передача имеет следующие параметры: $a=300$ мм, $d_1=100$ мм, $d_{a1}=150$ мм, $m=4$. Определить z_1; z_2.

Ответ 25 и 125 шт.

Задача №33

Определить диаметр ведомого шкива в ремённой передаче, если диаметр ведущего шкива $d_1=200$ мм, а скорость вращения $n_1=750$ об/мин. Скорость вращения ведомого шкива $n_2=300$ об/мин. Трением скольжения пренебречь. Ответ 500 мм.

Задача № 34

Определить радиальное усилие F_r в прямозубой зубчатой передаче, если диаметр вала $d_1=40$ мм, крутящий момент $T=44,8$ Нм.

Ответ 2240 Н.

Задача №35

Определить диаметр ведущего шкива клиноременной передачи, если передаваемая мощность 6 кВт и частота вращения шкива $n_1=750$ об/мин. Принять $K_d=40$.

Ответ 170 мм.

Задача №36

Определить количество клиновых ремней для передачи мощности $P_{ном}=72$ кВт. Допускаемая передаваемая мощность одного ремня $[P_н]=18$ кВт.

Ответ 4 шт.

Задача № 37

Определить окружную силу, передаваемую клиновыми ремнями, если передаваемая ими мощность $P_н$=7,3 кВт, а угловая скорость ведущего шкива диаметром d_1=200 мм равняется 16 $с^{-1}$.

Ответ 4563 Н.

Задача № 38

Рассчитать радиальное усилие, действующее в прямозубой передаче, если известны крутящий момент 200 Нм, делительный диаметр зубчатого колеса 145 мм и угол зацепления 20°.

Ответ 1004 Н.

Задача № 39

Найти делительные диаметры двух цилиндрических колес в прямозубой зубчатой передаче, если известны m=2,5 мм, U=3,15 мм, z_1=27 мм.

Ответ d_1=67,5мм; d_2=212,5мм.

Задача № 40

Рассчитать нормальное усилие действующее в прямозубой цилиндрической передаче, если известны крутящий момент 200 Нм, делительный диаметр зубчатого колеса 145 мм и угол зацепления 20°.

Ответ 2936 Н.

Задача № 41

Рассчитать удельную нагрузку действующую на колесо, если известно F_t=2900 Н, l=0,2 мм, Кн=1, α=20°

Ответ 15431 Н/м.

УКАЗАНИЯ К ВЫБОРУ НОМЕРА И КОЛИЧЕСТВА ЗАДАНИЙ

Количество задач, входящих в контрольную работу различное для разных специальностей.

Студенты, изучающие дисциплину "Прикладная механика", выполняют следующие задачи контрольной работы:

1. задачи по расчету сварных соединений (С);
2. задачи по расчету резьбовых соединений (Р);
3. расчет зубчатой передачи (З).

Номера задач выбираются по таблице, в соответствии с последней цифрой шифра в зачетной книжке.

Задача	Последняя цифра шифра									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
С	1	2	3	4	5	6	1	2	3	4
Р	6	5	4	3	2	1	6	5	4	3
З	2	1	2	1	2	1	2	1	2	1

Номер варианта каждой задачи выбирается по предпоследней цифре шифра.

Задачи по расчету сварных соединений (С)

С.1. Рассчитать сварное соединение уголка № 10 (100х100х10) с косынкой при действии силы $2F$ (рис.С.1) по данным табл.С.1.

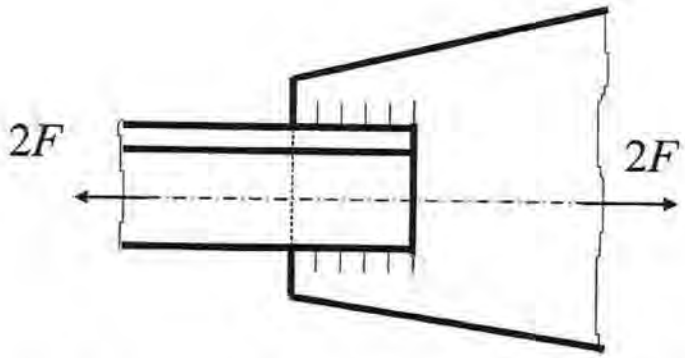


Рис.С.1. Соединение уголка с косынкой

С.2 .Рассчитать сварное соединение, состоящее из серьги, блока и швеллера (рис.С.2) по данным табл.С.2. Толщина серьги δ. Материал электрода и метод сварки выбрать самостоятельно.

Таблица С.1

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
2F, кН	50	55	65	70	75	80	85	90	95	100
Электроды	Э42А	Э42А	Э42А	Э42А	Э42	Э42	Э42	Э50	Э50	Э50
Метод сварки	Автоматическая под слоем флюса			Автоматическая				Ручная		

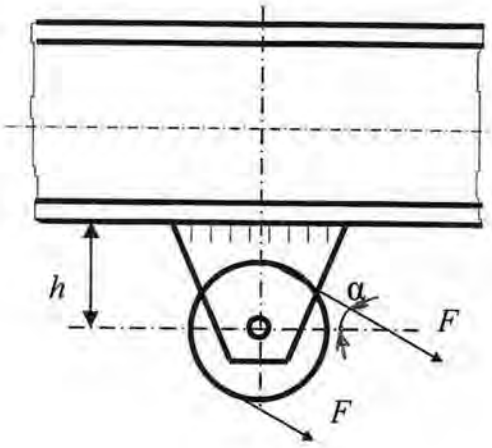


Рис.С.2. Сварное соединение блока, серьги и швеллера

Таблица С.2

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F, кН	6	8	10	12	14	16	18	20	22	24
h, мм	200	220	240	260	280	300	320	340	360	380
δ, мм	8	8	10	10	12	12	14	14	16	16
α, рад	П/4	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6	П/4

С.3. Рассчитать сварное соединение, крепящее опорный швеллер №16а к стальной плите (рис.С.3). Электрод Э50. Сварка ручная. Данные для расчета приведены в табл.С.3.

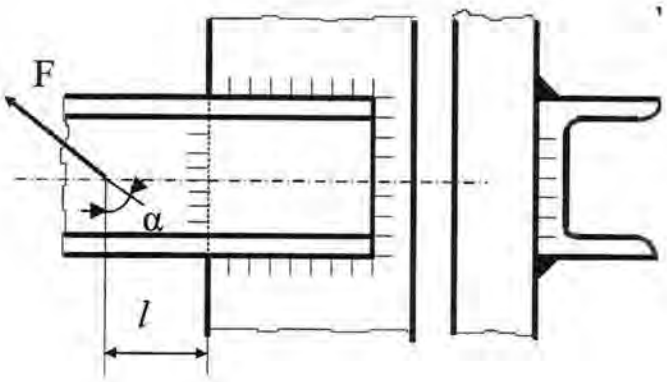


Рис.С.3. Сварное соединение швеллера с плитой

Таблица С.3

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F, кН	30	28	26	24	22	20	18	16	14	12
l, мм	600	650	700	750	800	850	900	1000	1050	1100
α, рад	П/6	П/4	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6

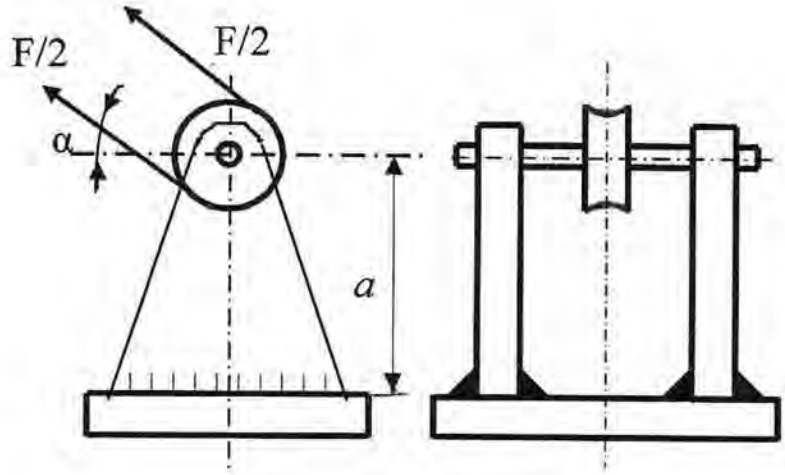


Рис.С.4. Блок монтажного устройства

С.4. Рассчитать сварное соединение, крепящее неподвижный блок монтажного устройства к плите (рис.С.4), по данным табл.С.4. Материал электрода и метод сварки выбрать самостоятельно.

Таблица С.4

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F, кН	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29
a, мм	600	620	640	660	680	700	680	660	640	620
α, рад	П/4	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6	П/4

С.5. Проверить прочность сварных швов, соединяющих диск с зубчатым ободом и диск со ступицей (Рис.С.5). Мощность, передаваемая колесом – P, угловая скорость его – ω , толщина швов k_1 и k_2 и диаметры d_c, D_c, d заданы в табл.С.5. Сварка ручная. Диск – Ст3, ступица и обод – сталь 40.

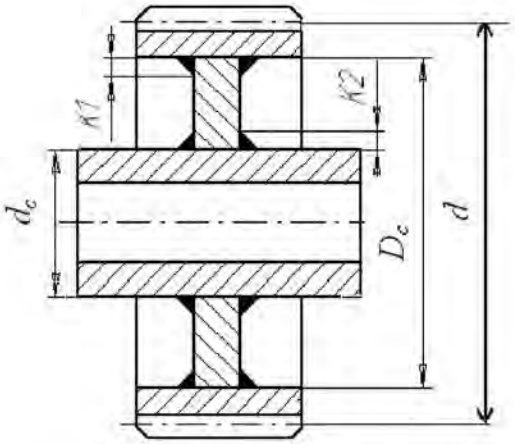


Рис.С.5. Сварное зубчатое колесо

Таблица С.5

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
P, кВт	16	18	20	22	24	26	28	30	32	34
ω, рад/с	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
d_c, мм	100	105	110	115	120	125	130	135	140	145
D_c , мм	400	425	450	475	500	525	550	575	600	625
d , мм	500	525	550	575	600	625	650	675	750	800
k_1, мм	4	4	4	6	6	6	8	8	8	8
k_2 , мм	6	6	6	8	8	8	10	10	10	10

С.6. Рассчитать сварное соединение листа 1 с уголком 2 (рис.С.6) по данным табл С.6.

Таблица С.6

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F , кН	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
a , см	15	15	20	20	25	25	30	30	35	35
b , см	5	5	8	8	10	10	12	12	15	15
α, рад	П/3	П/4	П/6	П/6	П/3	П/4	П/6	П/6	П/3	П/4

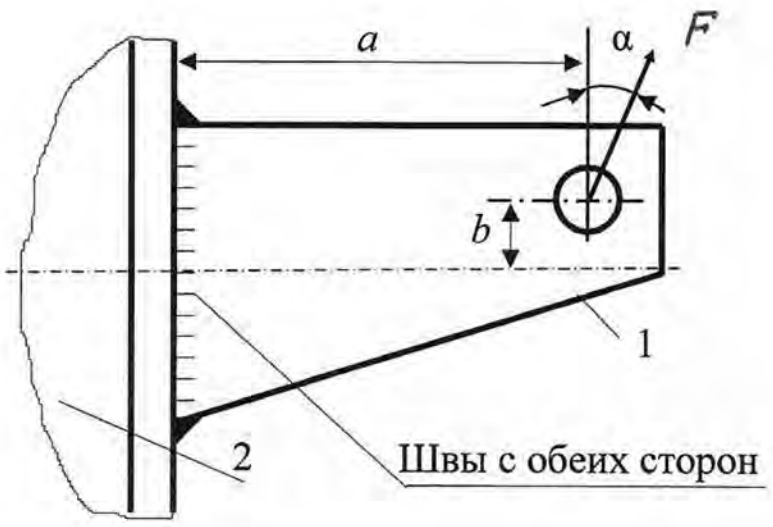


Рис.С.6. Сварное соединение листа с уголком

Вторая группа задач

Задача Р.1.Определить диаметр болтов фланцевого соединения верхней части автоклава с его корпусом (рис.Р.1). Давление жидкости внутри автоклава по манометру p , внутренний диаметр верхней части автоклава D и количество болтов z заданы в табл.Р.1.

Таблица Р.1

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
p, МПа	1,8	1,7	1,6	1,5	1,4	1,3	1,3	1,1	1,0	0,9
D , мм	200	210	220	230	240	250	260	270	280	290
Z	6	6	6	6	6	8	8	8	8	8

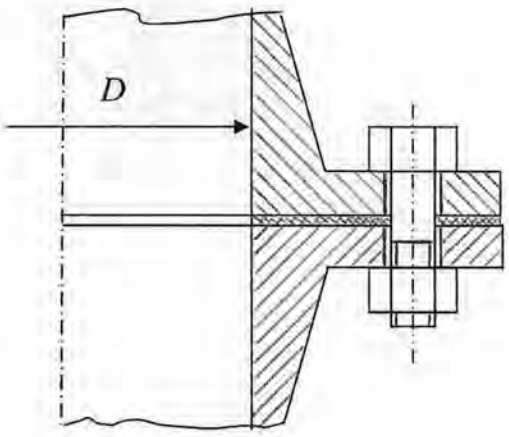


Рис.Р.1. Часть автоклава

Задача Р.2. Рассчитать болты, скрепляющие зубчатое колесо с барабаном лебедки (рис.Р.2). Расчет вести в двух вариантах: а) болты поставлен с зазором; б) болты поставлены без зазора. Грузоподъёмность лебедки F и диаметры D_1 и D_2 заданы в табл.Р.2. Число болтов равно 6.

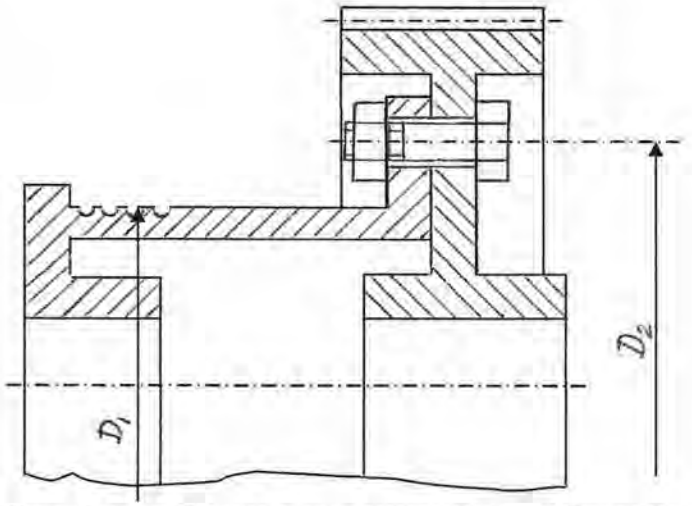


Рис.Р.2. Барабан лебёдки в соединении с зубчатым колесом

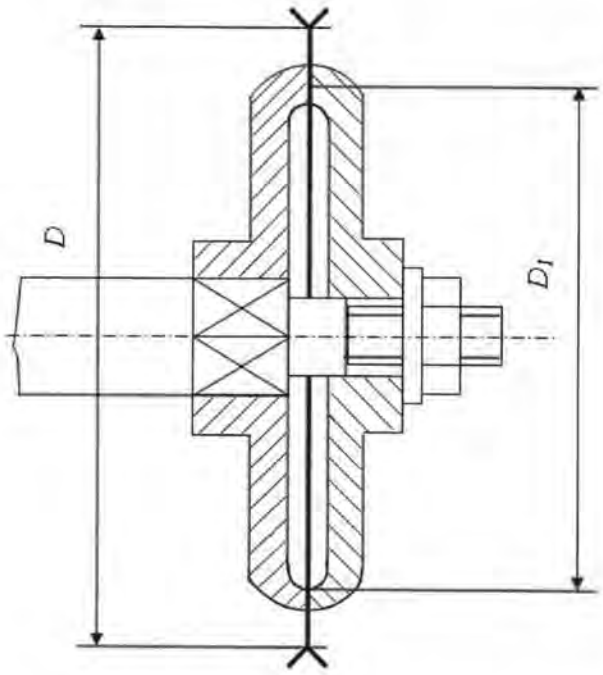
Таблица Р.2

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F, кН	18	20	22	24	26	28	30	32	34	36
D_1, мм	250	250	300	300	350	350	400	400	450	450
D_2, мм	400	400	450	450	500	500	550	550	600	600

Задача Р.3. Определить диаметр нарезной части дисковой пилы, которая удерживается между двумя шайбами посредством сил трения, возникающих при затяжке гайки на конце вала (рис.Р.3). Пила преодолевает сопротивление резанию силу F. Данные для расчета приведены в табл.Р.3.

Таблица Р.3

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F, Н	600	625	650	675	700	725	750	775	800	825
D, мм	700	700	650	650	600	600	550	550	500	500
D_1, мм	400	400	350	350	300	300	250	250	200	200



Задача Р.4. Определить диаметр фундаментных болтов, крепящих стойку к бетонному основанию (рис.Р.4). Коэффициент трения основания стойки о бетон f=0,4. Болты принять с метрической резьбой по ГОСТ. Данные для расчета приведены в табл.Р.4.

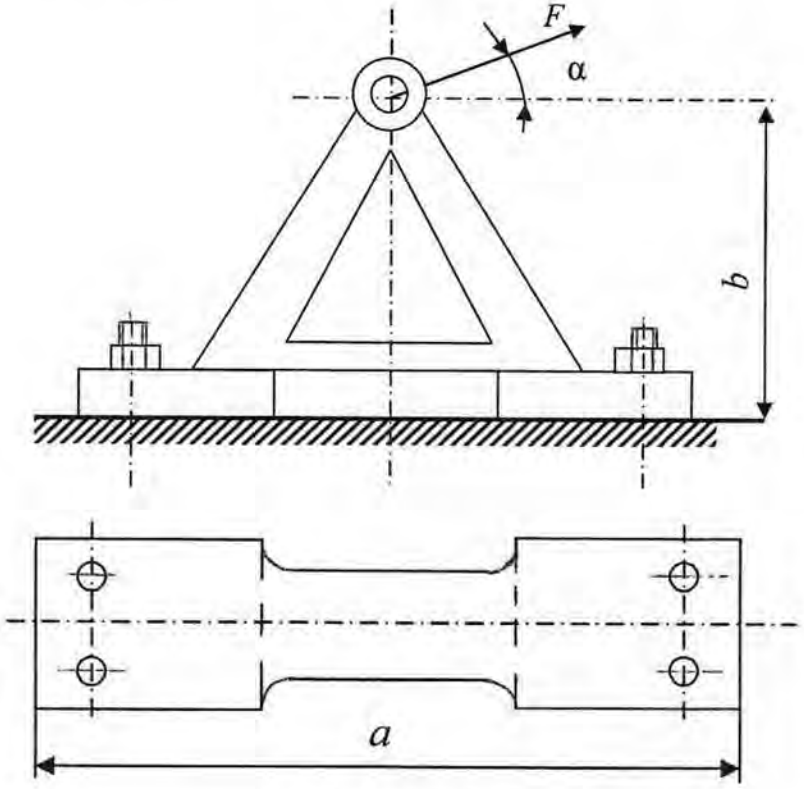


Рис.Р.4. Стойка

Таблица Р.4

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F, кН	20	22	24	26	28	30	32	34	36	38
α, рад	П/6	П/4	П/3	П/4	П/6	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6
a , мм	600	600	650	650	700	700	750	750	800	800
b , мм	400	450	500	550	600	650	700	750	800	850

Задача Р.5. Рассчитать клеммовое болтовое соединение, обеспечивающее передачу крутящего момента с рычага в результате приложения на его конце силы F, на вал диаметром d (рис.Р.5) по данным табл.Р.5.

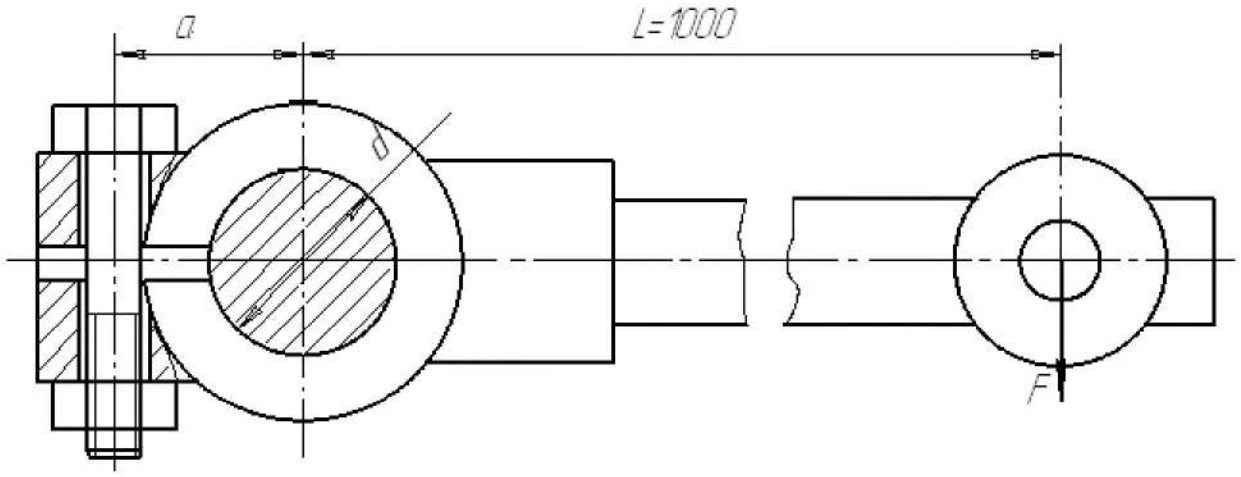


Рис.Р.5. Клеммовое соединение

Таблица Р.5

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
d , мм	40	42	45	48	50	52	55	58	60	63
Коэффициент трения скольжения	0,2	0,2	0,2	0,2	0,18	0,18	0,18	0,15	0,15	0,15
F, кН	5	5	5	5	5,5	5,5	5,5	6	6	6
a , мм	400	420	440	460	480	500	520	540	560	580

Задача Р.6. Рассчитать болты фланцевой муфты, передающей мощность P при частоте вращения n, диаметр окружности осей болтов D_0. Число болтов равно z. Расчет произвести для двух вариантов:

а) болты поставлены без зазора;

б) болты установлены с зазором, коэффициент трения между торцами полумуфт $f = 0{,}15$.

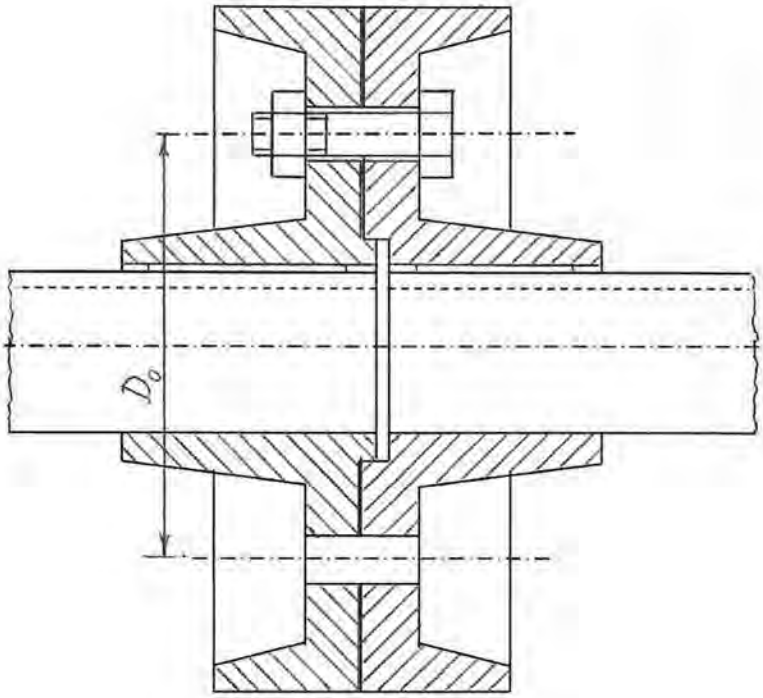


Рис.Р.6

Таблица Р.6

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
P , кВт	50	55	60	65	75	80	85	90	95	100
n ,об/мин	250	250	300	300	350	350	400	400	450	450
D_0, мм	220	220	220	230	230	230	240	240	250	250
z	6	7	8	9	6	7	8	9	6	7

Приложение 1

ПРИЗМАТИЧЕСКАЯ ШПОНКА (ГОСТ 23360-78)

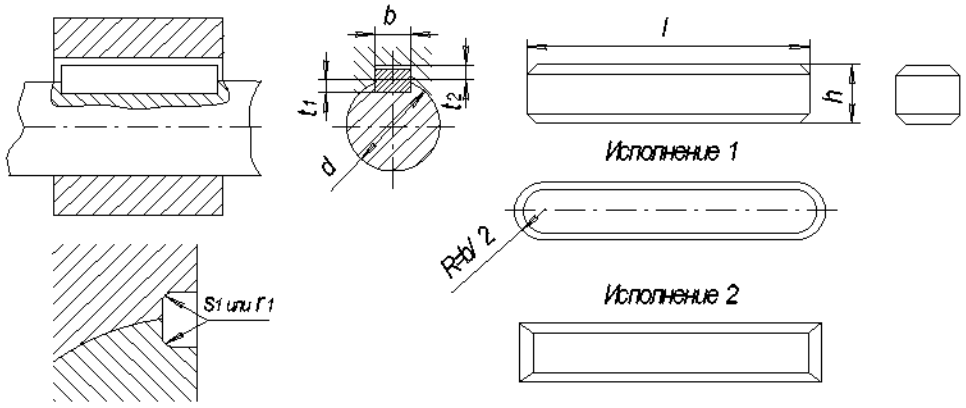


Таблица П.1

d	b	h	t_1	t_2	l		s_1 или r_1	s или r
					от	до		
Свыше 12 до 17	5	5	3	2,3	–	–	–	–
Свыше 17 до 22	6	6	3,5	2,8	–	–	–	–
Свыше 22 до 30	8	7	4,0	3,3	–	–	–	–
Свыше 30 до 38	10	9	5,5	3,8	22	110	0,25 …0,4	0,4… 0,6
Свыше 38 до 44	12	11	7	4,4	28	140		
Свыше 44 до 50	14	12	7,5	4,9	38	160		
Свыше 50 до 58	16	14	9	5,4	45	180		
Свыше 58 до 65	18	16	10	6,5	50	200		
Свыше 65 до 75	20	18	11	7,4	56	220	0,4… 0,6	0,6… 0,8
Свыше 75 до 85	22	20	12	8,4	63	250		
Свыше 85 до 95	25	22	13	9,4	70	280		
Свыше 95 до 110	28	25	15	10,4	80	320		
Свыше 110 до 130	32	28	17	11,4	90	360		
Свыше 130 до 150	36	32	20	12,4	100	400	0,7… 1,0	1,0… 1,2
Свыше 150 до 170	40	36	22	14,4				
Свыше 170 до 200	45	40	25	15,4	110	450		
Свыше 200 до 230	50	45	28	17,4	125	500		
Свыше 230 до 260	56	50	31	19,5	140	500	1,2… 1,6	1,6… 2,0
Свыше 260 до 290	63	60	36	24,5	160			
Свыше 290 до 330	70	65	39	26,5	180			
Свыше 330 до 380	80	75	44	31,5	200		2,0… 2,5	2,5… 3,0
Свыше 380 до 440	90	85	49	36,5	220			
Свыше 440 до 500	100	95	54	41,5	250			

Примечания: 1. Допускается в отдельных обоснованных случаях применять меньшие размеры сечений шпонок на валах больших диаметров, за исключением выходных концов валов.

2. Стандартные длины шпонок: 6; 8; 10; 12; 14; 16;20; 22; 25; 28; 32; 36; 40; 45; 50; 56; 63; 70; 80; 90; 100; 110; 125; 140; 160; 180; 200; 220; 250 мм.

Приложение 2

СЕГМЕНТНАЯ ШПОНКА (ГОСТ 24071-80)

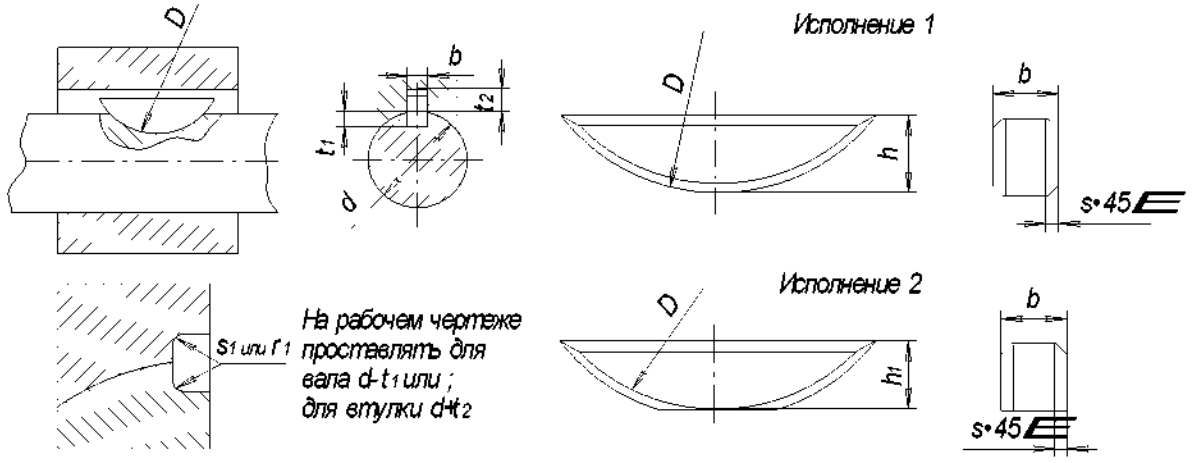


Таблица - П2

d для шпонок		Размеры шпонок $b \times h \times D$	t_1	t_2	s_1 или r_1	s или r
Передающих крутящий момент	Фиксирующих элементов					
От 3 до 4	От 3 до 4	1×1,4×4	1,0	0,6		
Свыше 4 до 5	Свыше 4 до 6	1,5×2,6×7	2,0	0,8		
Свыше 5 до 6	Свыше 6 до 8	2×2,6×7	1,8	1,0	0,08	0,16
Свыше 6 до 7	Свыше 8 до 10	2×3,7×10	2,9	1,0	…	…
Свыше 7 до 8	Свыше 10 до 12	2,5×3,7×10	2,7	1,2	0,16	0,25
Свыше 8 до 10	Свыше 12 до 15	3×5×13	3,8	1,4		
Свыше 10 до 12	Свыше 15 до 18	3×6,5×16	5,3	1,4		
Свыше 12 до 14	Свыше 18 до 20	4×6,5×16	5,0	1,8		
Свыше 14 до 16	Свыше 20 до 22	4×7,5×19	6,0	1,8		Св. 0,25 до 0,4
Свыше 16 до 18	Свыше 22 до 25	5×6,5×16	4,5	2,3		
Свыше 18 до 20	Свыше 25 до 28	5×7,5×19	5,5	2,3	0,16	
Свыше 20 до 22	Свыше 28 до 32	5×9×22	7,0	2,3	…	
Свыше 22 до 25	Свыше 32 до 36	6×9×22	6,5	2,8	0,25	
Свыше 25 до 28	Свыше 36 до 40	6×10×25	7,5	2,8		0,4… 0,6
Свыше 28 до 32	до 40	8×11×28	8,0	3,3		
Свыше 32 до 38	до 40	10×13×32	10	3,3		

Пример условного обозначения сегментной шпонки
исполнения 1 $b \times h = 5 \times 6{,}5$ мм:

Шпонка 1 5×6,5 ГОСТ 24071 - 80

То же, исполнение 2 сечение $b \times h_1 = 5 \times 5{,}2$ мм:

Шпонка 2 5×5,2 ГОСТ 24071 - 80

Приложение 3

СОЕДИНЕНИЯ ШЛИЦЕВЫЕ ПРЯМОБОЧНЫЕ (ГОСТ 1139 - 80)

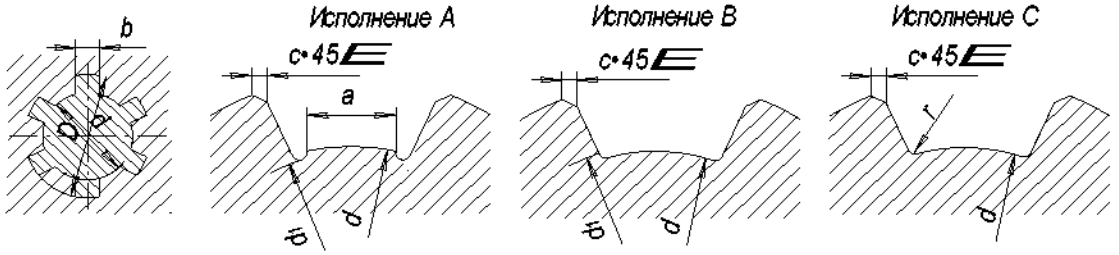


Таблица П.3

РАЗМЕРЫ ЛЕГКОЙ СЕРИИ, ММ

$z \times d \times D$	b	d_1	a	c		r
		Не менее		Номинальный размер	Предельные отклонения	
6 × 23 × 26	6	22,1	3,54	0,3	+0,2	0,2
6 × 26 × 30	6	24,6	3,85			
6 × 28 × 32	7	26,7	4,03			
8 × 32 × 36	6	30,4	2,71	0,4		0,3
8 × 36 × 40	7	34,5	3,46			
8 × 42 × 46	8	40,4	5,03			
8 × 46 × 50	9	44,6	5,73			
8 × 52 × 58	10	49,7	4,89	0,5	+0,3	0,5
8 × 56 × 62	10	53,6	6,38			
8 × 62 × 68	12	59,8	7,31			
10 × 72 × 78	12	69,6	5,45			
10 × 82 × 88	12	79,3	8,62			
10 × 92 × 98	14	89,4	10,08			
10 × 102 × 108	16	99,9	11,49			
10 × 112 × 120	18	108,8	10,72			

Продолжение табл. П. 3

РАЗМЕРЫ СРЕДНЕЙ СЕРИИ, ММ

$z \times d \times D$	b	d_1	a	c		r
		Не менее		Номинальный размер	Предельные отклонения	
6×11×14	3	9,9	–	0,3	+0,2	0,2
6×13×16	3.5	12,0	–			
6×16×20	4	14,5	–			
6×18×22	5	16,7	–			
6×21×25	5	19,5	1,95			
6×23×28	6	21,3	1,34			
6×26×32	6	23,4	1,65	0,4		0,3
6×28×34	7	25,9	1,7			
8×32×38	6	29,4	-			
8×36×42	7	33,5	1,02			
8×42×48	8	39,5	2,57			
8×46×54	9	42,7	–	0,5	+0,3	0,5
8×52×60	10	48,7	2,44			
8×56×65	10	52,2	2,5			
8×62×72	12	57,8	2,4			
10×72×82	12	67,4	–			
10×82×92	12	77,1	3,0			
10×92×102	14	87,3	4,5			
10×102×112	16	97,7	6,3			
10×112×125	18	106,3	4,4			

Продолжение табл. П. 3

РАЗМЕРЫ ТЯЖЕЛОЙ СЕРИИ, ММ

$z \times d \times D$	b	d_1	a	c		r
		Не менее		Номинальный размер	Предельные отклонения	
6×11×14	3	9,9	–	0,3	+0,2	0,2
6×13×16	3.5	12,0	–			
6×16×20	4	14,5	–			
6×18×22	5	16,7	–			
6×21×25	5	19,5	1,95			
6×23×28	6	21,3	1,34			
6×26×32	6	23,4	1,65	0,4		0,3
6×28×34	7	25,9	1,7			
8×32×38	6	29,4	–			
8×36×42	7	33,5	1,02			
8×42×48	8	39,5	2,57			
8×46×54	9	42,7	–	0,5	+0,3	0,5
8×52×60	10	48,7	2.44			
8×56×65	10	52,2	2,5			
8×62×72	12	57,8	2,4			
10×72×82	12	67,4	–			
10×82×92	12	77,1	3,0			
10×92×102	14	87,3	4,5			
10×102×112	16	97,7	6,3			
10×112×125	18	106,3	4,4			

Примечание.
Шлицевые валы исполнений А и С изготавливаются при центрировании по внутреннему диаметру, исполнения В – при центрировании по наружному диаметру и боковым сторонам зубьев.

РЕЗЬБА МЕТРИЧЕСКАЯ (ГОСТ 9150–80)

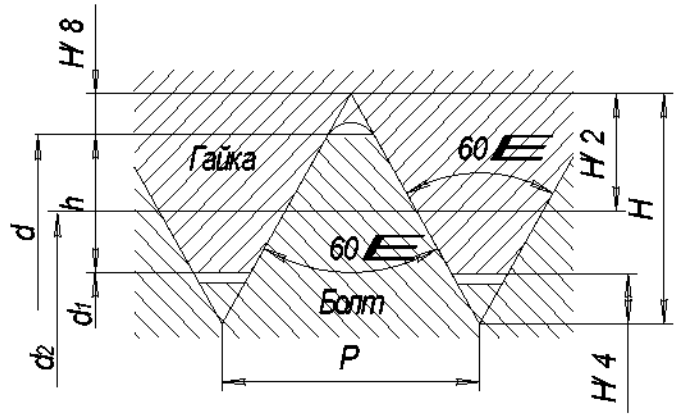


Таблица П. 4

Диаметр наружный, d, мм			Шаг, P, мм	Диаметр, мм			Площадь расчетного сечения	Угол подъема резьбы
Ряд 1	Ряд 2	Ряд 3		средний резьбы $d_2 = D_2$	внурен. гайки $d_1 = D_1$	расчетный винта d_p	$A_{ср}$, мм^2	ψ
5	–	–	0,8 0,5	4,480 4,675	4,134 4,459	4,25 4,53	14 16	3°15′ 1°67′
-	-	5,5	0,5	5,175	4,959	5,03	20	1°56′
6	–	–	1 0,75 0,5	5,350 5,513 5,675	4,918 5,188 5,459	5,06 5,30 5,53	20 22 24	3°24′ 2°29′ 1°36′
–	–	7	1 0,75 0,5	6,350 6,513 6,675	5,918 6,188 6,459	6,06 6,30 6,53	29 31 33	2°52′ 2°6′ 1°22′
8	–	–	1,25 1 0,75 0,5	7,188 7,350 7,513 7,675	6,647 6,918 7,188 7,459	6,83 7,06 7,30 7,53	37 39 42 44	3°10′ 2°29′ 1°49′ 1°11′
–	–	9	1,25 1 0,75 0,5	8,188 8,350 8,513 8,675	7,647 7,918 8,188 8,459	7,83 8,06 8,30 8,53	48 51 54 57	2°47′ 2°11′ 1°36′ 1°3′

продолжение табл. П.4

Диаметр наружный d, мм			Шаг P, мм	Диаметр, мм			$A_{ср}$, мм^2	ψ
Ряд 1	Ряд 2	Ряд 3		средний резьбы $d_2 = D_2$	внутрен. гайки $d_1 = D_1$	расчетн. винта d_p		
10	–	–	1,5 1,25 1 0,75 0,5	9,026 9,188 9,350 9,513 9,675	8,376 8,647 8,918 9,188 9,459	8,59 8,83 9,06 9,30 9,53	58 61 64 68 71	3°2′ 2°29′ 1°57′ 1°26′ 1°22′
–	–	11	(1,5) 1 0,75 0,5	10,026 10,188 10,350 10,513	9,376 9,918 10,188 10,459	9,59 10,06 10,30 10,53	72 79 83 87	2°29′ 1°46′ 1°18′ 0°51′
12	–	–	1,75 1,5 1,25 1 0,75 0,5	10,863 11,026 11,180 11,350 11,513 11,675	10,106 10,376 10,647 10,918 11,188 11,495	10,36 10,59 10,83 10,06 11,30 11,53	84 88 92 96 100 104	2°56′ 2°29′ 2°2′ 1°36′ 1°11′ 0°47′
–	14	–	2 1,5 1,25 1 0,75 0,5	12,701 13,026 13,180 13,350 13,513 13,675	11,835 12,376 12,647 12,918 13,188 13,495	12,12 12,59 12,83 13,06 13,30 13,53	115 124 129 134 139 144	2°52′ 2°6′ 1°44′ 1°22′ 1°1′ 0°40′
–	–	15	1,5 (1)	14,026 14,350	13,376 13,918	13,59 14,06	145 155	1°57′ 1°16′
16	–	–	2 1,5 1 0,75 0,5	14,701 15,026 15,350 15,513 15,675	13,835 14,376 14,918 15,188 15,495	14,12 14,59 15,06 15,30 15,53	156 167 178 184 189	2°29′ 1°49′ 1°11′ 0°53′ 0°35′

продолжение табл. П. 4

Диаметр Наружный, d, мм			Шаг, P, мм	Диаметр, мм			$A_{ср}$, $мм^2$	ψ
Ряд 1	**Ряд 2**	**Ряд 3**		**средний резьбы** $d_2 = D_2$	**внутр ен. гайки** $d_1 = D_1$	**расчетн. винта** d_p		
–	–	17	1,5	16,026	15,376	15,59	191	1°42′
			(1)	16,350	15,918	16,06	203	1°7′
–	18	–	2,5	16.376	15.294	15.65	192	2°47′
			2	16.701	15.835	16.12	204	2°11′
			1,5	17.026	16.376	16.59	216	1°36′
			1	17.350	18.918	17.06	228	1°3′
			0,75	17.513	17.188	17.30	235	0°47′
			0,5	17.675	17.495	17.53	241	0°31′
20	–	–	2.5	18.376	17.294	17.65	245	2°29′
			2	18.701	17.835	18.12	258	1°57′
			1.5	19.026	18.376	18.59	271	1°26′
			1	19.350	18.918	19.06	285	1°22′
			0.75	19.513	19.188	19.30	292	0°42′
			0.5	19.675	19.495	19.53	300	0°28′
–	–	22	2.5	20.376	19.294	19.65	303	2°18′
			2	20.701	19.835	20.12	318	1°46′
			1.5	21.026	20.376	20.59	333	1°18′
			1	21.350	20.918	21.06	348	0°51′
			0.75	21.513	21.188	21.30	356	0°38′
			0.5	21.675	21.495	21.53	364	0°25′
24	–	–	3	22.051	20.752	21.18	352	2°29′
			2	22.701	21.835	22.12	384	1°36′
			1.5	23.026	22.376	22.59	401	1°11′
			1	23.350	22.918	23.06	418	0°47′
			0.75	23.513	23.188	23.30	426	0°35′
–	–	25	2	23.701	22.835	23.12	420	1°33′
			1.5	24.026	23.376	23.59	437	1°8′
			0.75	24.350	23.918	24.06	455	0°45′

продолжение табл. П. 4

Диаметр наружный d, мм			Шаг P, мм	Диаметр, мм			$A_{ср}$, $мм^2$	ψ
Ряд 1	Ряд 2	Ряд 3		средний резьбы $d_2 = D_2$	внутрен. гайки $d_1 = D_1$	расчетн. винта $d_р$		
–	–	(26)	1.5	25.026	24.376	24.59	475	1°6′
–	27	–	3	25.051	23.752	24.18	459	2°11′
			2	25.701	24.835	25.12	496	1°25′
			1.5	26.026	25.376	25.59	514	1°3′
			1	26.350	25.918	26.06	533	0°42′
			0.75	26.513	26.188	26.30	543	0°31′
–	–	(28)	2	26.701	25.835	26.12	536	1°22′
			1.5	27.026	26.376	26.59	555	1°1′
			1	27.350	26.918	27.06	575	0°40′
30	–	–	3.5	27.727	26.211	26.72	561	2°18′
			(3)	28.051	26.752	27.18	580	1°57′
			2	28.701	27.835	28.12	621	1°16′
			1.5	29.026	28.376	28.59	642	0°57′
			1	29.350	28.918	29.06	663	0°37′
			0.75	29.513	29.188	29.30	674	0°28′
–	–	(32)	2	30.701	29.835	30.12	712	1°1′
			1.5	31.026	30.376	30.59	735	0°53′
–	33	–	3.5	30.727	29.211	29.72	694	2°5′
			(3)	31.051	29.752	30.18	715	1°46′
			2	31.701	30.835	31.12	761	1°9′
			1.5	32.026	31.376	31.59	784	0°51′
			1	32.350	31.918	32.06	807	0°34′
			0.75	32.613	32.188	32.30	819	0°25′

Приложение 5

УГОЛКИ СТАЛЬНЫЕ ГОРЯЧЕКАТАНЫЕ РАВНОПОЛОЧНЫЕ

СОРТАМЕНТ

Условные обозначения к рисунку 1 и таблице 1:
b - ширина полки;
t - толщина полки;
R - радиус внутреннего закругления;
r - радиус закругления полок;
F- площадь поперечного сечения;
I - момент инерции;
x_0 - расстояние от центра тяжести до наружной грани полки;
I_{xy} - центробежный момент инерции;

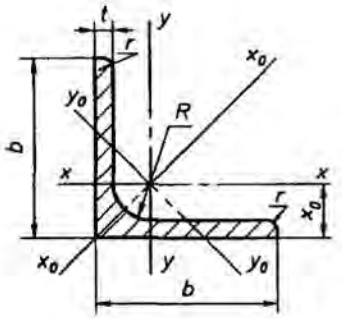


Рисунок 1

ВЫДЕРЖКИ из ГОСТ 8509-93 Таблица П.5

Номер уголка	*b*	*t*	*R*	*r*	*F*, см²	Справочные значения величин для осей										Масса 1 м, кг
						x - *x*			x_0 - x_0		y_0 - y_0			I_{xy}, см⁴	x_0, см	
	мм					*Ix*, см⁴	*Wx*, см³	i_x, см	I_{x0} *max*, см⁴	i_{x0} *max*, см	I_{y0} *min*, см⁴	W_{y0}, см³	i_{y0} *min*, см			
2	20	3	3,5	1,2	1,13	0,40	0,28	0,59	0,63	0,75	0,17	0,20	0,39	0,23	0,60	0,89
		4	3,5	1,2	1,46	0,50	0,37	0,58	0,78	0,73	0,22	0,24	0,38	0,28	0,64	1,15
2,5	25	3	3,5	1,2	1,43	0,81	0,46	0,75	1,29	0,95	0,34	0,33	0,49	0,47	0,73	1,12
		4	3,5	1,2	1,86	1,03	0,59	0,74	1,62	0,93	0,44	0,41	0,48	0,59	0,76	1,46
3	30	3	4,0	1,3	1,74	1,45	0,67	0,91	2,30	1,15	0,60	0,53	0,59	0,85	0,85	1,36
		4	4,0	1,3	2,27	1,84	0,87	0,90	2,92	1,13	0,77	0,61	0,58	1,08	0,89	1,78
4	40	3	5,0	1,7	2,35	3,55	1,22	1,23	5,63	1,55	1,47	0,95	0,79	2,08	1,09	1,85
		4	5,0	1,7	3,08	4,58	1,60	1,22	7,26	1,53	1,90	1,19	0,78	2,68	1,13	2,42
		5	5,0	1,7	3,79	5,53	1,95	1,21	8,75	1,52	2,30	1,39	0,78	3,22	1,17	2,98
4,5	45	3	5,0	1,7	2,65	5,13	1,56	1,39	8,13	1,75	2,12	1,24	0,89	3,00	1,21	2,08
		4	5,0	1,7	3,48	6,63	2,04	1,38	10,52	1,74	2,74	1,54	0,89	3,89	1,26	2,73

Номер уголка	b	t	R	r	F, см^2	Справочные значения величин для осей										Масса 1 м, кг
						x - x			x_0 - x_0		y_0 - y_0			I_{xy}, см^4	x_0, см	
	мм					Ix, см^4	Wx, см^3	i_x, см	I_{x0} max, см^4	i_{x0} max, см	I_{y0} min, см^4	W_{y0}, см^3	i_{y0} min, см			
		5	5,0	1,7	4,29	8,03	2,51	1,37	12,74	1,72	3,33	1,81	0,88	4,71	1,30	3,37
5	50	3	5,5	1,8	2,96	7,11	1,94	1,55	11,27	1,95	2,95	1,57	1,00	4,16	1,33	2,32
		4	5,5	1,8	3,89	9,21	2,54	1,54	14,63	1,94	3,80	1,95	0,99	5,42	1,38	3,05
		5	5,5	1,8	4,80	11,20	3,13	1,53	17,77	1,92	4,63	2,30	0,98	6,57	1,42	3,77
		6	5,5	1,8	5,69	13,07	3,69	1,52	20,72	1,91	5,43	2,63	0,98	7,65	1,46	4,47
5,6	56	4	6,0	2,0	4,38	13,10	3,21	1,73	20,79	2,18	5,41	2,52	1,11	7,69	1,52	3,44
		5	6,0	2,0	5,41	15,97	3,96	1,72	25,36	2,16	6,59	2,97	1,10	9,41	1,57	4,25
6,3	63	4	7,0	2,3	4,96	18,86	4,09	1,95	29,90	2,45	7,81	3,26	1,25	11,00	1,69	3,90
		5	7,0	2,3	6,13	23,10	5,05	1,94	36,80	2,44	9,52	3,87	1,25	13,70	1,74	4,81
		6	7,0	2,3	7,28	27,06	5,98	1,93	42,91	2,43	11,18	4,44	1,24	15,90	1,78	5,72
7	70	4,5	8,0	2,7	6,20	29,04	5,67	2,16	46,03	2,72	12,04	4,53	1,39	17,00	1,88	4,87
		5	8,0	2,7	6,86	31,94	6,27	2,16	50,67	2,72	13,22	4,92	1,39	18,70	1,90	5,38
		6	8,0	2,7	8,15	37,58	7,43	2,15	59,64	2,71	15,52	5,66	1,38	22,10	1,94	6,39
		7	8,0	2,7	9,42	42,98	8,57	2,14	68,19	2,69	17,77	6,31	1,37	25,20	1,99	7,39
		8	8,0	2,7	10,67	48,16	9,68	2,12	76,35	2,68	19,97	6,99	1,37	28,20	2,02	8,37
8	80	5,5	9,0	3,0	8,63	52,68	9,03	2,47	83,56	3,11	21,80	7,10	1,59	30,90	2,17	6,78
		6	9,0	3,0	9,38	56,97	9,80	2,47	90,40	3,11	23,54	7,60	1,58	33,40	2,19	7,36
		7	9,0	3,0	10,85	65,31	11,32	2,45	103,60	3,09	26,97	8,55	1,58	38,30	2,23	8,51
		8	9,0	3,0	12,30	73,36	12,80	2,44	116,39	3,08	30,32	9,44	1,57	43,00	2,27	9,65
9	90	6	10,0	3,3	10,61	82,10	12,49	2,78	130,00	3,50	33,97	9,88	1,79	48,10	2,43	8,33
		7	10,0	3,3	12,28	94,30	14,45	2,77	149,67	3,49	38,94	11,15	1,78	55,40	2,47	9,64
		8	10,0	3,3	13,93	106,11	16,36	2,76	168,42	3,48	43,80	12,34	1,77	62,30	2,51	10,93
		9	10,0	3,3	15,60	118,00	18,29	2,75	186,00	3,46	48,60	13,48	1,77	68,00	2,55	12,20
10	100	6,5	12,0	4,0	12,82	122,10	16,69	3,09	193,46	3,89	50,73	13,38	1,99	71,40	2,68	10,06
		7	12,0	4,0	13,75	130,59	17,90	3,08	207,01	3,88	54,16	14,13	1,98	76,40	2,71	10,79
		8	12,0	4,0	15,60	147,19	20,30	3,07	233,46	3,87	60,92	15,66	1,98	86,30	2,75	12,25
		10	12,0	4,0	19,24	178,95	24,97	3,05	283,83	3,84	74,08	18,51	1,96	110,00	2,83	15,10
		12	12,0	4,0	22,80	208,90	29,47	3,03	330,95	3,81	86,84	21,10	1,95	122,00	2,91	17,90
		14	12,0	4,0	26,28	237,15	33,83	3,00	374,98	3,78	99,32	23,49	1,94	138,00	2,99	20,63

Номер уголка	*b*	*t*	*R*	*r*	*F*, см^2	Справочные значения величин для осей										Масса 1 м, кг
						x - *x*			*x*$_0$ - *x*$_0$		*y*$_0$ - *y*$_0$			*I*$_{xy}$, см^4	*x*$_0$, см	
	мм					*Ix*, см^4	*Wx*, см^3	*i*$_x$, см	*I*$_{x0}$ *max*, см^4	*i*$_{x0}$ *max*, см	*I*$_{y0}$ *min*, см^4	*W*$_{y0}$, см^3	*i*$_{y0}$ *min*, см			
		16	12,0	4,0	29,68	263,82	38,04	2,98	416,04	3,74	111,61	25,79	1,94	152,00	3,06	23,30
11	110	7	12,0	4,0	15,15	175,61	21,83	3,40	278,54	4,29	72,68	17,36	2,19	106,00	2,96	11,89
		8	12,0	4,0	17,20	198,17	24,77	3,39	314,51	4,28	81,83	19,29	2,18	116,00	3,00	13,50
12,5	125	8	14,0	4,6	19,69	294,36	32,20	3,87	466,76	4,87	121,98	25,67	2,49	172,00	3,36	15,46
		9	14,0	4,6	22,00	327,48	36,00	3,86	520,00	4,86	135,88	28,26	2,48	192,00	3,40	17,30
		10	14,0	4,6	24,33	359,82	39,74	3,85	571,04	4,84	148,59	30,45	2,47	211,00	3,45	19,10
		12	14,0	4,6	28,89	422,23	47,06	3,82	670,02	4,82	174,43	34,94	2,46	248,00	3,53	22,68
		14	14,0	4,6	33,37	481,76	54,17	3,80	763,90	4,78	199,62	39,10	2,45	282,00	3,61	26,20
		16	14,0	4,6	37,77	538,56	61,09	3,78	852,84	4,75	224,29	43,10	2,44	315,00	3,68	29,65
14	140	9	14,0	4,6	24,72	465,72	45,55	4,34	739,42	5,47	192,03	35,92	2,79	274,00	3,76	19,41
		10	14,0	4,6	27,33	512,29	50,32	4,33	813,62	5,46	210,96	39,05	2,78	301,00	3,82	21,45
		12	14,0	4,6	32,49	602,49	59,66	4,31	956,98	5,43	248,01	44,97	2,76	354,00	3,90	25,50
16	160	10	16,0	5,3	31,43	774,24	66,19	4,96	1229,10	6,25	319,33	52,52	3,19	455,00	4,30	24,67
		11	16,0	5,3	34,42	844,21	72,44	4,95	1340,06	6,24	347,77	56,53	3,18	496,00	4,35	27,02
		12	16,0	5,3	37,39	912,89	78,62	4,94	1450,00	6,23	375,78	60,53	3,17	537,00	4,39	29,35
		14	16,0	5,3	43,57	1046,47	90,77	4,92	1662,13	6,20	430,81	68,15	3,16	615,00	4,47	34,20
		16	16,0	5,3	49,07	1175,19	102,64	4,89	1865,73	6,17	484,64	75,92	3,14	690,00	4,55	38,52
		18	16,0	5,3	54,79	1290,24	114,24	4,87	2061,03	6,13	537,46	82,08	3,13	771,00	4,63	43,01
		20	16,0	5,3	60,40	1418,85	125,60	4,85	2248,26	6,10	589,43	90,02	3,12	830,00	4,70	47,41
18	180	11	16,0	5,3	38,80	1216,44	92,47	5,60	1933,10	7,06	499,78	72,86	3,59	716,00	4,85	30,47
		12	16,0	5,3	42,19	1316,62	100,41	5,59	2092,78	7,04	540,45	78,15	3,58	776,00	4,89	33,12
20	200	12	18,0	6,0	47,10	1822,78	124,61	6,22	2896,16	7,84	749,40	98,68	3,99	1073,00	5,37	36,97
		13	18,0	6,0	50,85	1960,77	134,44	6,21	3116,18	7,83	805,35	105,07	3,98	1156,00	5,42	39,92
		14	18,0	6,0	54,60	2097,00	144,17	6,20	3333,00	7,81	861,00	111,50	3,97	1236,00	5,46	42,80
		16	18,0	6,0	61,98	2362,57	163,37	6,17	3755,39	7,78	969,74	123,77	3,96	1393,00	5,54	48,65
		20	18,0	6,0	76,54	2871,47	200,37	6,12	4860,42	7,72	1181,92	146,62	3,93	1689,00	5,70	60,08
		25	18,0	6,0	94,29	3466,21	245,59	6,06	5494,04	7,63	1438,38	172,68	3,91	2028,00	5,89	74,02

Номер уголка	b	t	R	r	F, см^2	Справочные значения величин для осей										Масса 1 м, кг
						x - x			x_0 - x_0		y_0 - y_0			I_{xy}, см^4	x_0, см	
	мм					Ix, см^4	Wx, см^3	i_x, см	I_{x0} max, см^4	i_{x0} max, см	I_{y0} min, см^4	W_{y0}, см^3	i_{y0} min, см			
		30	18,0	6,0	111,54	4019,60	288,57	6,00	6351,05	7,55	1698,16	193,06	3,89	2332,00	6,07	87,56
22	220	14	21,0	7,0	60,38	2814,36	175,18	6,83	4470,15	8,60	1158,56	138,62	4,38	1655,00	5,91	47,40
		16	21,0	7,0	68,58	3175,44	198,71	6,80	5045,37	8,58	1305,52	153,34	4,36	1869,00	6,02	53,83

Примечания:

1 Площадь поперечного сечения и справочные величины вычислены по номинальным размерам. Плотность стали - 7,85 г/см^3.

2 Радиусы закругления, указанные на рисунке 1 и в таблице 1, даны для построения калибра и на профиле не контролируются.

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. ГОСТ 23360-78. Призматическая шпонка.
2. ГОСТ 24071-80. Сегментная шпонка.
3. ГОСТ 1139-80. Соединения шлицевые прямобочные.
4. ГОСТ 9150-80. Метрическая резьба.
5. Иванов М.Н., Финогенов В.А. Детали машин: Учеб. для студентов высш. техн. учеб. заведений. – 12-е изд., переработ. – М.: Высш. шк., 2008. –408 с.: ил.
6. Дунаев П.Ф., Леликов О.П. Конструирование узлов и деталей машин. Учебн.пособие для студ. техн. спец. вузов. 11 изд. – М.: Издательский центр «Академия», 2008. – 496 с.
7. Леликов О.П. Валы и опоры с подшипниками качения. Конструирование и расчёт. Справочник. – М.: Машиностроение, 2006. – 640 с.
8. Шейнблинт А.Е. Курсовое проектирование деталей машин. – Калининград: изд. «Янтарный сказ», 2004,-454 с.
9. Ахлюстина Н.В. Расчёт соединений деталей машин. Учебное пособие и задания по разделу дисциплины “Детали машин и основы конструирования” для студентов очного и заочного обучения направления 651600 - «Технологические машины и оборудование». Екатеринбург; издание УГГГА, 2008. - 3,5 п.л.

Министерство образования и науки РФ
ФГБОУ ВО
«Уральский государственный
горный университет»

С. В. Исаков, О. В. Мусихина, А. Л. Костин

ПРОВЕРКА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТА КАРЬЕРА

Учебно-методическое пособие
по выполнению лабораторных работ
по дисциплине «Геомеханика»
для студентов специальности
21.05.04 – «Горное дело»
специализации «Открытые горные работы»

Екатеринбург
2018

Министерство образования и науки РФ

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

С. В. Исаков, О. В. Мусихина, А. Л. Костин

ПРОВЕРКА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТА КАРЬЕРА

Учебно-методическое пособие
по выполнению лабораторных работ
по дисциплине «Геомеханика»
для студентов специальности
21.05.04 – «Горное дело»
специализации «Открытые горные работы»
всех форм обучения

Издание УГГУ Екатеринбург, 2018

И 85

Р е ц е н з е н т: Лель Ю. И., профессор, доктор технических наук, зав. кафедрой разработки месторождений открытым способом УГГУ

Учебно-методическое пособие рассмотрено на заседании кафедры разработки месторождений открытым способом (протокол № 305 от 12 февраля 2016 г.) и рекомендовано к изданию в УГГУ.

Исаков С. В., Мусихина О. В., Костин А. Л.

ПРОВЕРКА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТА КАРЬЕРА: учебно-методическое пособие по выполнению лабораторных работ по дисциплине «Геомеханика» для студентов специальности 21.05.04 – «Горное дело» специализации «Открытые горные работы». Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2018. 29 с.

Учебно-методическое пособие включает методики выполнения лабораторных работ, варианты заданий и справочные сведения для расчетов параметров уступов и бортов карьера.

Учебно-методическое пособие может быть использовано в курсовом и дипломном проектировании.

© Уральский государственный горный университет, 2018
© Исаков С. В., Мусихина О. В., Костин А. Л. , 2018

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ..... 4

1. Средневзвешенные расчетные данные..... 5

2. Построение поверхности скольжения..... 13

3. Расчет удерживающих и сдвигающих сил..... 16

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ И РЕКОМЕНДУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ.... 23

ПРИЛОЖЕНИЯ..... 24

Приложение 1 – Исходные данные для самостоятельных занятий.....
Ошибка! Закладка не определена.

Приложение 2 – Определение центра тяжести.....
Ошибка! Закладка не определена.

ВВЕДЕНИЕ

Горные инженеры должны владеть основами метода расчетов устойчивости бортов карьеров, так как эта проблема имеет огромное экономическое значение помимо безопасности работ. Уменьшение угла погашения борта карьера даже на 1 градус влечет значительное увеличение объемов вскрыши. С другой стороны, увеличение угла может привести к обвалам, оползням, нарушению ритма работы карьера, к экономическому ущербу.

Институт ВНИМИ разработал методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров [1]. Методика предлагает двенадцать типовых расчетных схем, в том числе некоторые схемы включают по два, четыре варианта условий залегания пород. Выбор схемы расчета зависит от формы поверхности скольжения, метода сложения поверхностных и объемных сил, криволинейности бортов в разрезе и плане.

В данной работе используется методика для определения максимально допустимой высоты вертикального откоса и ширины призмы обрушения при благоприятном залегании поверхностей ослабления: пласты падают в сторону массива, горизонтальны, вертикальны или падают в сторону выемки под углом, меньшим угла внутреннего трения по контактам слоев $\rho_к$.

В более сложных условиях следует применять методики, в которых учитываются горнотехнические факторы: например, угол откоса α, глубина H, направления простирания пластов относительно падения β, дополнительные нагрузки от оборудования, дополнительные нагрузки от сейсмических воздействий взрывов, криволинейность бортов.

Проверка устойчивости производится в следующем порядке:

1. Определение средневзвешенных расчетных данных.
2. Построение поверхности скольжения на профиле откоса борта.
3. Построение эпюры удерживающих и сдвигающих сил.
4. Определение расчетного коэффициента запаса устойчивости и сравнение его с нормативным.

Исходные данные

Исходными данными для лабораторной работы являются результаты лабораторной работы «Определение оптимальных параметров конструкции нерабочего борта карьера» [2].

По согласованию с преподавателем или при использовании данного методического пособия в самоподготовке студентов можно использовать данные из «Приложение 1».

1. Средневзвешенные расчетные данные

Расчетные величины при горизонтальном расположении слоев определяются как средневзвешенные.

⚠ *Во всех дальнейших расчетах следует использовать* ***расчетные*** *значения характеристик горных пород.*

1.1. Усредненный удельный вес ($\psi_{ср}$):

$$\psi_{ср} = \frac{\psi_1 \cdot m_1 + \psi_2 \cdot m_2 + \psi_3 \cdot m_3}{m_1 + m_2 + m_3}, \text{ кН/м}^3, \qquad (1.1)$$

где m_1, m_2 и m_3 – мощности слоя покрывающих, выветрелых и невыветрелых пород, м;

ψ_1, ψ_2 и ψ_3 – удельный вес соответственно покрывающих, выветрелых и невыветрелых пород, кН/м^3.

1.2. Средневзвешенный коэффициент сцепления ($k_{ср}$):

$$k_{ср} = \frac{k_1 \cdot l_1 + k_2 \cdot l_2 + k_3 \cdot l_3}{l_1 + l_2 + l_3}, \text{ МПа}, \qquad (1.2)$$

где l_1, l_2 и l_3 – длины участков линии скольжения соответственно в покрывающих, выветрелых и невыветрелых породах, м;

k_1, k_2 и k_3 – коэффициенты сцепления в монолите соответственно в покрывающих, выветрелых и невыветрелых породах, МПа.

Для того чтобы определить значения l_1, l_2 и l_3 необходимо построить упрощенную схему линии скольжения. Дугу линии скольжения проводят следующим образом (Рис. 1.1):

а) Строим упрощенную схему борта карьера высотой $H_б$ и углом откоса $\varphi_б^к$ (Рис. 1.1, а);

б) От верхней бровки откоса (точка В) по верхней площадке отмеряем расстояние равное $0{,}25 \cdot H_б$ (рис. 1.1, б).

в) Из точки С проводим луч под углом сдвига наиболее прочных пород Θ_0 к вертикали. Из точки А проводим луч под углом Θ_0 к откосу АВ (рис. 1.1, в).

$$\Theta_0 = 45° - \frac{\rho_3}{2}, \qquad (1.3)$$

где ρ_3 – угол внутреннего трения пород нижнего слоя, в данном случае - невыветрелых пород.

г) Из точек А и С строим перпендикуляры к лучам. Точку пересечения перпендикуляров обозначим О (рис. 1.1, г).

д). Из точки А до пересечения с верхней площадкой строим дугу с центром в точке О и радиусом ОА (рис. 1.1, д).

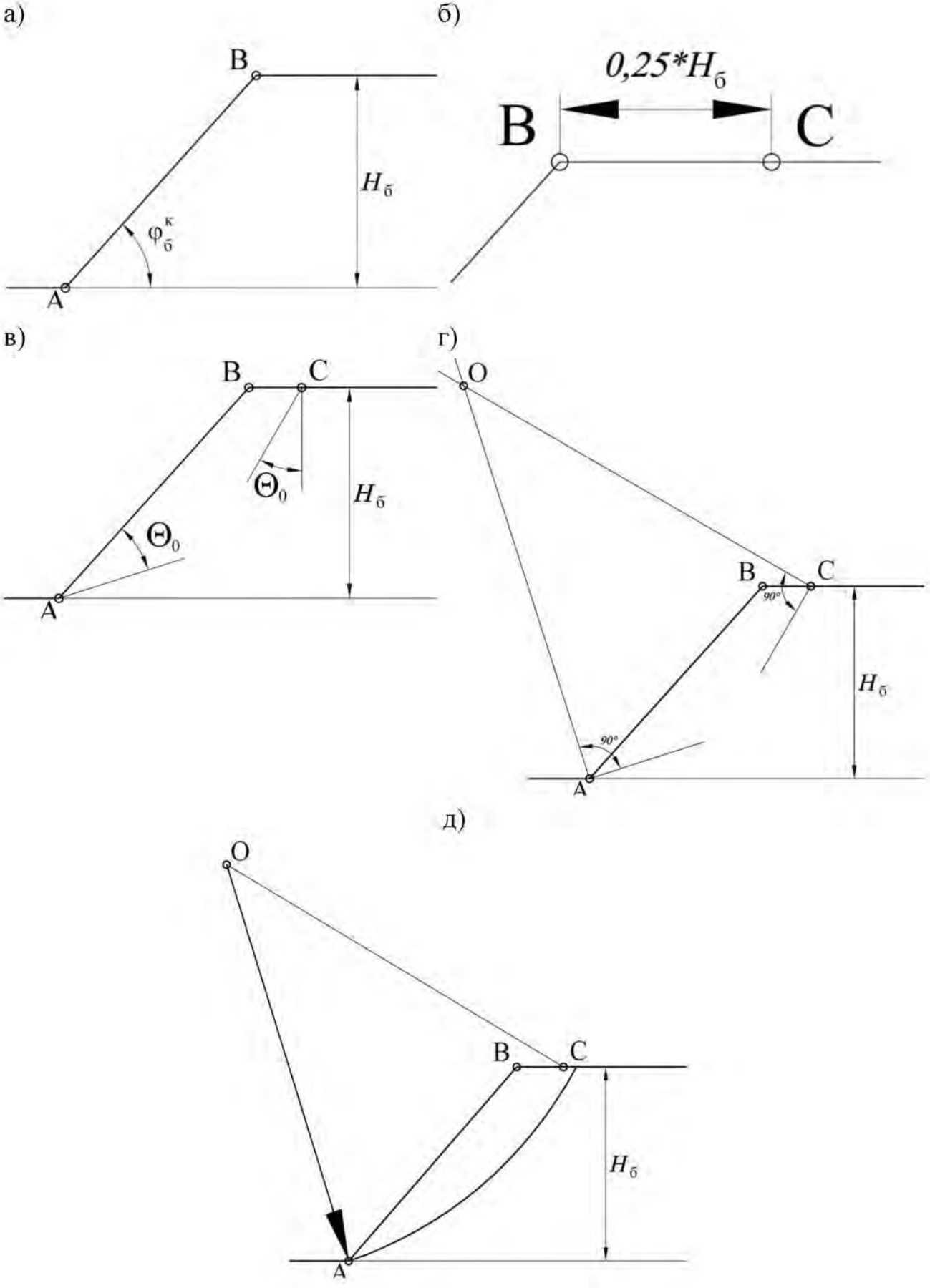


Рис. 1.1. Порядок построения упрощенной схемы линии скольжения

На получившейся схеме измеряем величины l_1, l_2 и l_3 (Рис. 1.2).

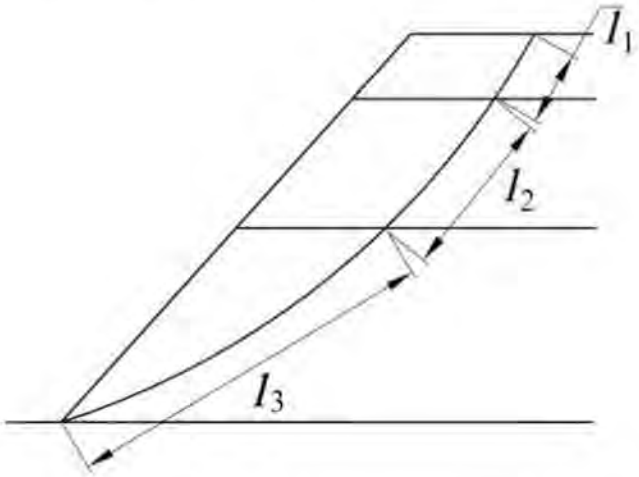


Рис. 1.2. Порядок построения упрощенной схемы линии скольжения

1.3. Усредненный угол внутреннего трения ($\rho_{ср}$):

$$\rho_{ср} = \text{arctg}\frac{\text{tg}\,\rho_1 \cdot l_1 \cdot \sigma_1 + \text{tg}\,\rho_2 \cdot l_2 \cdot \sigma_2 + \text{tg}\,\rho_3 \cdot l_3 \cdot \sigma_3}{l_1 \cdot \sigma_1 + l_2 \cdot \sigma_2 + l_3 \cdot \sigma_3}, \qquad (1.4)$$

где σ_1, σ_2 и σ_3 – нормальные напряжения, действующие на участках соответственно l_1, l_2 и l_3, Па. Их значения вычисляются по формуле (1.5);

ρ_1, ρ_2 и ρ_3 – углы внутреннего трения соответственно покрывающих, выветрелых и невыветрелых пород.

1.3.1. Для определения величин σ_1, σ_2 и σ_3 производятся дополнительные построения (рис. 1.3):

а) Из концов отрезков l_1, l_2 и l_3 восстанавливаем вертикальные линии, которые делят призму ABD на блоки (рис. 1.3, а).

б) Для каждого блока находим центр тяжести (см. Приложение 2) и проецируем его на линию скольжения (рис. 1.3, б).

в) Проводим лучи из центра дуги (точка О) через полученные точки. Они является направлением действия нормальных сил σ_1, σ_2 и σ_3(рис. 1.3, в).

г) Определим углы β_1, β_2 и β_3соответственно между направлениями σ_1, σ_2 и σ_3 и вертикалью (рис. 1.3, г).

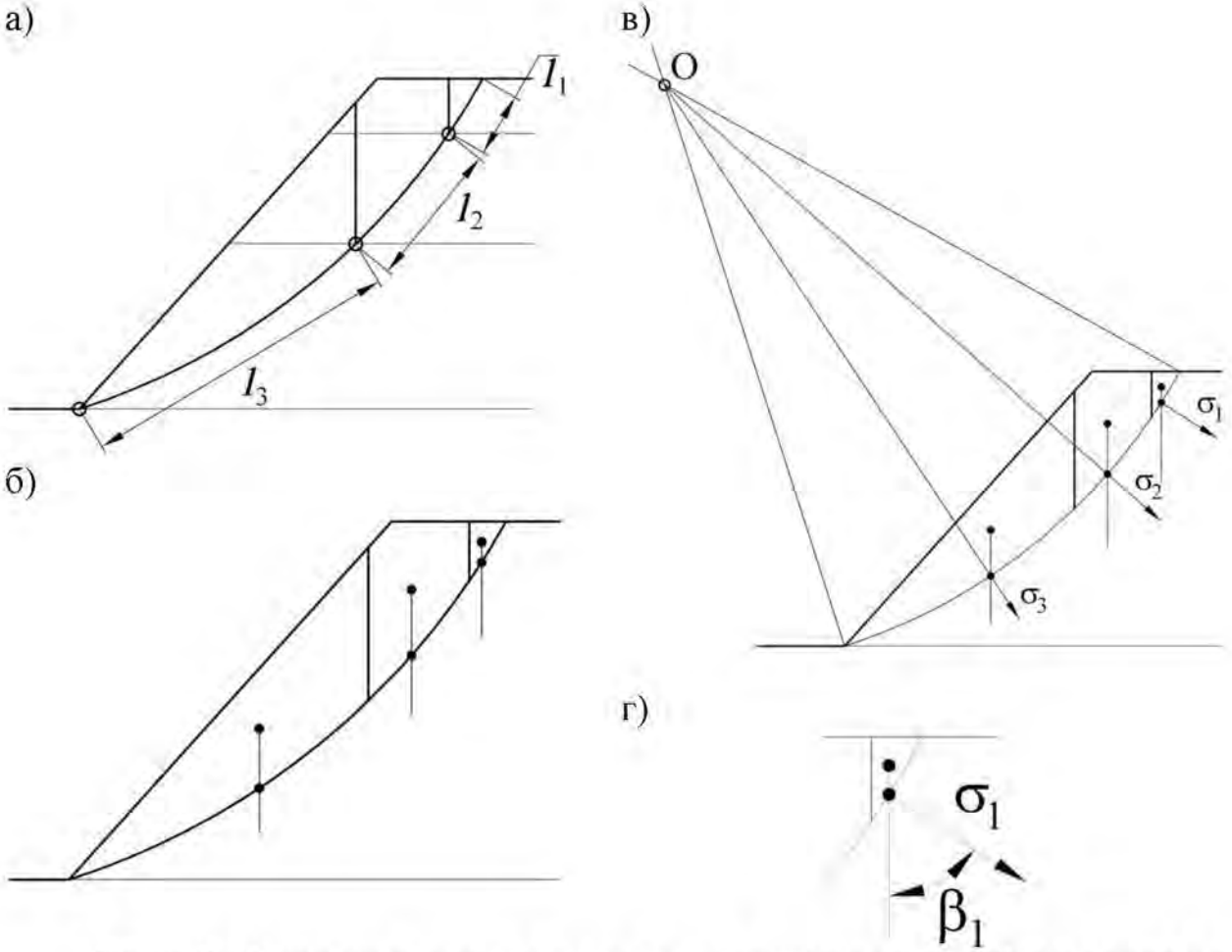


Рис. 1.3. Схема определения нормальных напряжений, действующих на расчетных участках

Величины σ_1, σ_2 и σ_3 определим по формуле:

$$\sigma_i = \psi_i^{\text{блока}} \cdot h_i \cdot \cos^2 \beta_i, \text{ Па}, \quad (1.5)$$

где $\psi_i^{\text{блока}}$ – средняя плотность *i*-го вертикального блока, кг/м^3. Вычисляется по формуле (1.6);

h_i – высота *i* блока, м (см. рис. 1.4).

1.3.2. Средний удельный вес вертикального *i*-го блока ($\psi_i^{\text{блока}}$):

$$\psi_i^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_i^1 + \psi_2 \cdot S_i^2 + \psi_3 \cdot S_i^3}{S_i^1 + S_i^2 + S_i^3}, \quad (1.6)$$

где S_i^1, S_i^2 и S_i^3 – площадь соответственно покрывающих, выветрелых и невыветрелых пород в вертикальном блоке *i*, м^2 (см. рис. 1.5);

ψ_1, ψ_2 и ψ_3 – удельный вес соответственно покрывающих, выветрелых и невыветрелых пород, Н/м^3.

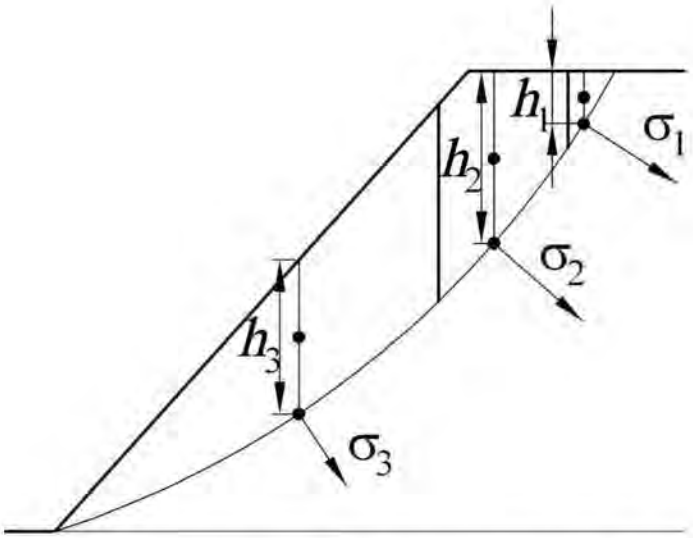
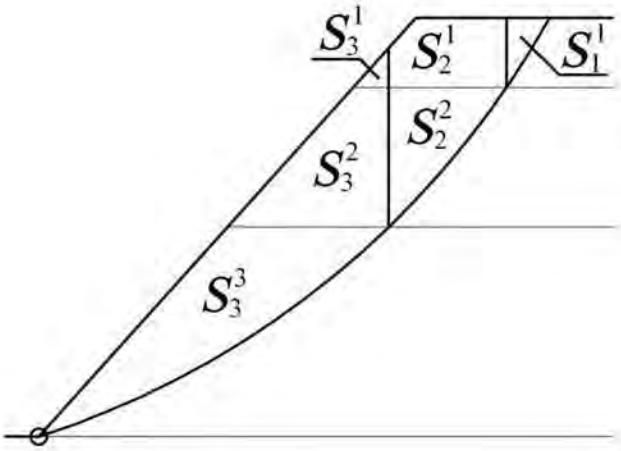


Рис. 1.4. Схема определения значений высоты блоков



Блок 1

$$\psi_1^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_1^1}{S_1^1}$$

Блок 2

$$\psi_2^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_2^1 + \psi_2 \cdot S_2^2}{S_2^1 + S_2^2}$$

Блок 3

$$\psi_3^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_3^1 + \psi_2 \cdot S_3^2 + \psi_3 \cdot S_3^3}{S_3^1 + S_3^2 + S_3^3}$$

Рис. 1.5. Пример определения значений средних удельных весов вертикальных блоков

Определим средневзвешенные величины:

1.1. Средневзвешенный удельный вес ($\psi_{ср}$):

$$\psi_{ср} = \frac{\psi_1 \cdot m_1 + \psi_2 \cdot m_2 + \psi_3 \cdot m_3}{m_1 + m_2 + m_3} =$$

$$= \frac{25{,}0 \cdot 16 + 26{,}5 \cdot 24 + 27{,}2 \cdot 32}{16 + 24 + 32} = \frac{399{,}84 + 636{,}00 + 870{,}40}{72} = 26{,}5, \frac{кН}{м^3}.$$

1.2. Средневзвешенный коэффициент сцепления:

Для того, чтобы определить длины участков линии скольжения в покрывающих, выветрелых и невыветрелых породах, строим упрощенную схему линии скольжения (Рис. 1.6).

На получившейся схеме измеряем величины l_1 = 14,21, l_2 = 31,4 и l_3 = 70,11.

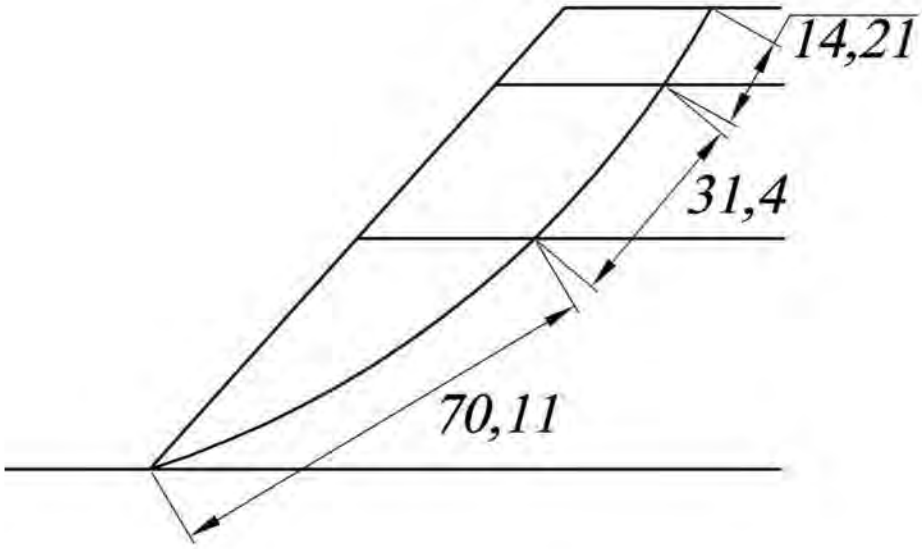


Рис. 1.6. Пример определения длин участков линии скольжения в различных типах пород

Вычисляем средневзвешенный коэффициент сцепления:

$$k_{ср} = \frac{k_1 \cdot l_1 + k_2 \cdot l_2 + k_3 \cdot l_3}{l_1 + l_2 + l_3} =$$

$$= \frac{4{,}17 \cdot 14{,}21 + 58{,}92 \cdot 31{,}4 + 81{,}67 \cdot 70{,}11}{14{,}21 + 31{,}4 + 70{,}11} =$$

$$= \frac{59{,}26 + 1850{,}09 + 5725{,}88}{115{,}72} = \frac{7635{,}23}{115{,}72} = 65{,}9, \text{ кПа.}$$

1.3. Средневзвешенный угол внутреннего трения ($\rho_{ср}$):

Для определения величин нормальных напряжений на участках производим дополнительные построения (Рис. 1.7):

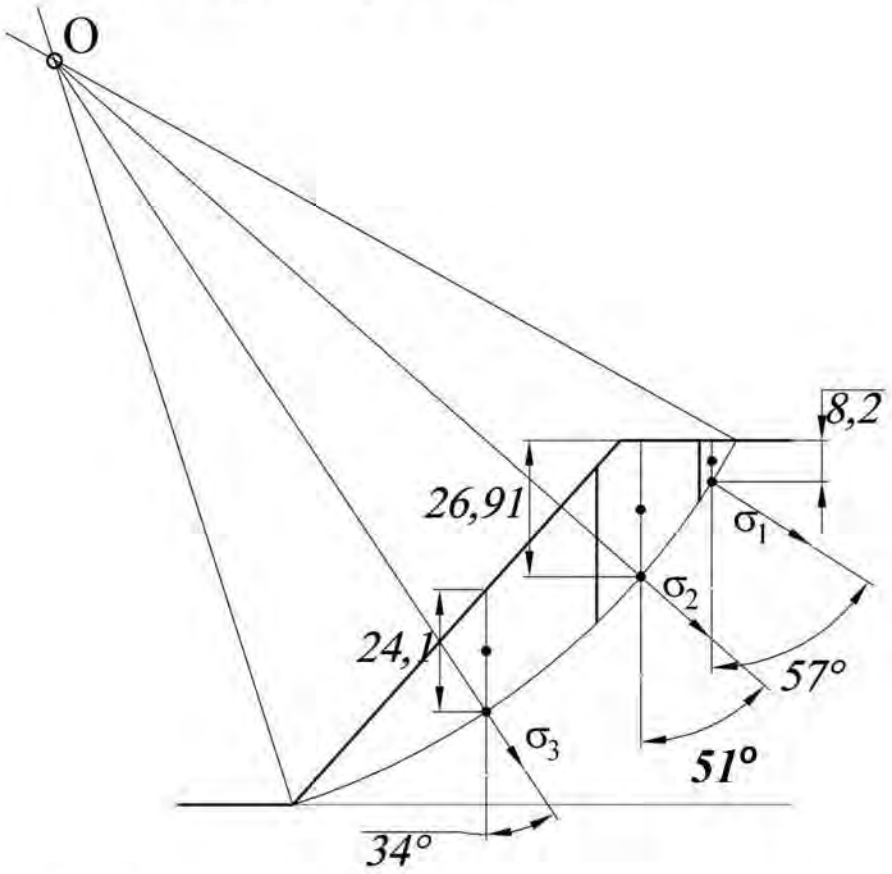


Рис. 1.7. Пример определения величин нормальных напряжений

Площади, занимаемые соответственно покрывающими, выветрелыми и невыветрелыми породами в первом, втором и третьем вертикальных блоках указаны на рис. 1.8.

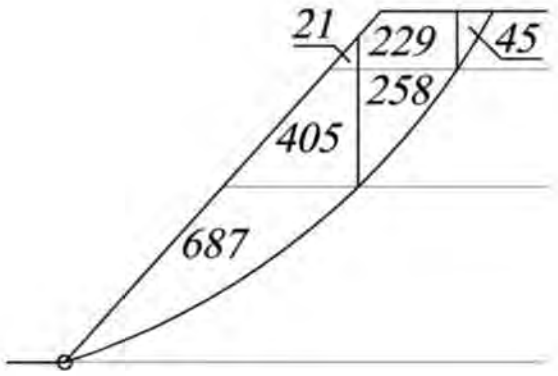


Рис. 1.8. Пример определения площадей, занимаемых соответственно покрывающими, выветрелыми и невыветрелыми породами, распределенных по вертикальным блокам

Средняя плотность каждого вертикального блока равна:

Блок №1

$$\psi_1^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_1^1}{S_1^1} = \frac{25{,}0 \cdot 45}{45} = 25{,}0,\ \text{кН}.$$

Блок №2

$$\psi_2^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_2^1 + \psi_2 \cdot S_2^2}{S_2^1 + S_2^2} =$$

$$= \frac{25{,}0 \cdot 229 + 26{,}5 \cdot 258}{229 + 258} = \frac{5725{,}00 + 6837{,}00}{487} = 25{,}8,\ \text{кН}.$$

Блок №3

$$\psi_3^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_3^1 + \psi_2 \cdot S_3^2 + \psi_3 \cdot S_3^3}{S_3^1 + S_3^2 + S_3^3} =$$

$$= \frac{25{,}0 \cdot 21 + 26{,}5 \cdot 405 + 27{,}2 \cdot 687}{21 + 405 + 687} = \frac{525 + 10732{,}5 + 18686{,}40}{1113} = 26{,}9,\ \text{кН}.$$

Углы β_1, β_2 и β_3 равны соответственно 51°, 49° и 34° (см. рис. 1.7).

Высота первого блока – $h_1 = 8{,}2$ м; второго – $h_2 = 26{,}91$ м; третьего – $h_3 = 24{,}1$ м (см. рис. 1.7).

Определим величины σ_1, σ_2 и σ_3:

$$\sigma_1 = \psi_1^{\text{блока}} \cdot h_1 \cdot \cos^2 \beta_1 = 25{,}0 \cdot 8{,}2 \cdot \cos^2 51° = 81{,}19,\ \text{кПа};$$

$$\sigma_2 = \psi_2^{\text{блока}} \cdot h_2 \cdot \cos^2 \beta_2 = 25{,}8 \cdot 26{,}9 \cdot \cos^2 49° = 298{,}72,\ \text{кПа};$$

$$\sigma_3 = \psi_3^{\text{блока}} \cdot h_3 \cdot \cos^2 \beta_3 = 26{,}9 \cdot 24{,}1 \cdot \cos^2 34° = 445{,}57,\ \text{кПа}.$$

Средневзвешенный угол внутреннего трения равен:

$$\rho_{\text{ср}} = \text{arctg}\frac{\text{tg}\,\rho_1 \cdot l_1 \cdot \sigma_1 + \text{tg}\,\rho_2 \cdot l_2 \cdot \sigma_2 + \text{tg}\,\rho_3 \cdot l_3 \cdot \sigma_3}{l_1 \cdot \sigma_1 + l_2 \cdot \sigma_2 + l_3 \cdot \sigma_3} =$$

$$= \text{arctg}\frac{\text{tg}\,29° \cdot 14{,}1 \cdot 81{,}19 + \text{tg}\,33° \cdot 31{,}4 \cdot 298{,}72 + \text{tg}\,35° \cdot 70{,}11 \cdot 445{,}57}{14{,}1 \cdot 81{,}19 + 31{,}4 \cdot 298{,}72 + 70{,}11 \cdot 445{,}57} =$$

$$= \text{arctg}\frac{634{,}56 + 6091{,}32 + 21873{,}72}{1144{,}78 + 9379{,}81 + 31238{,}91} = \text{arctg}\frac{2859960{,}21}{4176349{,}97} = \text{arctg}0{,}685 = 34{,}4°.$$

2. Построение поверхности скольжения

Предварительно рассчитывается высота щели вертикального отрыва (H_{90}) и ширина призмы возможного обрушения (a).

2.1. Высота щели вертикального отрыва:

$$H_{90} = \frac{2k_{ср} \cdot \operatorname{ctg}\left(45° - \rho_{ср}/2\right)}{\psi_{ср}}, \text{ м}, \qquad (2.1)$$

где $\psi_{ср}$ – средневзвешенный удельный вес, кН;

$k_{ср}$ – средний расчетный коэффициент сцепления пород, МПа;

$\rho_р$ – расчетное значение угла внутреннего трения, градусы.

2.2. Ширина призмы возможного обрушения:

$$2a = \frac{2H_б\left(1 - \operatorname{ctg}\alpha \cdot \operatorname{tg}\left(\left(\alpha + \rho_р\right)/2\right)\right) - 2H_{90}}{\operatorname{ctg}\left(45 - \rho_р/2\right) + \operatorname{tg}\left(\left(\alpha + \rho_р\right)/2\right)}, \text{ м}, \qquad (2.2)$$

где $H_б$ – высота борта карьера, м;

α – результирующий угол откоса борта;

ρ – угол внутреннего трения пород, градусы;

H_{90} – глубина щели вертикального отрыва, м.

Построение наиболее вероятной линии скольжения производится в следующем порядке:

а) От верхней бровки (точка В) верхнего уступа карьера (рис. 2.1, а) откладывается величина призмы обрушения (a = ВС);

б) Из точек В и С вертикально откладываются высоты (H_{90}) – точки В' и С' (рис. 2.1, б);

в) Из точек В' и С' проводятся линии под углом $\Theta_1 = 45° + \rho_{ср}/2$ к горизонту (рис. 2.1, в); точку на пересечении этих линий обозначим буквой D.

г) Из точки D восстанавливается перпендикуляр к отрезку С'D до взаимного пересечения в точке О с перпендикуляром, восстановленным из точки А к направлению AN составляющему с откосом угол $\Theta_0 = 45° - \rho_{ср}/2$ (рис. 2.1, г);

д) Радиусом R = ОА = ОD проводится дуга окружности AD с центром в точке О, и линия ADC'C является искомой поверхностью скольжения (рис. 2.1, д).

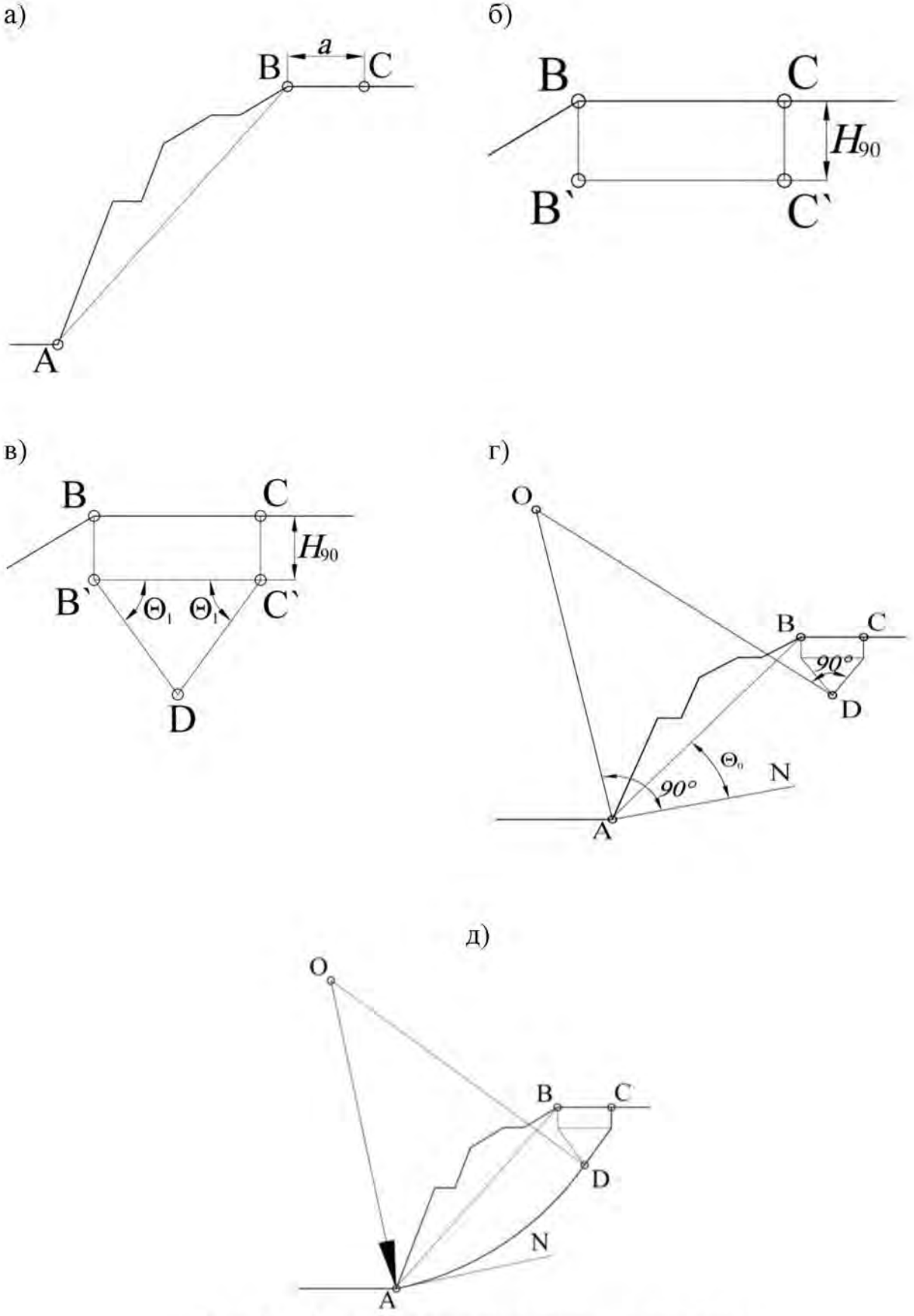


Рис. 2.1. Схема построения линии скольжения

ПРИМЕР 2

Высота щели вертикального отрыва:

$$H_{90} = \frac{2k_{ср} \cdot \operatorname{ctg}\left(45° - \frac{\rho_{ср}}{2}\right)}{\gamma_{ср}} = \frac{2 \cdot 65{,}9 \cdot \operatorname{ctg}\left(45° - \frac{34{,}4}{2}\right)}{26{,}5} = \frac{2 \cdot 65{,}9 \cdot \operatorname{ctg}27{,}8°}{26{,}5} = 9{,}43, \text{ м.}$$

Ширина призмы возможного обрушения:

$$2a = \frac{2H_б\left(1 - \operatorname{ctg}\alpha \cdot \operatorname{tg}\left(\frac{\alpha+\rho}{2}\right)\right) - 2H_{90}}{\operatorname{ctg}\left(45 - \frac{\rho}{2}\right) + \operatorname{tg}\left(\frac{\alpha+\rho}{2}\right)} =$$

$$= \frac{2 \cdot 72\left(1 - \operatorname{ctg}48° \cdot \operatorname{tg}\left(\frac{48° + 34{,}4°}{2}\right)\right) - 2 \cdot 9{,}43}{\operatorname{ctg}\left(45 - \frac{34{,}4°}{2}\right) + \operatorname{tg}\left(\frac{48° + 34{,}4°}{2}\right)} =$$

$$= \frac{144 \cdot (1 - \operatorname{ctg}48° \cdot \operatorname{tg}41{,}2°) - 18{,}86}{\operatorname{ctg}27{,}8° + \operatorname{tg}41{,}2°} = \frac{11{,}61}{2{,}77} = 4{,}19, \text{ м.}$$

Строим наиболее вероятную линию скольжения (Рис. 2.2):

⚠ *Возможны иные варианты построения линии скольжения, которые зависят от геометрических параметров откоса и свойств пород. Например, могут отсутствовать прямолинейный участок и верхняя горизонтальная площадка призмы скольжения [3]*

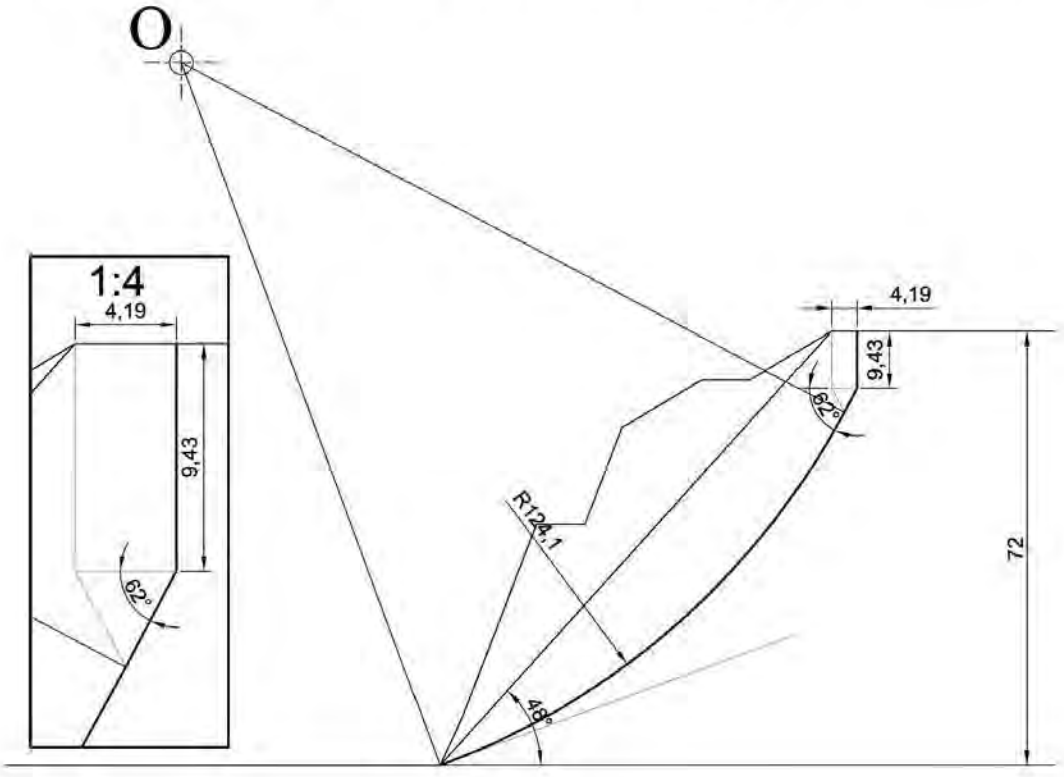


Рис. 2.2. Пример построения линии скольжения

3. Расчет удерживающих и сдвигающих сил

3.1. Горная масса выше поверхности скольжения (призма обрушения) разбивается на ряд вертикальных блоков (Рис. 3.1). Причем, чем больше блоков, тем точнее будут расчеты. Для данного учебного расчета достаточно разбить призму скольжения на 6-8 блоков (Рис. 3.2).

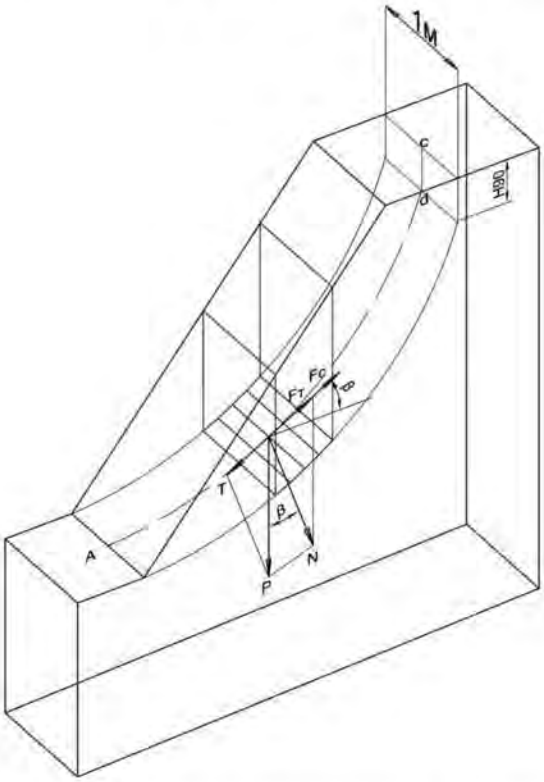


Рис. 3.1. Силы, действующие в блок

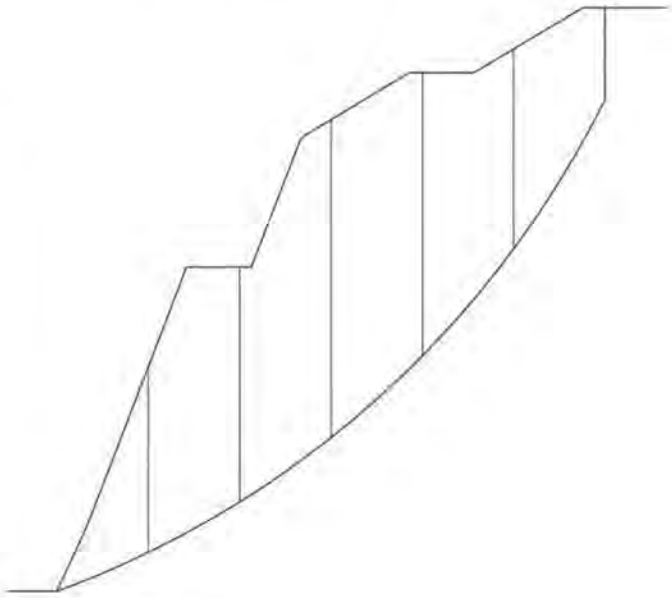


Рис. 3.2. Разбивка массива на блоки

Желательно соблюдать правило: в основании одного блока должна находиться порода одного типа [4].

Необходимые для расчета данные получают замером их на чертеже.

3.2. Вес горной массы в блоке j (P_j), действующий на поверхность скольжения (Рис.3.3), можно представить, как:

$$P_j = S_j \cdot \psi_{ср}, \text{ кН}, \qquad (3.1)$$

где S_j – площадь вертикального блока на сечении (рис. 3.4) м^2;

$\psi_{ср}$ – средневзвешенный удельный вес, кН/м^3.

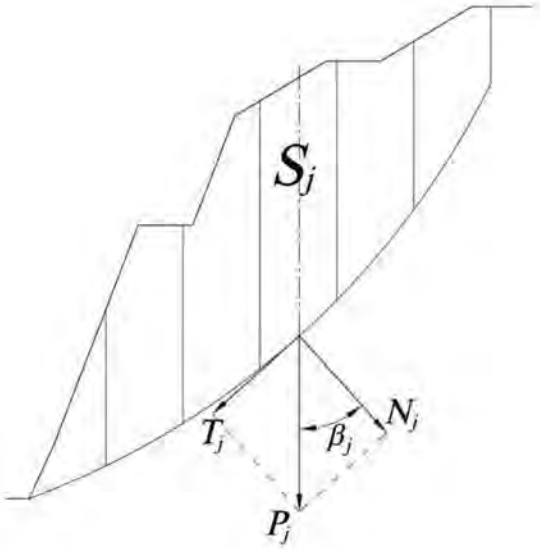


Рис. 3.3

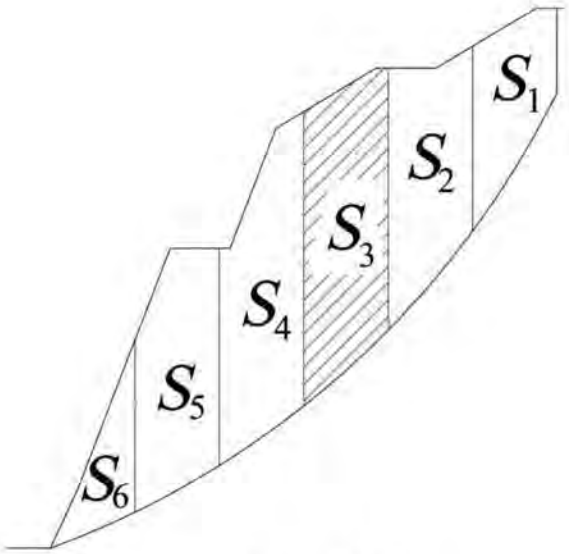


Рис. 3.4

3.3. По каждому блоку j определяется касательная (T_j) и нормальная (N_j), составляющие вектора силы тяжести P_j (Рис.3.4):

Для этого в каждом блоке (j) измеряется угол (β_i) между векторами P и N. Значения сдвигающей и удерживающей сил вычисляются соответственно по формулам (3.2) и (3.3).

$$N_j = P_j \cdot \cos\left(\beta_j\right), \text{ кН}, \tag{3.2}$$

$$T_j = P_j \cdot \sin\left(\beta_j\right), \text{ кН}, \tag{3.3}$$

где P_j – вес горной массы в блоке j, кН;

β_j – угол между векторами P и N, градусы.

Полученные значения записываем в таблицу 3.1.

3.4. Определяем значения удерживающих сил в каждом блоке.

Сила трения ($F_j^{\text{тр}}$):

$$F_j^{\text{тр}} = N_j \cdot \text{tg}\left(\rho_{\text{ср}}\right), \text{ кН}, \tag{3.4}$$

где N_j – нормальная составляющая силы тяжести, кН;

$\rho_{\text{ср}}$ – усредненный угол внутреннего трения, градусы.

Полученные значения записываем в таблицу 3.1.

Сила сцепления ($F_j^{\text{сц}}$):

$$F_j^{\text{сц}} = k_j \cdot l_j, \text{ кН}, \tag{3.5}$$

где k_j – сцепление в блоке j, кПа (1000 кПа = 1 МПа);

l_j – длина основания блока, м.

⚠ *Сцепление в блоке принимается равным сцеплению в том типе пород, в которых находится основание блока (см. пример 3)*

Полученные значения записываем в таблицу 3.1.

3.5. По данным таблицы 3.1 вычисляем суммы удерживающих и сдвигающих сил по всей линии скольжения.

3.6. Вычисляем значение коэффициента запаса устойчивости:

$$\eta_p = \frac{\sum F_j^{тр} + \sum F_j^{сц}}{\sum T_j}, \qquad (3.6)$$

3.7. Делаем вывод:

Еслирассчитанный коэффициент запаса устойчивости больше или равен единице, то это означает, что борт устойчив.

Если меньше, то возможно обрушение борта. В этом случае необходимо принять меры по выхолаживанию или укреплению борта.

Таблица 3.1 Расчет сил по линии скольжения

№ блока (j)	Площадь блока j,(S_j), м^2	Угол наклона (β_j), град.	Сила тяжести в блоке P_j, кН	Нормальная сила (N_j), кН	Касательная сила (T_j),кН	Сила трения ($F_j^{тр}$), кН	Сцепление в блоке j (k_j), кПа	Длина основания блока(l_j), м	Сила сцепления ($F_j^{сц}$), кН
1									
2									
3									
4									
5									
6									
…									
n									
$\sum_{сил}$					$\sum_{j=1}^{n} T_j$	$\sum_{j=1}^{n} F_j^{тр}$			$\sum_{j=1}^{n} F_j^{сц}$

ПРИМЕР 3

Разбиваем призму обрушения на семь вертикальных блоков. Первый сверху блок опирается на покрывающие породы, второй и третий на выветрелые, а последующие на свежие скальные породы (Рис. 3.5).

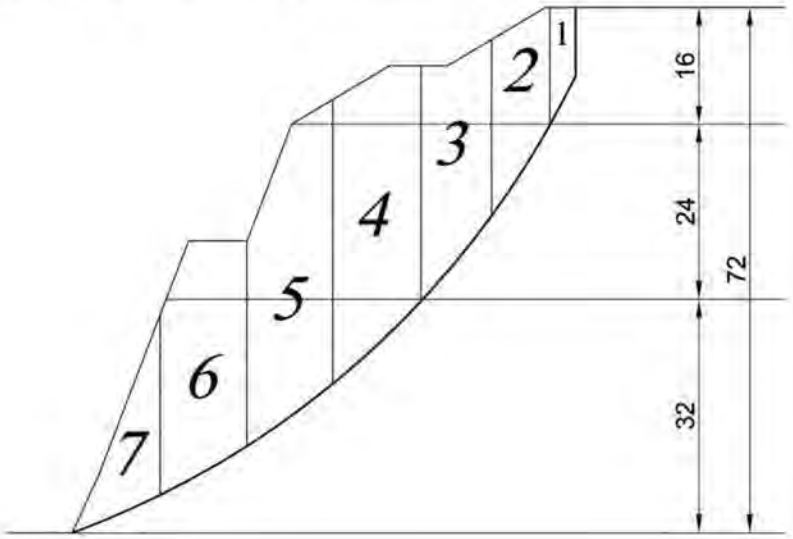


Рис. 3.5. Расчет удерживающих и сдвигающих сил

По чертежу определяем площадь каждого блока. Результаты измерений записываем в таблицу 3.2.

Вычисляем вес горной массы в каждом блоке по формуле:

$$P_j = S_j \cdot \psi_{ср}, \text{ кН},$$

где S_j – площадь вертикального блока на сечении, м^2;

$\psi_{ср}$ – усредненный удельный вес, кН/м^3.

Результаты вычислений записываем в таблицу 3.2.

Из точки О (см. п. 1.2.) проводим лучи через середину основания каждого из блоков (Рис. 3.6, а). Направление этих лучей соответствует направлению нормальной составляющий вектора силы тяжести (см. рис. 3.3).

Из середины основания каждого блока проводим вниз вертикальную линию (Рис.3.6, б). Направление этих лучей соответствует направлению вектора силы тяжести (см. рис. 3.4).

Измеряем угол между направлениями нормальной составляющей и вектором силы тяжести (рис. 3.6, в). Результаты измерений заносим в таблицу 3.2.

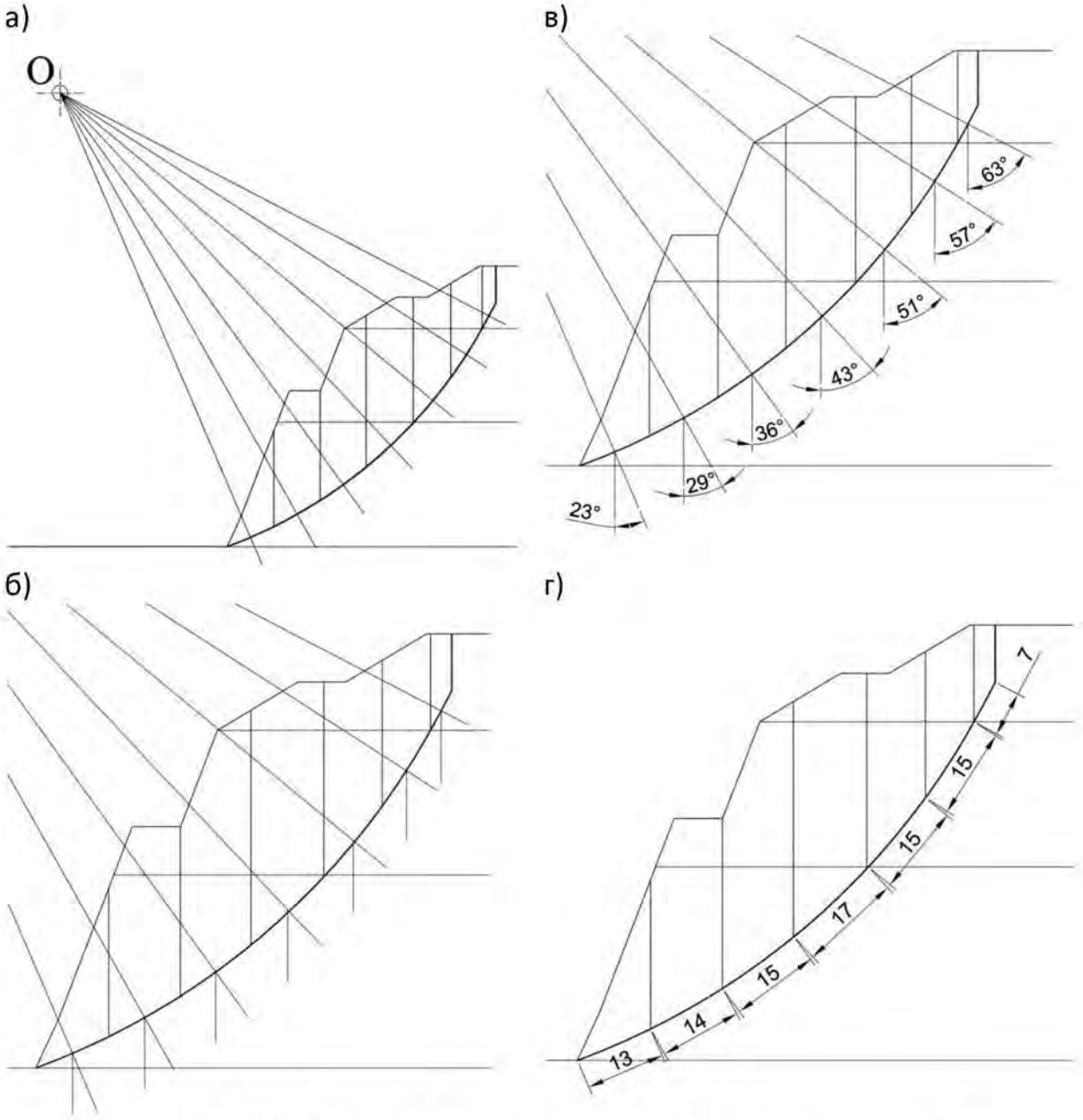


Рис. 3.6. Определение сдвигающих и удерживающих сил

Для каждого блока вычисляем значение нормальной составляющей вектора силы тяжести (N_j) по формуле:

$$N_j = P_j \cdot \cos\left(\beta_j\right), \text{ кН},$$

где P_j – вес горной массы в блоке j, кН;

β_j – угол между векторами P_j, и N_j, градусы.

Результаты расчетов заносим в таблицу 3.2.

Для каждого блока вычисляем значение касательной составляющей вектора силы тяжести (T_j) по формуле:

$$T_j = P_j \cdot \sin\left(\beta_j\right), \text{ кН.}$$

Результаты расчетов заносим в таблицу 3.2.

Значение силы трения ($F_j^{тр}$) вычисляем по формуле:

$$F_j^{тр} = N_j \cdot \text{tg}\left(\rho_{ср}\right), \text{ кН,}$$

где N_j – нормальная составляющая силы тяжести, кН;

$\rho_{ср}$ – усредненный угол внутреннего трения, градусы.

Полученные значения записываем в таблицу 3.2.

Заносим в таблицу 3.2 значение сцепления для каждого блока:

для первого блока (покрывающие породы) – 4,2 кПа;

для блоков 2 и 3 (выветрелые породы) – 58,9 кПа;

для блоков с 4 по 7 (свежие породы) – 81,7 кПа.

На чертеже измеряем длины основания каждого блока (рис.3.6, г). Полученные значения записываем в таблицу 3.2.

Вычисляем значение силы сцепления ($F_j^{сц}$) по формуле:

$$F_j^{сц} = k_j \cdot l_j \text{ , кН,}$$

где k_j – сцепление в блоке j, кПа;

l_j – длина основания блока, м.

Полученные значения записываем в таблицу 3.2.

Вычисляем суммы удерживающих и сдвигающих сил по всей линии скольжения (см. таблицу 3.2)

Таблица 3.2. Пример расчета сил по линии скольжения

№ блока (j)	Площадь блока j,(S_j), м^2	Угол наклона (β_j), град.	Сила тяжести в блоке P_j, кН	Нормальная сила (N_j), кН	Касательная сила(T_j),кН	Сила трения ($F_j^{тр}$), кН	Сцепление в блоке j (k_j), кПа	Длина основания блока(l_j), м	Сила сцепления ($F_j^{сц}$), кН
1	45	63	1192,5	541,4	1062,5	370,7	4,2	7,0	29,2
2	162	57	4293,0	2338,1	3600,4	1601,0	58,9	15,0	883,8
3	265	51	7022,5	4419,4	5457,5	3026,0	58,9	15,0	883,8
4	439	43	11633,5	8508,2	7934,0	5825,7	81,7	17,0	1388,4
5	427	36	11315,5	9154,4	6651,1	6268,2	81,7	15,0	1225,1
6	354	29	9381,0	8204,8	4548,0	5617,9	81,7	14,0	1143,4
7	141	23	3736,5	3439,5	1460,0	2355,1	81,7	13,0	1061,7
$\sum$сил					30713,5	25064,6			6615,4

Вычисляем значение коэффициента запаса устойчивости.

$$\eta_p = \frac{\sum F_j^{тр} + \sum F_j^{сц}}{\sum T_j} = \frac{25064{,}6 + 6615{,}4}{30713{,}5} = \frac{31680{,}0}{30713{,}5} = 1{,}03.$$

ВЫВОД:

Так как, в данном случае, рассчитанный коэффициент запаса устойчивости больше единицы, можно утверждать, что борт устойчив.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ И РЕКОМЕНДУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. - Л: ВНИМИ, 1972, -166 с.
2. С. В. Исаков, О. В. Мусихина, Р. С. Ганиев. Методические указания по определению оптимальных параметров конструкции нерабочего борта карьера. г. Екатеринбург: Издательство УГГУ, 2014 г.–27 с.

3.б.

4. Справочник (кадастр) физических свойств горных пород. - М: Недра, 1975, -279 с.
5. Черчинцева Т.С. Методические указания к выполнению самостоятельных работ по дисциплине «Основы геомеханики» для студентов специальности 090500. – Магнитогорск: МГТУ, 2004,-43с.
6. Шелест А.Т., Беляев В.Л. Геомеханика: учебное пособие. – Екатеринбург: УГГГА, 2001,-186 с.
7. Гальперин А.М. Геомеханика открытых горных работ. - М.: МГТУ, 2003 г.
9. Обоснование параметров устойчивых откосов борта карьера и его уступов /Методические указания/ - Магнитогорск МГТУ, 2003, -12с.
10. Фисенко Г.Л. Руководство по определению оптимальных углов наклона бортов карьеров и откосов отвалов Л. -1962.
11. Зотеев О. В., Осинцев В.А. Геомеханика. Учеб. пособие. -Екатеринбург: УГГГА, 1997.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1 – Физико-механические свойства горных пород

Литологическое наименование горных пород	Физико-механические характеристики					
	Объёмный вес, г/см^2	Удельный вес, г/см^2	Влажность, %	Сцепление в образце, кГ/ см^2	Угол внутреннего трения, град	Размер элементарного структурного блока, м
I. Крепкие породы						
Изверженные (K > 300 кГ/см^2)						
Гранитоиды	2,62		–	425	36,5	–
Кварцевые порфиры	2,56	2,64	0,36	395	37,0	0,40
Сиениты	2,76		0,39	560	32,0	0,50
Гранодиориты	2,63	2,78	0,39	560	32,0	0,50
Порфириты	3,02		0,50	365	33,0	0,45
Габбро-диориты	2,70			373	35,5	
Габбро	3,11			300	36,0	
Габбро-диабазы	2,86			353	32,0	0,80
Диабазы	2,95			460	30,0	
Перидотиты	2,80			323	36,0	0,70
Пироксениты	3,23			350	35,5	
Метаморфические и осадочные (K > 200 кГ/см^2)						
Кварциты	2,64	2,84	0,50	350-700	36,0	0,5-0,7
Джеспилиты	3,43			360	36,0	0,40
Роговики	2,58			305	35,0	0,40
Роговики гидрогематитовые	3,17			300	32,0	0,40
Сланцы кремнисто-глинистые	2,82		0,24	380	33,5	0,30
Сланцы кварцево-хлорито-серицитовые	2,73			210	33,0	0,30
Филлиты, туффиты	2,87			300	28,0	0,40
Серпентиниты	2,7-3,1		0,40	230-300	35,0	0,6-1,0
Скарны	2,75		0,28	587	31,0	0,4-0,5
Кварцевые песчаники	2,50	2,65	2,50	250	35,0	0,5-1,5
Известняки	2,70	2,77	0,14	220	33	0,3-1,0

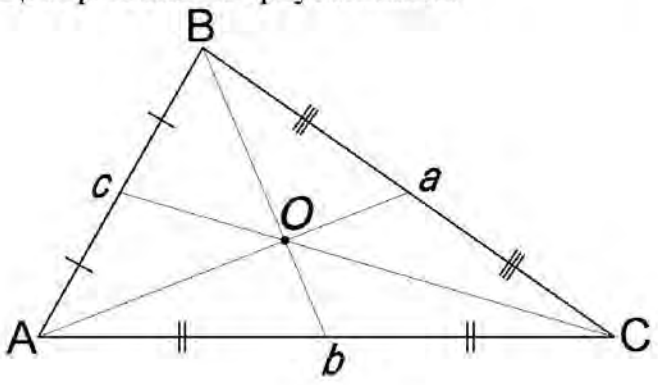
Литологическое наименование горных пород	Физико-механические характеристики					
	Объёмный вес, г/см^2	Удельный вес, г/см^2	Влажность, %	Сцепление в образце, кГ/ см^2	Угол внутреннего трения, град	Размер элементарного структурного блока, м
II. Породы средней прочности						
Изверженные слабовыветрелые (K > 300 кГ/см^2)						
Гранитоиды	2,56			220	36,5	0,3-0,5
Кварцевые порфиры	2,50	2,64	0,20	227	34	0,3-0,5
Сиениты, сиенито-диориты, диориты	2,50	2,66	1,00	205	32	0,3-0,5
Гранодиориты, гранодиорит-порфиры	2,57	2,75	1,05	285	36,5	0,50
Порфириты	3,00			260	37,0	
Габбро-диориты	3,00			210	36,0	
Габбро	2,83			275	35,0	
Габбро-диабазы	2,98			260	36,5	
Диабазы	2,75			200-260	36-37	
Спилиты				240	36	0,70
Изверженные выветрелые (K = 20-200 кГ/см^2)						
Сиенито-диориты				120	32	
Кератофиры				165	33	
Гранодиорит-порфиры	2,40	2,74	0,90	180	36	,03-0,5
Порфириты				170	31	
Габбро-диориты	2,66			180	36	
Диабазы				70	34	
Метаморфические (K = 20-200 кГ/см^2)						
Кварциты	2,61	2,78	0,40	156	34	0,5-0,7
Кварциты каолинизированные	2,24	2,59	0,94	48	30	0,2-0,3
Сланцы песчано-глинистые	2,78			180	37	0,40
Сланцы хлорито-кварцевые и хлоритовые	2,86			140	35	0,30
Филлиты				152	27	0,30

Литологическое наименование горных пород	Физико-механические характеристики					
	Объёмный вес, г/см^2	Удельный вес, г/см^2	Влажность, %	Сцепление в образце, кГ/ см^2	Угол внутреннего трения, град	Размер элементарного структурного блока, м
Тальково-карбонатная порода	2,89			115	30	
Магнетиты	4,32			190	34	0,2-0,3
Серпентиниты выветрелые	2,50			84	34	0,2-0,3
Серпентиниты рассланцованные, сильновыветрелые	2,50			23	33	0,05-0,3
Осадочные (K = 20-200 кГ/см^2)						
Известняки	2,44-2,67	2,83	0,1-4,0	140-165	27-32	0,3-0,8
Известняки выветрелые	2,37			73	32	
Песчаники аркозовые	2,46			175	38	
Песчаники глинистые	2,67			170	37	
Песчаники с карбонатным цементом	2,57	2,68	2,27	170	36	0,40
Песчаники с глинистожелезистым цементом	2,31	2,70	2,70	87	36	0,30
Песчаники	2,53	2,75		50-90	35	0,3-0,8
Алевролиты	2,51	2,72	4,00	35-70	33	0,35-0,7
Аргиллиты	2,45	2,80	8,00	40	29	0,2-0,45
Уголь	1,26-1,58		5,00	28	36	0,03-0,6
III. Слабые породы (K < 20 кГ/см^2)						
Сильновыветрелые						
Габбро-диориты	2,40			14,3	36	
Сланцы	2,12		18,0	1,2-13,6	26-30	
Песчаники				7,5	36	
Диабазы	2,07		19,6	3,2	34	
Доломиты, сидериты	2,00		31,6	1,39	32	
Осадочные						
Песчаники	2,11	2,65	11,0	11,0	35	
Алевролиты	2,13	2,48	20,0	3-17	31	
Аргиллиты	2,02	2,67	18,0	3-10	29	

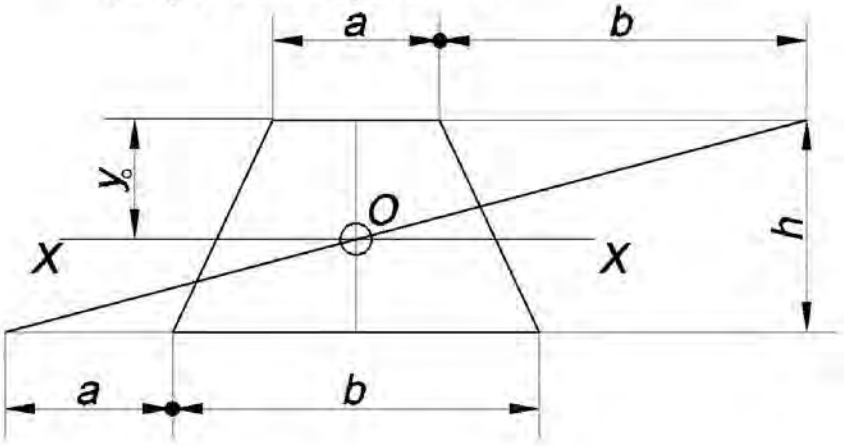
Литологическое наименование горных пород	Физико-механические характеристики					
	Объёмный вес, г/см^2	Удельный вес, г/см^2	Влажность, %	Сцепление в образце, кГ/ см^2	Угол внутреннего трения, град	Размер элементарного структурного блока, м
Песок разнозернистый	2,04	2,65	16,5	0,0-0,24	35	
Песок среднезернистый	1,75	2,64	17,0	0,1-0,15	33-34	
Песок мелкозернистый	1,96	2,68	23,0	01-0,35	31-32	
Песок тонкозернистый	1,80	2,66	17,0	0,28	30	
Песок глинистый уплотненный	2,08	2,65	18,0	0,45-0,8	26-32	
Песок глинистый мелкозернистый	1,80		40,0	0,4-0,70	28-30	
Песок глинистый тонкозернистый	1,99	2,67	25,0	0,35-0,6	26-28	
Супесь	1,80	2,66	13,0	0,17	30-34	
Суглинок пылеватый лёссовидный	1,76	2,68	16,0	0,35-0,65	27-32	
Суглинок пылеватый	1,90	2,69	21,0	0,23-0,4	22-27	
Лёссы	1,76			1,05	29	
Мел трещиноватый	1,90	2,64	31	1,40	35	
Мел переотложенный	1,92	2,70	26	0,5	35	
Глина брекчиевидная	2,19		15	1,6-7,6	28	
Глина бокситовая	2,20		13	1,25-4,1	27	
Глина опоковидная	1,64	2,55	46	1,55	23	
Глина песчаная	2,02	2,70	22	0,5-1,25	18-28	
Глина плотная	1,98	2,69	25	1,3-3,5	16-25	
Глина песроцветная	1,96	2,70	27	0,8-1,5	14-18	
Глина коры выветривания	1,94	2,78	26	1,00	15-17	
Глина плотная пылеватая	1,96	2,7	25	0,6-1,75	9-15	
Глина плотная лигнитовая	1,96	2,43-2,98	30	1,75	13	
Глина жирная	1,91	2,64	26	0,50	90	

Приложение 2 –Определение центра тяжести

Центр тяжести треугольника



Центр тяжести трапеции



$$y_o = \frac{h}{3} \cdot \frac{2b + a}{a + b}$$

Приложение 2 – Коэффициент запаса устойчивости (η)

Характеристика бортов	Коэффициент η в зависимости от срока	
	до 5 лет	> 5 лет
Нерабочий борт из-за глины или трещины породы	1,2	1,3
Нерабочий борт из-за песчаника или гравелистых пород	1,15	1,2
Рабочий борт	1,2	–
Откосы рабочих уступов и отвалов	1,2	–
Откосы уступов нерабочего борта: глинистые, трещиноватые породы	1,5	2,0
Откосы уступов нерабочего борта: песчаник и гравелистые породы	1,15	1,2

Учебное издание

Сергей Владимирович Исаков
Ольга Владимировна Мусихина
Александр Львович Костин

ПРОВЕРКА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТА КАРЬЕРА

Учебно-методическое пособие
по выполнению лабораторных работ
по дисциплине «Геомеханика»
для студентов специальности
21.05.04 – «Горное дело»
специализации «Открытые горные работы»

Редактор *А. Л. Костин*
Корректура, компьютерная верстка *Р. С. Ганиев*

Подписано в печать
Бумага писчая. Формат 60 × 84 1/16.
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.
Печ. л. _____. Тираж 150. Заказ №

Издательство УГГУ
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Уральский государственный горный университет
Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

Б1.В.01 ГЕОМЕХАНИКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Авторы: Исаков С.В., к.т.н., Ганиев Р.С., Мусихина О.В. к.т.н., доцент, Костин А.Л.

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРА 3

1. ПОДГОТОВКА ИСХОДНЫХ ДАННЫХ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАСЧЕТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК 3

1.1. Данные инженерно-геологического районирования 3

1.2 Физико-механические свойства пород 5

1.3 Определение расчетных характеристик 10

2 РАСЧЕТ УСТОЙЧИВЫХ УГЛОВ ДЛЯ УЧАСТКОВ БОРТА 12

3. КОНСТРУКЦИЯ ПОГАШЕННОГО БОРТА КАРЬЕРА 16

4. ПРОВЕРКА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТА КАРЬЕРА 21

4.1. Средневзвешенные расчетные данные 21

4.2. Построение поверхности скольжения 29

4.2.1 Высота щели вертикального отрыва 29

4.2.2 Ширина призмы возможного обрушения 29

4.4. Расчет удерживающих и сдвигающих сил 31

ЛИТЕРАТУРА: 38

ПРИЛОЖЕНИЯ 39

Приложение 1 – Физико-механические свойства горных пород 40

Приложение 2 – Коэффициент запаса устойчивости 44

Приложение 3 –Определение центра тяжести 44

ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРА

Оценку устойчивости бортов карьера проведем в четыре этапа:

1. Подготовим исходные данные и определим расчетные значения характеристик.
2. Рассчитаем устойчивые углы откосов уступов для каждого из трех участков борта, выделенных при горно-геологическом районировании.
3. Разработаем конструкцию погашенного борта. При этом учитываем рассчитанные ранее для участков борта значения устойчивых углов, а так же горнотехнические факторы: высота уступа, угол уступа при погашении, ширина бермы очистки.
4. Проверим устойчивость получившегося борта, оценив отношение суммы удерживающих сил к сумме сдвигающих.

1. ПОДГОТОВКА ИСХОДНЫХ ДАННЫХ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАСЧЕТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК

Подготовка исходных данных выполняется в три этапа:

1. Инженерно-геологическое районирование.
2. Физико-механические свойства пород по каждому участку.
3. Определение расчетных характеристик.

1.1. Данные инженерно-геологического районирования

Массив горных пород, как в плане, так и в разрезе, как правило, не однороден. Поэтому после детального изучения горно-геологических факторов в области карьерного поля выделяют участки массива (в плане и в разрезе) со сходными инженерно-геологическими характеристиками. Это позволяет иметь единый подход к решению вопросов устойчивости борта карьера. Такая процедура носит название ***инженерно-геологическое районирование***[1].

В ходе инженерно-геологического районирования борта проектируемого карьера установлено, что породный массив сложен тремя типами горных пород (рис. 1.1), которые располагаются горизонтальными слоями выдержанной мощности (m_1, m_2 и m_3).Таким образом, погашенный борт карьера включает в себя три участка (таблица 1.1). В пределах каждого участка породный массив считается изотропным[2].

---

[1] В более широком смысле, под **инженерно-геологическим районированием** понимают последовательное деление территории на соподчинённые части, характеризующиеся всё более высокой степенью однородности по инженерно-геологическим условиям.

[2] **Изотропная среда** — такая область пространства (в данном случае, массива горных пород), физические свойства которой не зависят от направления.

Рис.1.1. Схема инженерно-геологического районирования борта карьера

Таблица 1.1 Геологическое строение погашенного борта карьера

№	Породы	Мощность, м
1	Покрывающие (песчано-глинистые отложения)	m_1
2	Выветрелые (сильнотрещиноватые скальные породы)	m_2
3	Свежие (средне или малотрещиноватые скальные породы)	m_3

Расчетная высота погашенного борта ($H_б$, м) равняется конечной глубине открытых горных работ (глубине карьера). В нашем случае:

$$H_б = m_1 + m_2 + m_3, \text{ м.} \quad (1.1)$$

Высота рабочего уступа ($h_у$, м) и высота погашенного борта связаны следующим соотношением:

$$H_б = h_у \cdot n_{гор.}, \text{ м,} \quad (1.2)$$

где $n_{гор.}$– число горизонтов в карьере, шт.

Данные инженерно-геологического районирования приведены в таблице 1.2.

Таблица 1.2 Данные инженерно-геологического районирования по вариантам

№ вариантa	Глубина карьера (H), м	Высота рабочего уступа ($H_у$), м	Мощность слоя пород, м			Коэффициент запаса устойчивости (H)
			Покрывающие, M_1	Выветрелые, M_2	Свежие, M_3	
1	55	5	10	15	30	1,25
2	72	9	27	18	27	1,25
3	120	10	10	10	100	1,30
4	80	10	20	30	30	1,20
5	130	13	13	26	91	1,30
6	65	5	20	20	25	1,35
7	90	10	20	20	50	1,35
8	90	15	30	15	45	1,30
9	77	7	21	28	28	1,40
10	66	6	18	24	24	1,25
11	96	12	24	24	48	1,35
12	91	13	26	26	39	1,35
13	135	15	15	30	90	1,30
14	126	14	14	28	84	1,40
15	108	12	12	36	60	1,20
16	144	12	12	36	96	1,35
17	66	6	24	24	18	1,40
18	65	5	20	25	20	1,30
19	91	13	26	26	39	1,30
20	72	9	18	18	36	1,25
21	90	10	20	20	50	1,35
22	117	13	13	26	78	1,25
23	78	13	26	26	26	1,30
24	108	12	24	36	48	1,35
25	90	15	15	30	45	1,30
26	112	14	28	28	56	1,30
27	132	11	11	22	99	1,25
28	64	8	24	16	24	1,15
29	99	11	22	33	44	1,40
30	98	14	14	28	56	1,30

1.2 Физико-механические свойства пород

Состояние окружающего породного массива характеризуют определенными физико-механическими свойствами.

Достоверные сведения о физико-механических свойствах горных пород позволяют заблаговременно составить представление о характере возможных деформаций и степени устойчивости обнажений массива, а также служат основанием для разработки и внедрения наиболее эффективных методов разрушения горных пород при ведении горных работ, креплении и поддержании горных выработок.

Под механическими свойствами горных пород понимают характеристики, определяющие способность пород противодействовать деформированию и разрушению в сочетании со способностью упруго или пластически деформироваться под действием внешних механических сил

При оценке устойчивости откосов ключевым вопросом является выбор

расчетных показателей. К расчетным показателям физико-механических свойств относятся:

- **удельный вес** (ψ) – отношение веса вещества к занимаемому им объёму, Н/м^3;
- **угол внутреннего трения** (ρ) – показатель сил трения возникающих в горных породах при явлениях сдвига (градусы);
- **коэффициент структурного ослабления** (λ) – параметр, характеризующий степень отличия прочности породного массива от прочности образца горной породы;
- **коэффициент сцепления** (k) – величина, характеризующая сопротивление горных пород сдвигу, обусловленное силами сцепления[3] частиц горных пород между собой, Па.

Физико-механические свойства пород для каждого из участков борта приведены в таблице 1.3.

Таблица 1.3 Физико-механические свойства пород по вариантам

варианты с 1 по 10-й

Тип пород и их свойства	Вариант									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1. Покрывающие породы										
– плотность γ, т/м^3	2,13	1,76	1,96	1,80	1,80	2,00	1,94	2,04	2,02	1,96
– коэффициент сцепления пород в образце k, кПа	100	4	13	2	3	7	10	1	12	13
– угол внутреннего трения ρ, град.	31,0	27,0	14,0	30,0	30,0	26,0	15,0	35,0	18,0	9,0
2. Выветрелые скальные породы										
– плотность γ, т/м^3	2,64	2,38	3,20	2,56	2,75	2,57	2,56	2,50	2,40	3,00
– коэффициент сцепления пород в образце k, кПа	1000	1200	1400	2200	2400	2850	1800	2050	3200	2750
– угол внутреннего трения ρ, град.	35,0	35,0	36,0	36,0	36,0	32,0	28,0	37,0	36,0	36,0
– коэффициент структурного ослабления λ	0,10	0,03	0,07	0,04	0,07	0,06	0,08	0,02	0,10	0,09
3. Свежие породы скальные										
– плотность γ, т/м^3	3,00	2,58	3,43	2,62	2,80	2,63	2,60	2,76	2,64	3,11
– коэффициент сцепления пород в образце k, кПа	2500	3050	3600	4250	3230	5600	2850	3630	6200	3000
– угол внутреннего трения ρ, град.	35,0	35,0	36,0	36,0	36,0	32,0	28,0	37,0	36,0	36,0
– коэффициент структурного ослабления λ	0,20	0,06	0,11	0,07	0,12	0,13	0,16	0,03	0,17	0,14

[3] Сцепление в массиве в скальных породах обуславливается силами связей между частицами породы, а в рыхлых обусловлено капиллярным натяжением воды, находящейся в породе. Основной характеристикой сцепления является **коэффициент сцепления.**

Продолжение 1таблицы 1.3

варианты с 11 по 20-й

Тип пород и их свойства	Вариант									
	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
1. Покрывающие породы										
– плотность γ, т/м^3	1,90	1,64	1,80	1,76	1,90	1,75	1,96	1,99	1,96	1,92
– коэффициент сцепления пород в образце *k*, кПа	14	16	6	11	3	2	2	5	18	5
– угол внутреннего трения ρ, град.	35	23	28	29	22	33	31	26	13	35
2. Выветрелые скальные породы										
– плотность γ, т/м^3	2,31	2,83	3,00	2,56	2,50	3,00	2,61	2,85	2,91	2,60
– коэффициент сцепления пород в образце *k*, кПа	1600	2600	2600	1200	2270	2300	2100	2000	1800	2100
– угол внутреннего трения ρ, град.	32,0	32,0	33,0	33,0	37,0	35,5	33,5	30,0	32,0	35,5
– коэффициент структурного ослабления λ	0,04	0,07	0,09	0,06	0,06	0,02	0,10	0,06	0,12	0,09
3. Свежие породы скальные										
– плотность γ, т/м^3	2,50	2,86	3,02	2,73	2,56	3,23	2,82	2,95	3,17	2,70
– коэффициент сцепления пород в образце *k*, кПа	2500	3530	3650	2100	3950	3500	3800	4600	3000	3730
– угол внутреннего трения ρ, град.	35,0	32,0	33,0	33,0	37,0	35,5	33,5	30,0	32,0	35,5
– коэффициент структурного ослабления λ	0,07	0,13	0,17	0,11	0,09	0,04	0,15	0,12	0,18	0,17

Окончание таблицы 1.3

варианты с 21 по 30-й

Тип пород и их свойства	Вариант									
	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
1. Покрывающие породы										
– плотность γ, т/м^3	1,91	2,02	2,19	2,11	2,20	1,98	1,96	1,99	2,00	1,94
– коэффициент сцепления пород в образце *k*, кПа	5	60	43	110	31	22	2	5	7	10
– угол внутреннего трения ρ, град.	9,0	29,0	28,0	35,0	27,0	16,0	31,0	26,0	26,0	15,0
2. Выветрелые скальные породы										
– плотность γ, т/м^3	2,63	2,50	2,83	3,00	2,64	2,83	3,00	2,56	2,83	2,63
– коэффициент сцепления пород в образце *k*, кПа	2300	700	2600	2300	1000	2600	2600	1200	2600	2300
– угол внутреннего трения ρ, град.	31,0	30,0	32,0	35,5	35,0	32,0	33,0	33,0	32,0	31,0
– коэффициент структурного ослабления λ	0,04	0,07	0,09	0,06	0,06	0,02	0,10	0,06	0,12	0,09
3. Свежие породы скальные										
– плотность γ, т/м^3	2,75	2,70	2,86	3,23	3,00	2,86	3,02	2,73	2,86	2,75
– коэффициент сцепления пород в образце *k*, кПа	5820	2200	3530	3500	2500	3530	3650	2100	3530	5820
– угол внутреннего трения ρ, град.	31,0	37,0	32,0	35,5	35,0	32,0	33,0	33,0	32,0	31
– коэффициент структурного ослабления λ	0,07	0,13	0,17	0,11	0,09	0,04	0,15	0,12	0,18	0,17

Для реальных инженерных расчетов исходные данные принимаются по результатам испытаний проб в процессе геологоразведочных работ, либо по справочным данным (приложение 1).

1.2.1 Удельный вес связан с плотностью породы (γ, т/м^3) формулой:

$$\psi = \gamma \cdot g, \text{ кН} \qquad (1.3)$$

где γ – плотность горной породы (принимаем по таблице 1.3), т/м^3;

g – ускорение свободного падения, g =9,8 м/с^2.

Так как в различных методиках и справочниках используются различные единицы измерения, всегда внимательно смотрите, какие единицы измерения использованы в каждом конкретном случае.
Например, в формуле (1.3), плотность горной породы дана в т/м^3 в то время, как единицей СИ для плотности является кг/м^3 (1 т/м^3 = 1 000 кг/м^3), в результате рассчитанный удельный вес измеряется в **кило**ньютонах (1 кН = 1 000 Н).

1.2.2 Угол внутреннего трения (ρ), коэффициент структурного ослабления (λ), а так же коэффициент сцепления породы в образце (k) принимаем по таблице 1.3:

1.2.3 Коэффициент сцепления пород в массиве ($k_м$) всегда значительно меньше сцепления пород в образце.

Причиной этого является разупрочнение пород за счет трещин. Степень снижения характеризуется коэффициентом структурного ослабления (λ).

Коэффициент сцепления пород в массиве ($k_м$) определяется по формуле:

$$k_м = k \cdot \lambda, \text{ кПа} \qquad (1.5)$$

Так как в рыхлых и мягких породах разупрочнение пород за счет трещин не происходит, то для покрывающих пород принимаем $\lambda = 1$.
Соответственно $k_м = k$.

ПРИМЕР 1.1

По результатам инженерно-геологического районирования установлено, что породный массив сложен тремя типами горных пород, которые располагаются горизонтальными слоями выдержанной мощности:

1. Покрывающие породы – $m_1 = 16$:
   - плотность $\gamma = 2{,}55$ т/м^3;
   - коэффициент сцепления пород в образце $k = 5$ кПа;
   - угол внутреннего трения $\rho_м = 29°$;
   - удельный вес $\psi = \gamma \cdot g = 2{,}55 \cdot 9{,}8 = 25{,}0$ кН;
   - коэффициент сцепления пород в массиве $k_м = k = 5$ кПа.
2. Выветрелые породы – $m_2 = 24$:
   - плотность $\gamma = 2{,}7$ т/м^3;
   - коэффициент сцепления пород в образце $k = 883{,}75$ кПа;
   - угол внутреннего трения $\rho_м = 33°$;
   - коэффициент структурного ослабления $\lambda = 0{,}08$;
   - удельный вес $\psi = \gamma \cdot g = 2{,}7 \cdot 9{,}8 = 26{,}5$ кН;
   - коэффициент сцепления пород в массиве $k_м = k \cdot \lambda = 883{,}75 \cdot 0{,}08 = 70{,}7$ кПа.
3. Свежие породы – $m_3 = 32$:
   - плотность $\gamma = 2{,}86$ кг/м^3;
   - коэффициент сцепления пород в образце $k = 980$ кПа;
   - угол внутреннего трения $\rho_м = 35°$;
   - коэффициент структурного ослабления $\lambda = 0{,}1$;
   - удельный вес $\psi = \gamma \cdot g = 2{,}86 \cdot 9{,}8 = 28{,}03$ кН;
   - коэффициент сцепления пород в массиве $k_м = k \cdot \lambda = 980 \cdot 0{,}1 = 98{,}0$ кПа.

Высота борта: $H_б = m_1 + m_2 + m_3 = 16 + 24 + 32 = 72$ м.

1.3 Определение расчетных характеристик

Переход от исходных прочностных характеристик к расчетным необходим по следующим причинам:

- Исходные характеристики прочности образцов определяются с погрешностью (обычно ±7 %).
- Породы при выветривании изменяют свойства; то же при действии воды. Сопротивление уменьшается до 20-30 %.
- Неточность учета трещин (λ).
- Неточность учета динамических нагрузок от взрыва ±15÷20 %.
- Ошибки при расчетах ±5÷6 %.
- Детальность разведки (пробы, образцы) не превышает 5-6 % от всего массива.

Коэффициент запаса устойчивости – отношение суммы всех сил, удерживающих откос в равновесии, к сумме всех сдвигающих сил, стремящихся вывести его из равновесия; действие этих сил во всех инженерных методах переносится на потенциальную (наиболее напряженную) поверхность скольжения. Для откосов эта величина принимается в пределах от 1,0 до 1,5; зависит от достоверности исходных данных при расчете, ответственности откоса и срока службы [1].

В данной работе коэффициент запаса устойчивости (η) принимаем по заданию (таблица 1.2).

В нормах технологического проектирования для отдельных участков бортов карьера в зависимости от физико-механических свойств пород и срока службы значение коэффициента запаса устойчивости рекомендуется в пределах 1,2÷2,0 (Приложение 2).

Для учета коэффициента запаса устойчивости его значение вводят в прочностные характеристики.

1.3.1 Расчетный коэффициент сцепления пород ($k_{\text{р}}$):

$$k_{\text{р}} = \frac{k_{\text{м}}}{\eta}, \tag{1.6}$$

где η – коэффициент запаса устойчивости (берем из таблицы 1.2).

1.3.2 Расчетное значение угла внутреннего трения:

$$\rho_{\text{р}} = \text{arctg}\left(\frac{\text{tg}\rho}{\eta}\right). \tag{1.7}$$

ПРИМЕР 1.2

Коэффициент запаса устойчивости (η) принят 1,20 (для откоса одиночного уступа).

Расчетные показатели

1. Покрывающие породы:

$$k_{\text{р}} = \frac{k_{\text{м}}}{\eta} = \frac{5}{1{,}2} = 4{,}17 \ \text{кг/м}^2;$$

$$\rho_{\text{р}} = \text{arctg}\left(\frac{\text{tg}\rho}{\eta}\right) = \text{arctg}\left(\frac{\text{tg}29°}{1{,}2}\right) = \text{arctg}\left(\frac{0{,}55}{1{,}2}\right) = 24{,}8°.$$

2. Выветрелые породы:

$$k_{\text{р}} = \frac{k_{\text{м}}}{\eta} = \frac{70{,}7}{1{,}2} = 58{,}92 \ \text{кг/м}^2;$$

$$\rho_{\text{р}} = \text{arctg}\left(\frac{\text{tg}\rho}{\eta}\right) = \text{arctg}\left(\frac{\text{tg}33°}{1{,}2}\right) = \text{arctg}\left(\frac{0{,}65}{1{,}2}\right) = 28{,}4°.$$

3. Невыветрелые породы:

$$k_{\text{р}} = \frac{k_{\text{м}}}{\eta} = \frac{98{,}0}{1{,}2} = 81{,}67 \ \text{кг/м}^2;$$

$$\rho_{\text{р}} = \text{arctg}\left(\frac{\text{tg}\rho}{\eta}\right) = \text{arctg}\left(\frac{\text{tg}35°}{1{,}2}\right) = \text{arctg}\left(\frac{0{,}70}{1{,}2}\right) = 30{,}3°.$$

2 РАСЧЕТ УСТОЙЧИВЫХ УГЛОВ ДЛЯ УЧАСТКОВ БОРТА

Расчет устойчивых углов производится для **каждого** участка борта.

2.1 Определяем высоту щели вертикального отрыва (H_{90})

$$H_{90} = \frac{2k_{\text{р}} \cdot \text{ctg}(45° - \rho_{\text{р}}/2)}{\psi}, \text{м} \qquad (2.1)$$

где ψ– удельный вес горной породы, кН;

$k_{\text{р}}$ – расчетный коэффициент сцепления пород, кПа;

$\rho_{\text{р}}$ – расчетное значение угла внутреннего трения, градусы.

2.2 Определяем условную высоту откоса (H')

$$H' = \frac{H_{\text{у}}}{H_{90}} \qquad (2.2)$$

где H_y – высота участка борта или уступа, м.

2.3. Используя справочные данные (таблица 2.1) или графические зависимости (рис. 2.1) устойчивого угла борта (α) от расчетного угла внутреннего трения ($\rho_{\text{р}}$) и полученной условной высоты откоса (H'), определяем устойчивый угол борта карьера.

2.4. Рассчитанную по условию устойчивости форму погашенного борта карьера отобразить графически (рис. 2.2).

Таблица 2.1 – Значения устойчивых углов откоса плоского борта карьера

Условная высота откоса (H')	Углы откоса борта при расчете			
	20	25	30	35
1,0	90,0	90,0	90,0	90,0
1,5	83,0	84,0	84,5	85,0
2,0	75,8	77,3	78,1	79,6
2,5	68,2	71,0	72,5	74,4
3,0	61,8	65,2	68,0	70,2
3,5	56,3	60,2	64,0	66,5
4,0	51,3	56,0	60,1	63,6
5,0	44,0	49,6	53,6	58,5
6,0	39,1	45,0	50,0	54,8
7,0	36,8	41,9	47,1	52,2
8,0	33,6	39,6	45,2	50,2
9,0	31,7	38,0	43,9	48,6
10,0	30,3	36,8	42,6	47,4
11,0	29,7	36,7	41,6	46,4
12,0	29,0	36,0	40,7	45,6
18,0	26,2	32,3	37,7	42,7
20,0	25,5	31,7	37,1	42,1
24,0	24,7	30,3	36,5	40,9
28,0	–	29,7	35,7	40,3

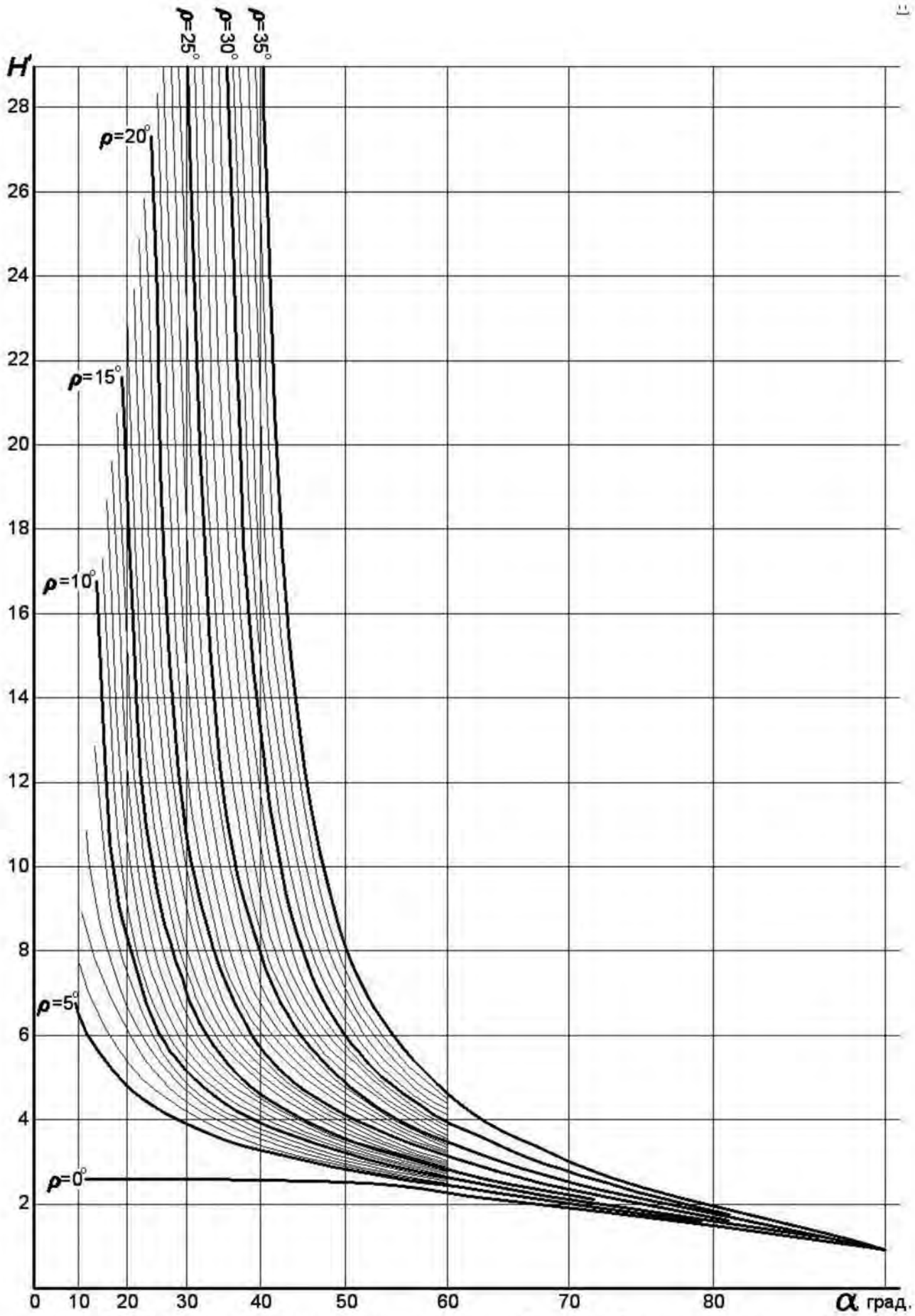


Рис.2.1 График зависимости между условной высотой плоского откоса (H') и его углом (α) для различных значений угла внутреннего трения (ρ_p)

Высота щели вертикального отрыва:

1. Покрывающие породы:

$$H_{90} = \frac{2k_{\text{р}} \cdot \text{ctg}(45° - \rho_{\text{р}}/2)}{\psi} = \frac{2 \cdot 4{,}17 \cdot \text{ctg}(45° - 24{,}8°/2)}{25{,}0} = \frac{2 \cdot 4{,}17 \cdot 1{,}56}{25{,}0} = 0{,}51, \text{м}.$$

2. Выветрелые породы:

$$H_{90} = \frac{2 \cdot 58{,}92 \cdot \text{ctg}(45° - 28{,}4°/2)}{26{,}5} = \frac{2 \cdot 58{,}92 \cdot 1{,}68}{26{,}5} = 7{,}47, \text{м}.$$

3. Невыветрелые породы:

$$H_{90} = \frac{2 \cdot 81{,}67 \cdot \text{ctg}(45° - 30{,}3°/2)}{27{,}2} = \frac{2 \cdot 81{,}67 \cdot 1{,}74}{27{,}2} = 10{,}45, \text{м}.$$

Условная высота откоса:

1. Покрывающие породы:

$$H' = H_{\text{у}}/H_{90} = 16/0{,}51 = 31{,}4.$$

2. Выветрелые породы:

$$H' = 24/7{,}47 = 3{,}2.$$

3. Невыветрелые породы:

$$H' = 32/10{,}45 = 3{,}1.$$

Устойчивый угол борта карьера определяем, используя графические зависимости:

1. Покрывающие породы:

при $\rho_{\text{р}} = 24{,}8°$ и $H' = 31{,}4$ м $\quad \alpha = 27°$.

2. Выветрелые породы:

при $\rho_{\text{р}} = 28{,}4°$ и $H' = 3{,}2$ м $\quad \alpha = 66°$.

3. Невыветрелые породы:

при $\rho_{\text{р}} = 30{,}3°$ и $H' = 3{,}1$ м $\quad \alpha = 69°$.

Рассчитанная по условию устойчивости форма погашенного борта карьера изображена на рис. 2.2.

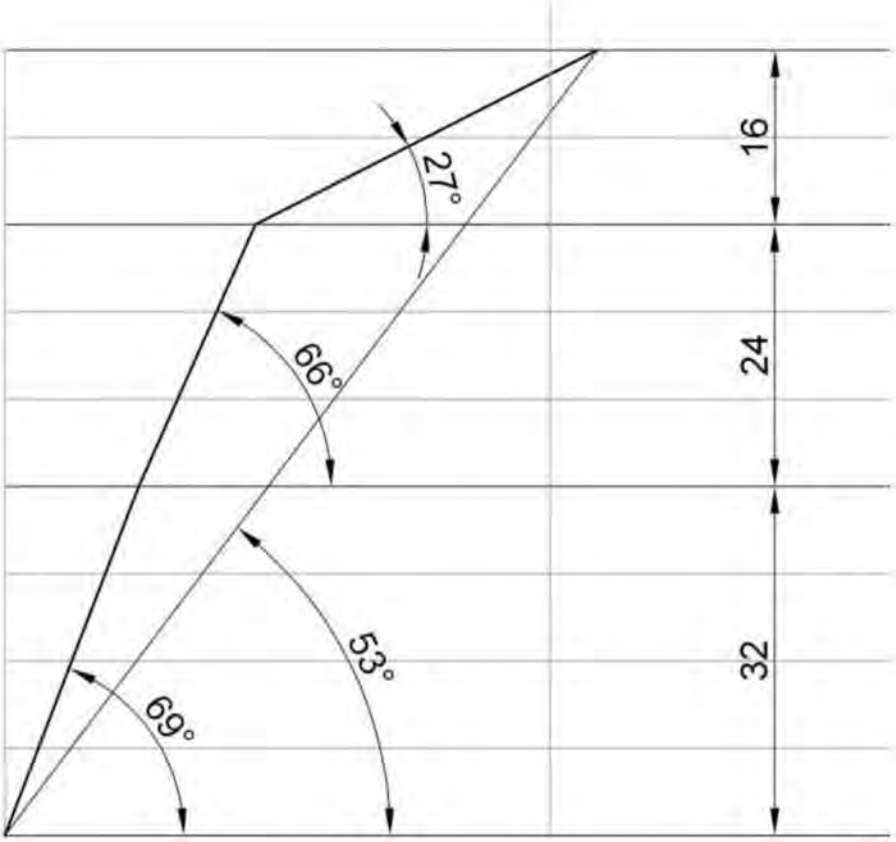


Рис. 2.2. Форма погашенного борта карьера, рассчитанная по условию устойчивости

3. КОНСТРУКЦИЯ ПОГАШЕННОГО БОРТА КАРЬЕРА

Одним из основных мероприятий, обеспечивающих безопасную работу на нижних горизонтах глубоких карьеров, является организация берм и очистка их от осыпей. Расстояние между смежными бермами при погашении уступов и постановке их в предельное положение, ширина, конструкция и порядок обслуживания предохранительных берм определяются проектом.

3.1. Разместим на борту карьера бермы очистки, руководствуясь следующими соображениями:

– Ширина бермы очистки должна быть такой, чтобы обеспечивалась ее механизированная очистка[4], т. е. не менее 8 м.

⚠ Бермы шириной 8 м рекомендуется оставлять на нижних горизонтах, срок существования которых составляет не более 4-5 лет. На средних и верхних горизонтах ширину берм следует увеличивать до 10-12 м, учитывая, что с течением времени часть бермы осыпается.

– Вертикальное расстояние между бермами (учитывая транспортные) не должна быть более чем 45-50 м[5].

Из-за организации берм очистки происходит выполаживание борта в целом, что не желательно по экономическим соображениям. Противодействовать этому можно размещая бермы на самых пологих участках борта с одновременным увеличением углов откосов уступов (конечно не выше устойчивых значений) на этих участках. Так как устойчивый угол откоса одиночного уступа круче, чем сдвоенного, такой подход, зачастую, позволяет разместить берму очистки без значительного выполаживания борта. Пример такого размещения бермы показан на рисунке 3.1.

Как видно из рисунка 3.1, после размещения бермы шириной 8 м, угол откоса борта изменился всего на 2°.

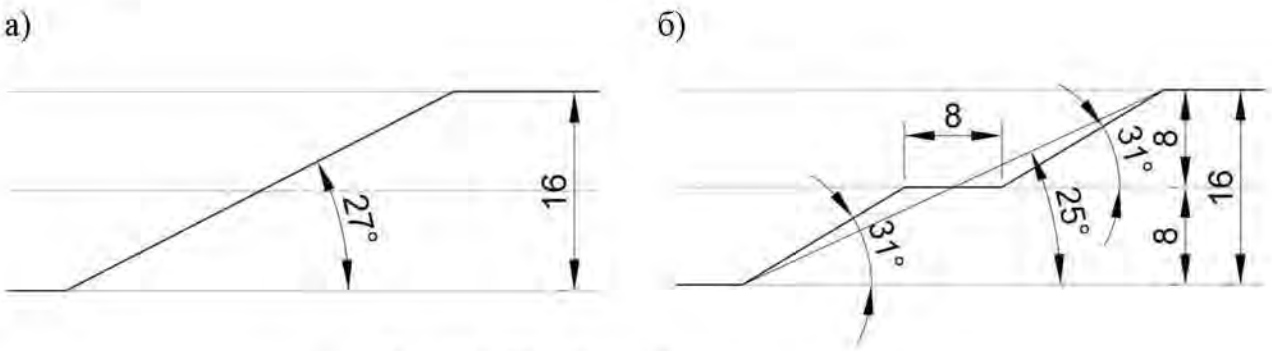


Рис.3.1. Профили бортов карьеров:
а – без бермы очистки; б – размещение бермы очистки

[4]Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом.

[5]Фисенко Г. Л. Руководство по определению оптимальных углов наклона бортов карьеров и откосов отвалов Л. – 1962.

⚠ При погашении уступов, постановке их в предельное положение необходимо соблюдать общий угол откоса бортов, установленный проектом. Во всех случаях ширина предохранительной бермы должна быть такой, чтобы обеспечивалась ее механизированная очистка.

Поперечный профиль предохранительных берм должен быть горизонтальным или иметь уклон в сторону борта разреза (карьера). Бермы, по которым происходит систематическое передвижение рабочих, должны иметь ограждение и регулярно очищаться от осыпей, кусков породы и посторонних предметов. Допускается в соответствии с проектом применение берм с продольным уклоном, в том числе совмещенных с транспортными.

⚠ При выборе углов погашения уступов в скальных породах следует помнить, что если угол погашенного уступа меньше 60-65°, то для его постановки в предельное положение необходимы специальные мероприятия. С точки зрения практики оптимальным является угол откоса погашенного уступа в диапазоне 60÷80°.

3.2. Для участков борта, а так же отдельных уступов, угол откоса или высота которых увеличились, следует произвести расчеты устойчивости согласно главе 2.

Если расчеты выявили неустойчивые участки борта, следует их выположить до устойчивых значений.

3.3. Выполняем чертеж конструкции борта карьера в масштабе (рис. 3.2).

3.4. После разработки конструкции борта, определяем угол его откоса – конструктивный угол.

Угол откоса борта – угол между горизонталью и линией, соединяющей нижнюю бровку нижнего уступа и верхнюю бровку верхнего уступа (рис. 3.3).

Угол откоса борта определяется по чертежу одним из двух способов:

1 – измеряется транспортиром;

2 – вычисляется как арктангенс отношения высоты борта (глубины карьера) к его горизонтальному проложению:

$$\alpha = \operatorname{arctg}\left(\frac{H_б}{L_б}\right) \qquad (6)$$

где $H_б$ – высота борта, м;

$L_б$ – длина горизонтального проложения борта, м.

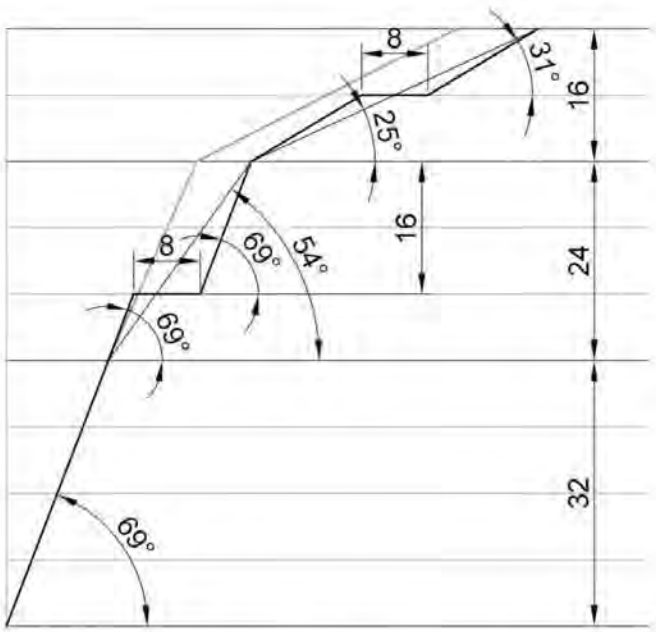


Рис. 3.2 Конструкция погашенного борта карьера

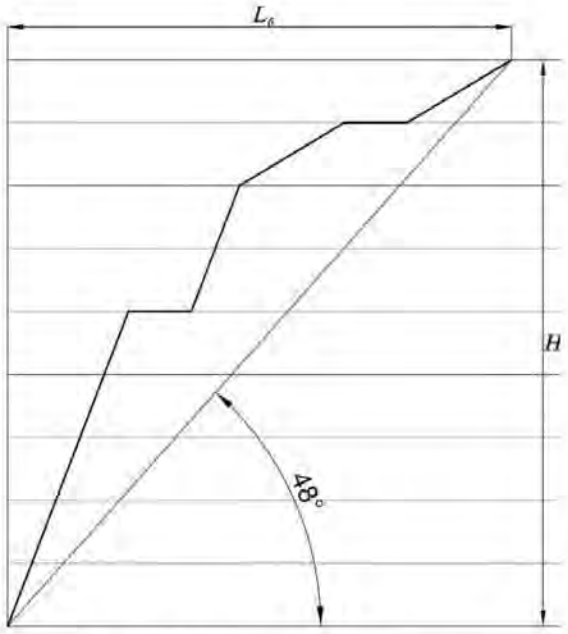


Рис. 3.3 Угол откоса борта

ПРИМЕР 3

Принимаем ширину бермы очистки равной 8 м.

Разместим бермы очистки на наиболее пологих участках борта с таким расчетом, чтобы вертикальное расстояние между ними, а так же дном карьера не превышало 45-50 м.

В нашем случае, рационально разместить бермы на горизонтах -8 м, и -32 м (рис. 3.4).

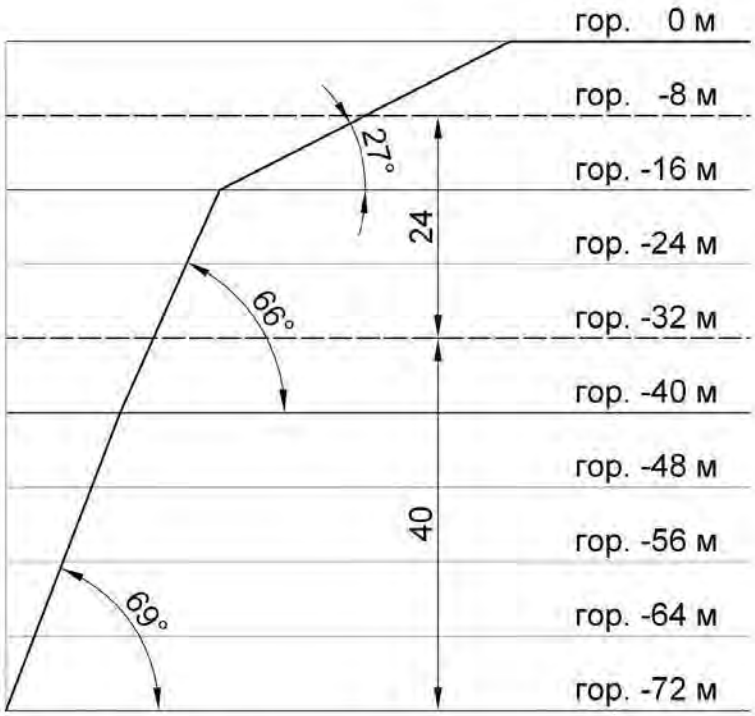


Рис. 3.4. Выбор горизонтов для размещения берм очистки

Берма нагор. -8 м размещается на участке борта находящимся в покрывающих породах высотой 16 м и устойчивым углом откоса равным 27° (рис. 3.1 а). При этом высота уступа в карьере равна 8 м, т. е. участок борта фактически представляет собой два объединенных уступа.

Устанавливаем расчетом, что для уступа высотой 8 м в данных породах устойчивый угол равняется 31°.

Размещаем берму шириной 8 м между восьми метровыми уступами с углами откосов равными 31° (рис. 3.1.б). Результирующий угол на участке борта составит 25°, что не превышает расчетного значения для данного участка (27°). Так как и углы откосов отдельных уступов (31°), и участка в целом (25°), не превышают рассчитанных устойчивых значений, принимаем данную конструкцию борта.

Берма нагор. -32 м разделяет участок выветрелых пород на два уступа: одинарный – h_y = 8 м и сдвоенный – h_y = 16 м. Расчетный устойчивый угол в выветрелых породах для высоты уступа 16 м равен 77°.

Так как угол погашения уступов нижнего участка (свежие породы) не может быть более 69°, то и для участка выветрелых пород примем такой же угол погашения – 69°. Результирующий угол на участке борта составит 54°, что меньше устойчивого значения – 66°.

На участке невыветрелых пород берм очистки размещать не будем. Угол погашения уступа – 69°, результирующий угол откоса участка – 69°.

Так как и углы откосов отдельных уступов, и участков, не превышают рассчитанных устойчивых значений, принимаем данную конструкцию борта.

Окончательная конструкция погашенного борта карьера показана на рис. 3.5.

Измеряем на чертеже значения длину горизонтального проложения – $L_б$ = 64,1 м (рис. 3.6).

Вычисляем значения конструктивного угла откоса борта:

$$\alpha = \text{arctg}\left(\frac{H_б}{L_б}\right) = \text{arctg}\left(\frac{72}{64{,}1}\right) = 48{,}3° \approx 48°$$

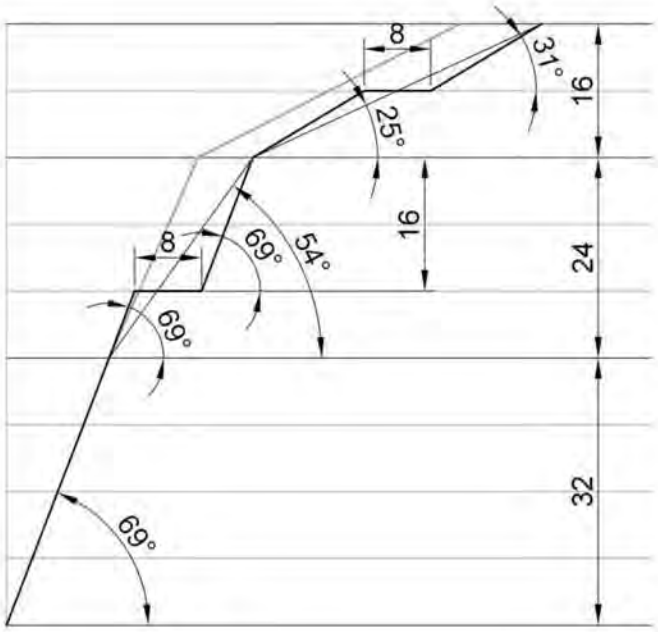


Рис. 3.5 Рассчитанная конструкция погашенного борта карьера

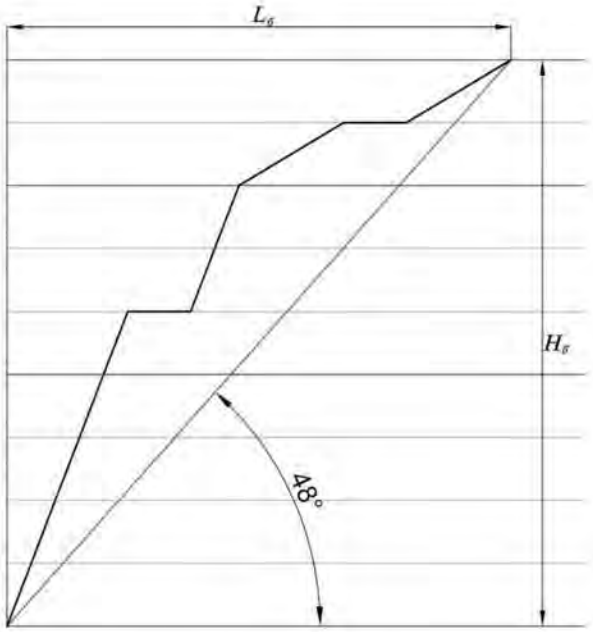


Рис. 3.6. Определение конструктивного угла откоса борта

4. ПРОВЕРКА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТА КАРЬЕРА

Расчет устойчивости производится в следующем порядке:

1. Определение средневзвешенных расчетных данных.
2. Построение поверхности скольжения на профиле откоса борта.
3. Построение эпюры удерживающих и сдвигающих сил.
4. Определение расчетного коэффициента запаса устойчивости и сравнение его с нормативным.

4.1. Средневзвешенные расчетные данные

Расчетные величины при горизонтальном расположении слоев определяются как средневзвешенные.

⚠ Во всех дальнейших расчетах следует использовать расчетные значения характеристик горных пород.

4.1.1 Усредненный удельный вес ($\psi_{ср}$):

$$\psi_{ср} = \frac{\psi_1 \cdot m_1 + \psi_2 \cdot m_2 + \psi_3 \cdot m_3}{m_1 + m_2 + m_3}, \text{кН/м}^3 \qquad (4.1)$$

где m_1, m_2 и m_3 – мощности слоя покрывающих, выветрелых и невыветрелых пород, м;

ψ_1, ψ_2 и ψ_3 – удельный вес соответственно покрывающих, выветрелых и невыветрелых пород, кН/м^3.

4.1.2 Средневзвешенный коэффициент сцепления ($k_{ср}$):

$$k_{ср} = \frac{k_1 \cdot l_1 + k_2 \cdot l_2 + k_3 \cdot l_3}{l_1 + l_2 + l_3}, \text{МПа} \qquad (4.2)$$

где l_1, l_2 и l_3 – длины участков линии скольжения соответственно в покрывающих, выветрелых и невыветрелых породах, м;

k_1, k_2 и k_3 – коэффициенты сцепления в монолите соответственно в покрывающих, выветрелых и невыветрелых породах, МПа.

Для того, что бы определить значения l_1, l_2 и l_3 необходимо построить упрощенную схему линии скольжения. Дугу линии скольжения проводят следующим образом (рис. 4.1):

А. Строим упрощенную схему борта карьера высотой $H_б$ и углом откоса $\varphi_б^к$ (рис. 4.1 А).

Б. От верхней бровки откоса (точка В)по верхней площадке отмеряем расстояние равное $0{,}25 \cdot H_б$. (рис. 4.1 Б).

В. Из точки С проводим луч под углом сдвига наиболее прочных пород Θ_0 к вертикали. Из точки А проводим луч под углом Θ_0 к откосу АВ. (рис. 4.1 В).

$$\Theta_0 = 45° - \frac{\rho_3}{2} \qquad (4.3)$$

Г. Из точек А и С строим перпендикуляры к лучам. Точку пересечения перпендикуляров обозначим О. (рис. 4.1 Г).

Д. Из точки А до пересечения с верхней площадкой строим дугу с центром в точке О и радиусом ОА (рис. 4.1 Д).

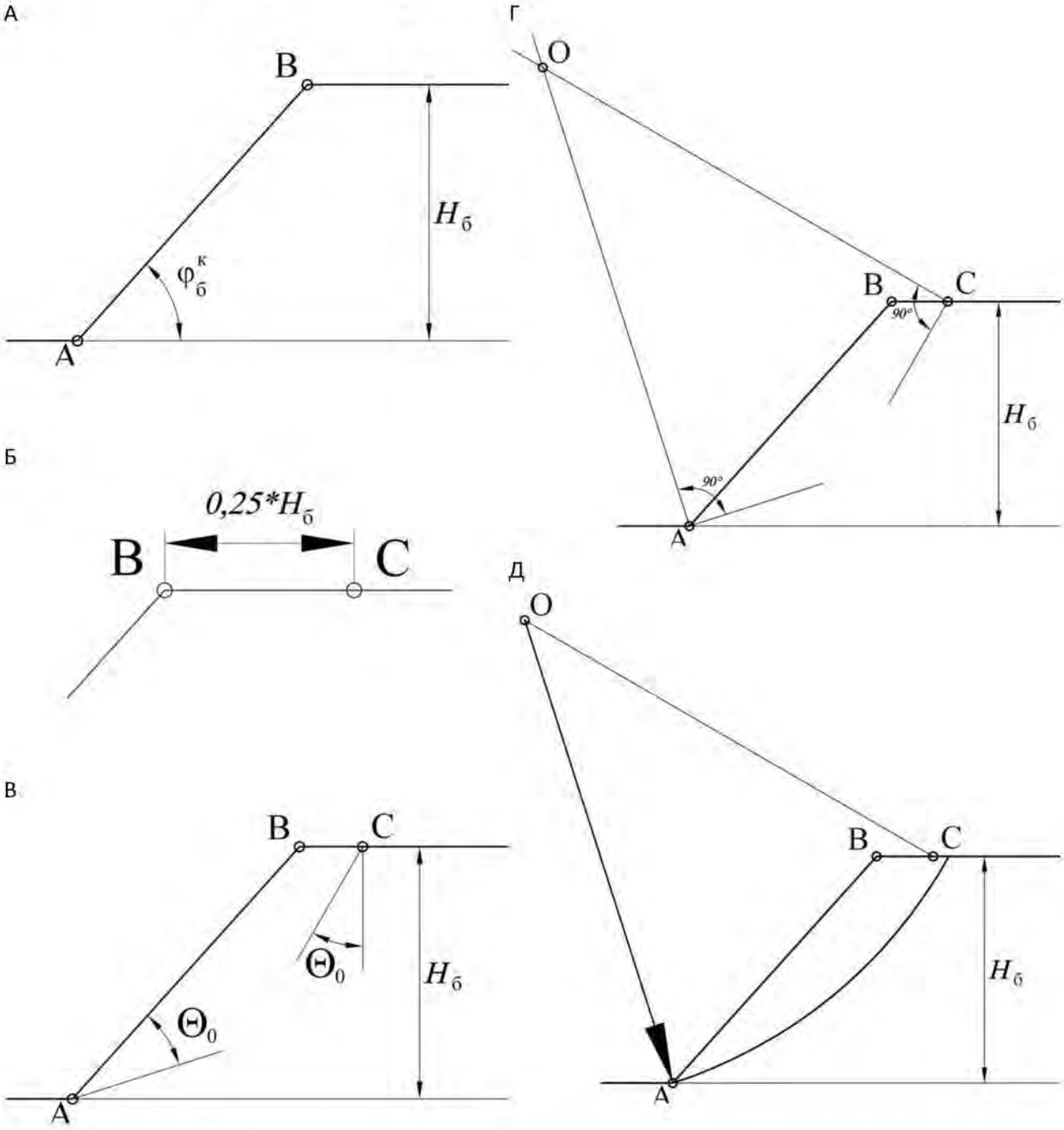


Рис. 4.1 Порядок построения упрощенной схемы линии скольжения

На получившейся схеме измеряем величины l_1, l_2 и l_3 (рис. 4.2)

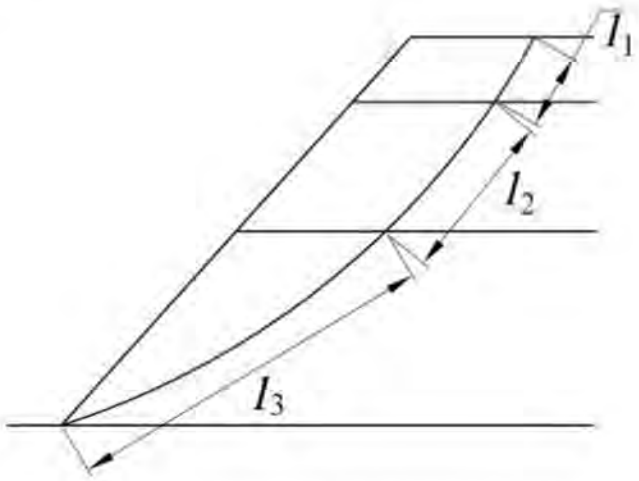


Рис. 4.2 Определение длин участков линии скольжения

4.1.3 Усредненный угол внутреннего трения ($\rho_{ср}$):

$$\rho_{ср} = \text{arctg}\frac{\text{tg}\,\rho_1 \cdot l_1 \cdot \sigma_1 + \text{tg}\,\rho_2 \cdot l_2 \cdot \sigma_2 + \text{tg}\,\rho_3 \cdot l_3 \cdot \sigma_3}{l_1 \cdot \sigma_1 + l_2 \cdot \sigma_2 + l_3 \cdot \sigma_3} \qquad (4.4)$$

где σ_1, σ_2 и σ_3 – нормальные напряжения действующие на участках соответственно l_1, l_2 и l_3, Па. Вычисляется по формуле (4.5);

ρ_1, ρ_2 и ρ_3 – углы внутреннего трения соответственно покрывающих, выветрелых и невыветрелых пород.

Для определения величин σ_1, σ_2 и σ_3 производятся дополнительные построения (рис. 4.3):

А. Из концов отрезков l_1, l_2 и l_3восстанавливаем вертикальные линии, которые делят призму ABD на блоки (рис. 4.3 А).

Б. Для каждого блока находим центр тяжести (см. приложение 3) и проецируем его на линию скольжения (рис. 4.3 Б).

В. Проводим лучи из центра дуги (точка О) через полученные точки. Они является направлением действия нормальных сил σ_1, σ_2 и σ_3 (рис. 4.3 В).

Г. Определим углы β_1, β_2 и β_3 соответственно между направлениями σ_1, σ_2 и σ_3 и вертикалью (рис. 4.3 Г).

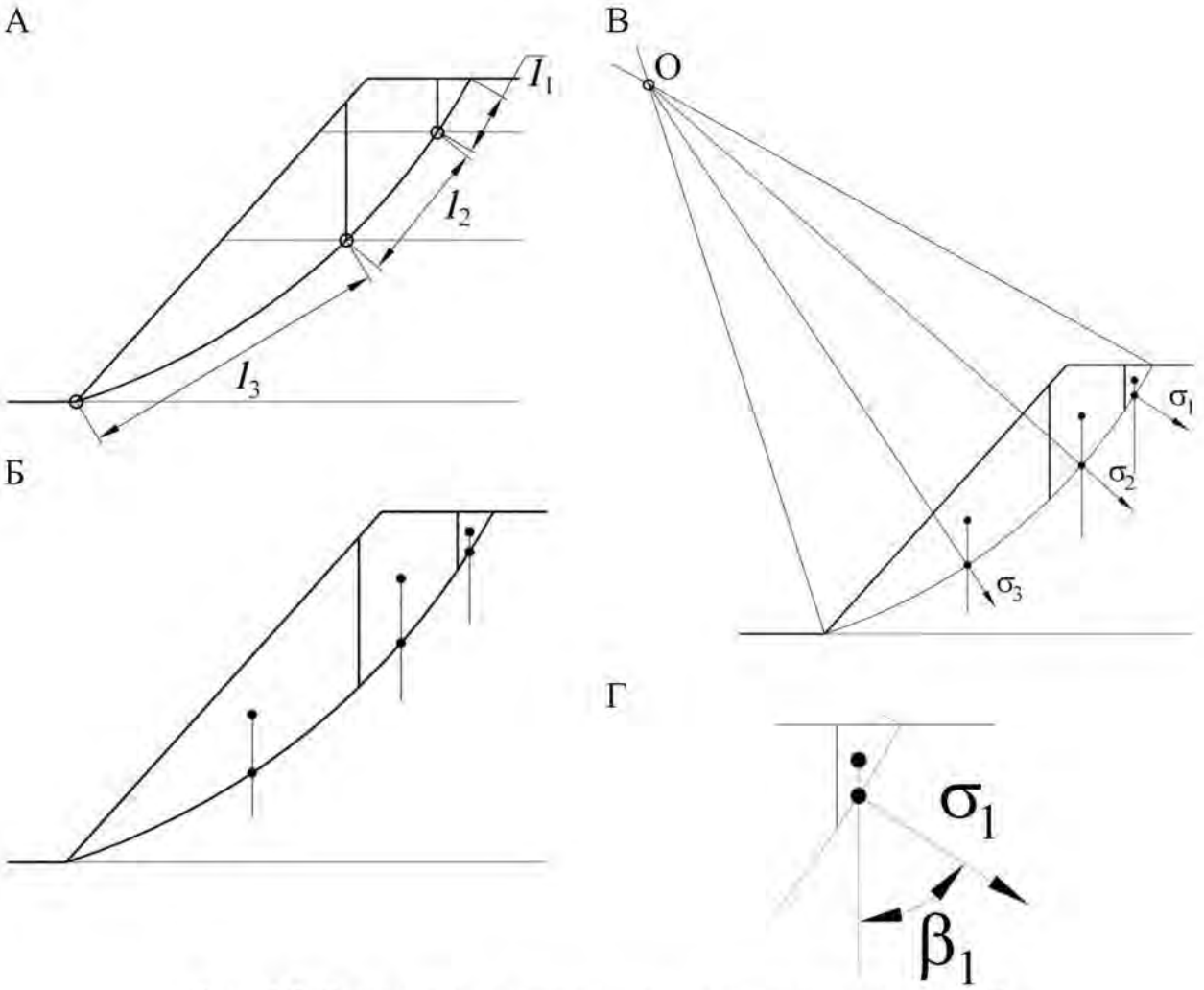


Рис. 4.3.Схема определения нормальных напряжений, действующих на расчетных участках

Величины σ_1, σ_2 и σ_3 определим по формуле:

$$\sigma_i = \psi_i^{\text{блока}} \cdot h_i \cdot \cos^2 \beta_i, \text{ Па} \qquad (4.5)$$

где $\psi_i^{\text{блока}}$ – средняя плотность *i*-го вертикального блока, кг/м^3. Вычисляется по формуле (4.6);

h_i – высота *i* блока, м (см. рис. 4.4).

Средний удельный вес вертикального *i*-го блока ($\psi_i^{\text{блока}}$)

$$\psi_i^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_i^1 + \psi_2 \cdot S_i^2 + \psi_3 \cdot S_i^3}{S_i^1 + S_i^2 + S_i^3} \qquad (4.6)$$

где S_i^1, S_i^2 и S_i^3– площадь соответственно покрывающих, выветрелых и невыветрелых пород в вертикальном блоке *i*, м^2 (см. рис. 4.5);

ψ_1, $\psi 2$ и ψ_3 – удельный вес соответственно покрывающих, выветрелых и невыветрелых пород, Н/м^3.

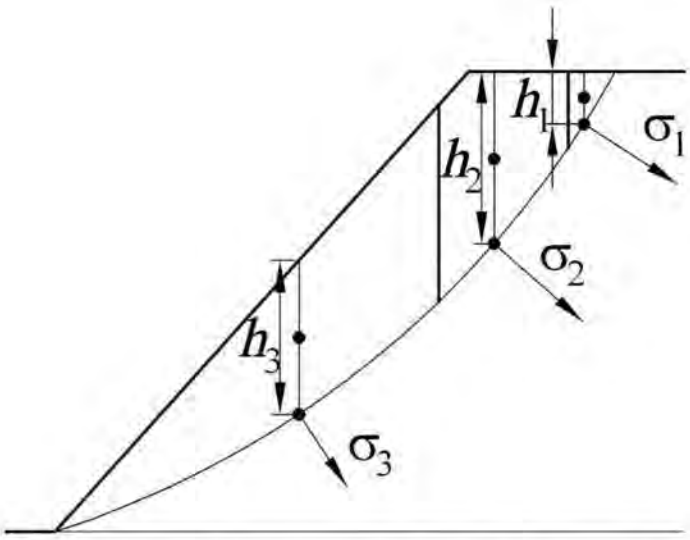


Рис. 4.4.Схема определения значений высоты блоков

ПРИМЕР 4.1

Определим средневзвешенные величины:

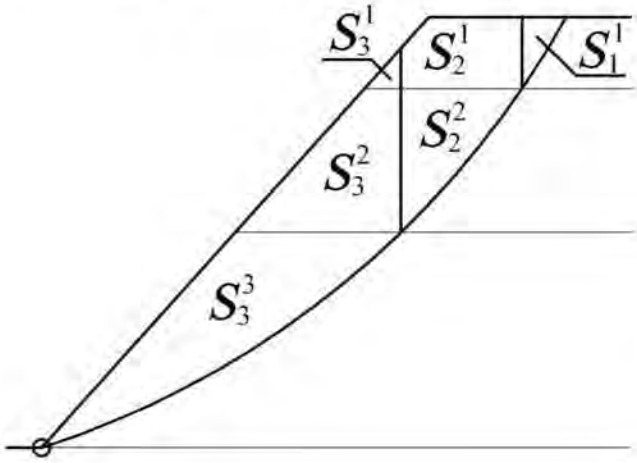
4.1.1 Средневзвешенный удельный вес ($\psi_{ср}$):

$$\psi_{ср} = \frac{\psi_1 \cdot m_1 + \psi_2 \cdot m_2 + \psi_3 \cdot m_3}{m_1 + m_2 + m_3} = \frac{25{,}0 \cdot 16 + 26{,}5 \cdot 24 + 27{,}2 \cdot 32}{16 + 24 + 32} =$$
$$= \frac{399{,}84 + 636{,}00 + 870{,}40}{72} = 26{,}5, \frac{\text{кН}}{\text{м}^3}.$$

4.1.2 Средневзвешенный коэффициент сцепления:

Для того, что бы определить длины участков линии скольжения в покрывающих, выветрелых и невыветрелых породах, строим упрощенную схему линии скольжения (рис. 4.1).

На получившейся схеме измеряем величины $l_1 = 14{,}21$, $l_2 = 31{,}4$ и $l_3 = 70{,}11$.



Блок 1

$$\psi_1^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_1^1}{S_1^1}$$

Блок 2

$$\psi_2^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_2^1 + \psi_2 \cdot S_2^2}{S_2^1 + S_2^2}$$

Блок 3

$$\psi_3^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_3^1 + \psi_2 \cdot S_3^2 + \psi_3 \cdot S_3^3}{S_3^1 + S_3^2 + S_3^3}$$

Рис. 4.5 Пример определения значений средних удельных весов вертикальных блоков

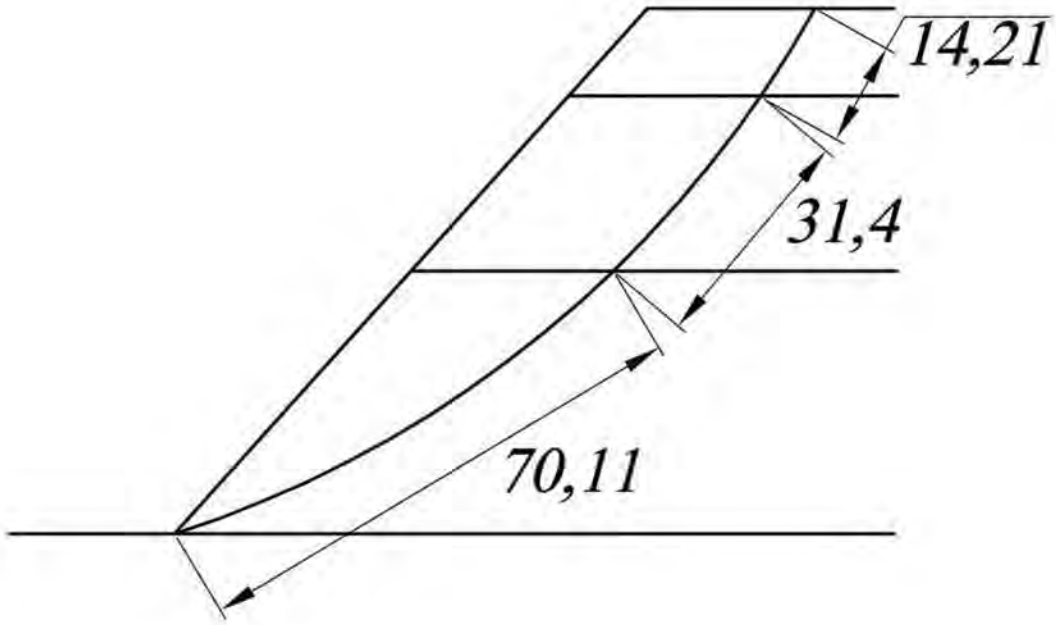


Рис. 4.6 Пример определения длин участков линии скольжения
в различных типах пород

Вычисляем средневзвешенный коэффициент сцепления:

$$k_{\text{ср}} = \frac{k_1 \cdot l_1 + k_2 \cdot l_2 + k_3 \cdot l_3}{l_1 + l_2 + l_3} = \frac{4{,}17 \cdot 14{,}21 + 58{,}92 \cdot 31{,}4 + 81{,}67 \cdot 70{,}11}{14{,}21 + 31{,}4 + 70{,}11} =$$
$$= \frac{59{,}26 + 1850{,}09 + 5725{,}88}{115{,}72} = \frac{7635.23}{115{,}72} = 65{,}9, \text{кПа}.$$

4.1.3 Средневзвешенный угол внутреннего трения ($\rho_{\text{ср}}$):

Для определения величин нормальных напряжений на участках производим дополнительные построения (рис. 4.7):

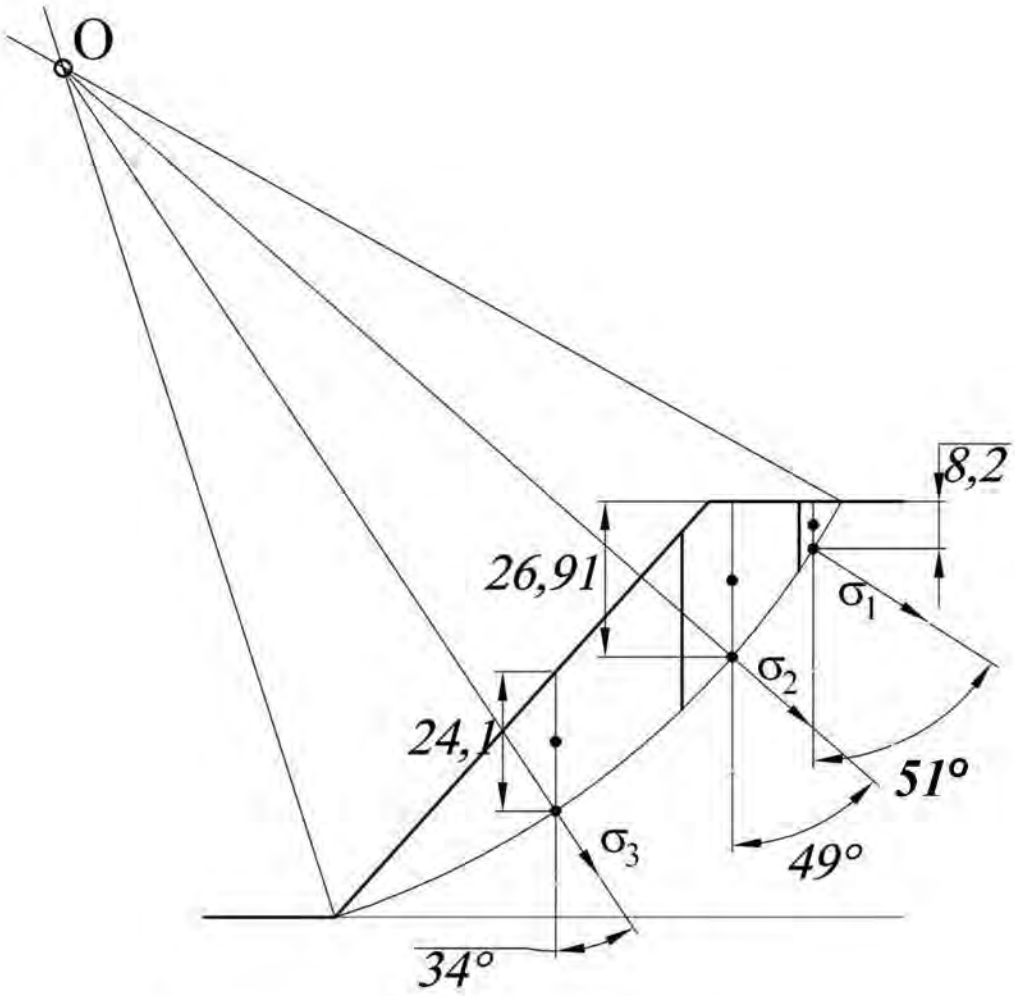


Рис. 4.7 Пример определения величин нормальных напряжений

Площади, занимаемые соответственно покрывающими, выветрелыми и невыветрелыми породами в первом, втором и третьем вертикальных блоках указаны на рис. 4.8.

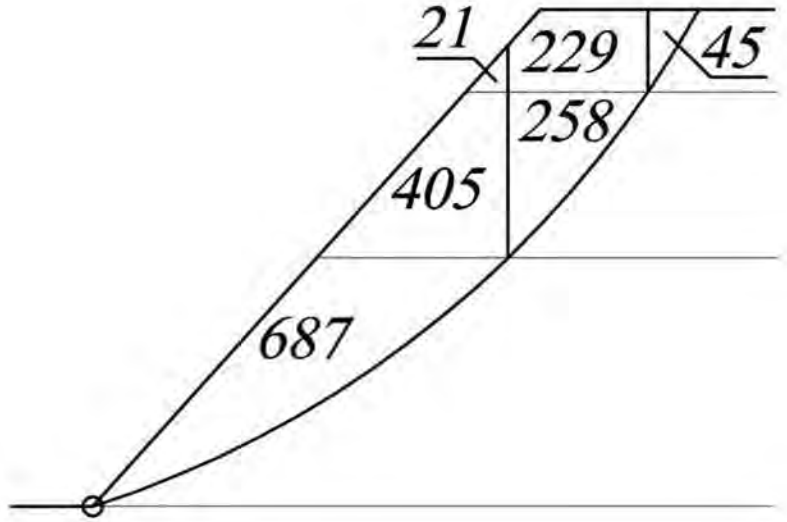


Рис. 4.8 Пример определения площадей, занимаемых соответственно покрывающими, выветрелыми и невыветрелыми породами, распределенных по вертикальным блокам

Средняя плотность каждого вертикального блока равна:

Блок № 1

$$\psi_1^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_1^1}{S_1^1} = \frac{25{,}0 \cdot 45}{45} = 25{,}0 \text{ кН.}$$

Блок № 2

$$\psi_2^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_2^1 + \psi_2 \cdot S_2^2}{S_2^1 + S_2^2} = \frac{25{,}0 \cdot 229 + 26{,}5 \cdot 258}{229 + 258} = \frac{5725{,}00 + 6837{,}00}{487} = 25{,}8, \text{кН.}$$

Блок № 3

$$\psi_3^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_3^1 + \psi_2 \cdot S_3^2 + \psi_3 \cdot S_3^3}{S_3^1 + S_3^2 + S_3^3} = \frac{25{,}0 \cdot 21 + 26{,}5 \cdot 405 + 27{,}2 \cdot 687}{21 + 405 + 687} = \frac{525 + 10732{,}5 + 18686{,}40}{1113} = 26{,}9 \text{ кН.}$$

Углы β_1, β_2 и β_3 равны соответственно 51°, 49° и 34° (см. рис. 4.7).

Высота первого блока – $h_1 = 8{,}2$, второго – $h_2 = 26{,}91$, третьего – $h_3 = 24{,}1$ (см. рис. 4.7).

Определим величины σ_1, σ_2 и σ_3:

$$\sigma_1 = \psi_1^{\text{блока}} \cdot h_1 \cdot \cos^2 \beta_1 = 25{,}0 \cdot 8{,}2 \cdot \cos^2 51° = 81{,}19, \text{кПа;}$$

$$\sigma_2 = \psi_2^{\text{блока}} \cdot h_2 \cdot \cos^2 \beta_2 = 25{,}8 \cdot 26{,}9 \cdot \cos^2 49° = 298{,}72, \text{кПа;}$$

$$\sigma_3 = \psi_3^{\text{блока}} \cdot h_3 \cdot \cos^2 \beta_3 = 26{,}9 \cdot 24{,}1 \cdot \cos^2 34° = 445{,}57, \text{кПа.}$$

Средневзвешенный угол внутреннего трения равен:

$$\rho_{ср} = \text{arctg}\frac{\text{tg}\,\rho_1 \cdot l_1 \cdot \sigma_1 + \text{tg}\,\rho_2 \cdot l_2 \cdot \sigma_2 + \text{tg}\,\rho_3 \cdot l_3 \cdot \sigma_3}{l_1 \cdot \sigma_1 + l_2 \cdot \sigma_2 + l_3 \cdot \sigma_3} = \text{arctg}\frac{\text{tg}\,29° \cdot 14{,}1 \cdot 81{,}19 + \text{tg}\,33° \cdot 31{,}4 \cdot 298{,}72 + \text{tg}\,35° \cdot 70{,}11 \cdot 445{,}57}{14{,}1 \cdot 81{,}19 + 31{,}4 \cdot 298{,}72 + 70{,}11 \cdot 445{,}57} = \text{arctg}\frac{634{,}56 + 6091{,}32 + 21873{,}72}{1144{,}78 + 9379{,}81 + 31238{,}91} = \text{arctg}\frac{2859960{,}21}{4176349{,}97} = \text{arctg}\,0{,}685 = 34{,}4°$$

4.2. Построение поверхности скольжения

Предварительно рассчитывается высота щели вертикального отрыва (H_{90}) и ширина призмы возможного обрушения (a).

4.2.1 Высота щели вертикального отрыва

$$H_{90} = \frac{2k_{ср} \cdot \mathrm{ctg}(45° - \rho_{ср}/2)}{\psi_{ср}}, \text{м} \qquad (4.6)$$

где $\psi_{ср}$– средний удельный вес, кН;

$k_{ср}$ – средний расчетный коэффициент сцепления пород, МПА;

$\rho_р$ – расчетное значение угла внутреннего трения, градусы.

4.2.2 Ширина призмы возможного обрушения

$$a = \frac{2H_б\left(1 - \mathrm{ctg}\alpha \cdot \mathrm{tg}\left((\alpha + \rho_р)/2\right)\right) - 2H_{90}}{\mathrm{ctg}(45 - \rho_р/2) + \mathrm{tg}\left((\alpha + \rho_р)/2\right)}, \text{м} \qquad (4.7)$$

где $H_б$ – высота борта карьера, м;

α –результирующий угол откоса борта;

ρ – угол внутреннего трения пород, градусы;

H_{90} – глубина щели вертикального отрыва, м.

ПРИМЕР 4.2

4.2.3. Следующим этапом работы является построение наиболее вероятной линии скольжения (рис. 4.9):

А. От верхней бровки (точка B*) верхнего уступа карьера (рис. 4.9* А*) откладывается величина призмы обрушения (a =* BC*);*

Б. Из точек B *и* C *вертикально откладываются высоты (H_{90}) – точки* B' *и* C' *(рис. 4.9* Б*);*

В. Из точек B' *и* C' *проводятся линии под углом $\Theta_1 = 45° + \rho_{ср}/2$ к горизонту (рис. 4.9* B*); Точку на пересечении этих линий обозначим буквой* D.

Г. Из точки D *восстанавливается перпендикуляр к отрезку* C'D *до взаимного пересечения в точке* O *с перпендикуляром, восстановленным из точки* A *к направлению* AN *составляющему с откосом угол $\Theta_0 = 45° - \rho_{ср}/2$ (рис. 4.9* Г*);*

Д. Радиусом R = OA = OD *проводится дуга окружности* AD *с центром в точке* O*, и линия* ADC'C *является искомой поверхностью скольжения (рис. 4.9* Д*).*

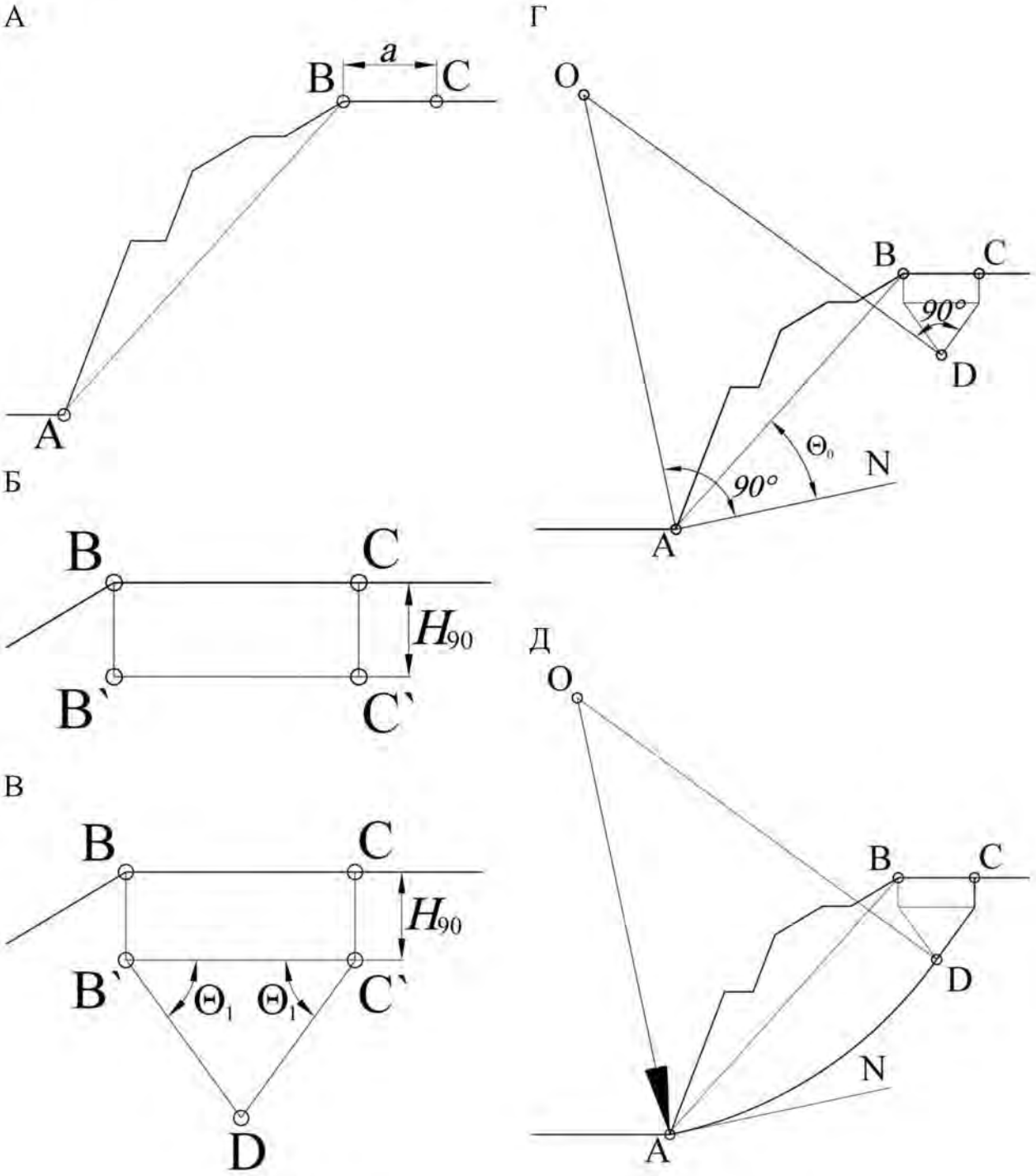


Рис.4.9 Схема построения линии скольжения

ПРИМЕР 4.2.1

Высота щели вертикального отрыва:

$$H_{90} = \frac{2k_{ср}\cdot \mathrm{ctg}\left(45° - \frac{\rho_{ср}}{2}\right)}{\gamma_{ср}} = \frac{2\cdot 65{,}9\cdot \mathrm{ctg}\left(45° - \frac{34{,}4}{2}\right)}{26{,}5} = \frac{2\cdot 65{,}9\cdot \mathrm{ctg}27{,}8°}{26{,}5} = 9{,}43\text{ , м.}$$

Ширина призмы возможного обрушения:

$$2a = \frac{2H_б\left(1-\text{ctg}\alpha\cdot\text{tg}\left(\frac{\alpha+\rho}{2}\right)\right)-2H_{90}}{\text{ctg}\left(45-\frac{\rho}{2}\right)+\text{tg}\left(\frac{\alpha+\rho}{2}\right)} = \frac{2\cdot72\left(1-\text{ctg}48°\cdot\text{tg}\left(\frac{48°+34,4°}{2}\right)\right)-2\cdot9,43}{\text{ctg}\left(45-\frac{34,4°}{2}\right)+\text{tg}\left(\frac{48°+34,4°}{2}\right)} =$$

$$\frac{144\cdot(1-\text{ctg}48°\cdot\text{tg}41,2°)-18,86}{\text{ctg}\,27,8°+\text{tg}\,41,2°} = \frac{11,61}{2,77} = 4,19 \text{ , м.}$$

Строим наиболее вероятную линию скольжения (рис. 4.11):

⚠ Возможны иные варианты построения линии скольжения, которые зависят от геометрических параметров откоса и свойств пород. Например, могут отсутствовать прямолинейный участок и верхняя горизонтальная площадка призмы скольжения (рис.4.10) [3]

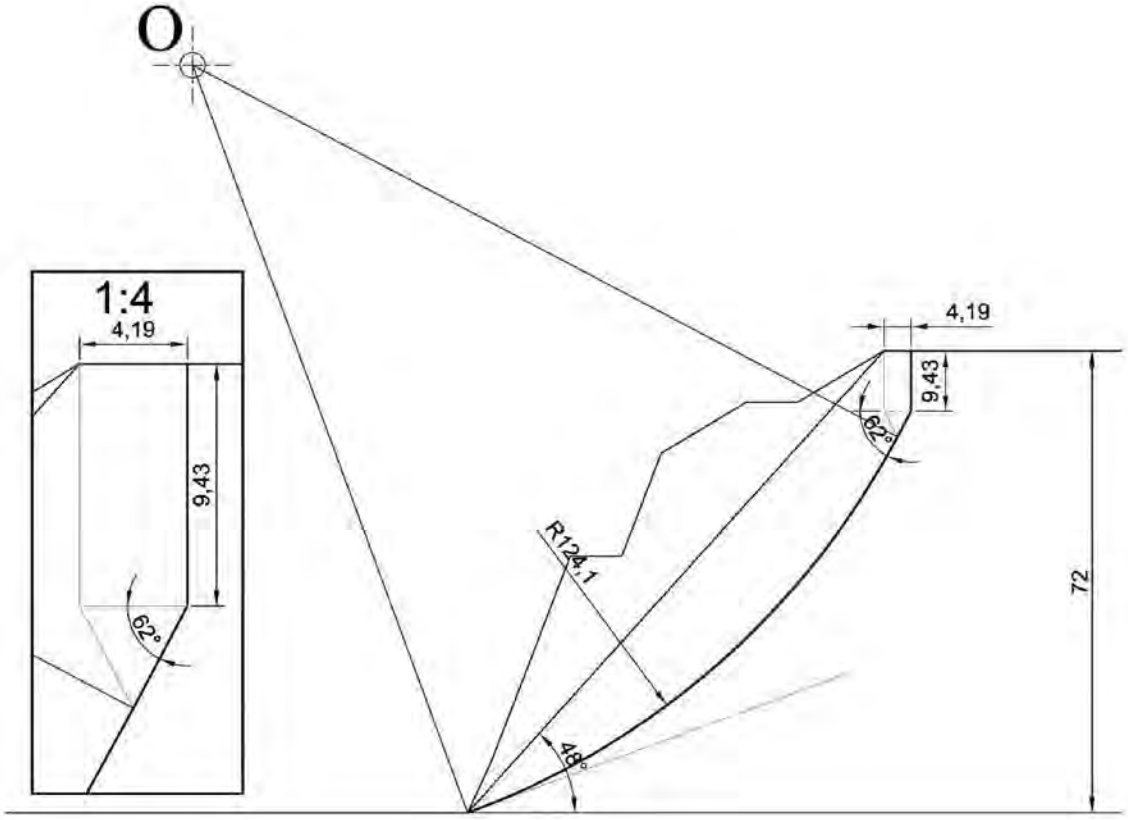


Рис.4.11 Пример построения линии скольжения

4.4. Расчет удерживающих и сдвигающих сил

4.4.1. Горная масса выше поверхности скольжения (призма обрушения) разбивается на ряд вертикальных блоков (рис. 4.12). Причем, чем больше блоков, тем точнее будут расчеты. Для данного учебного расчета достаточно разбить призму скольжения на 6-8 блоков.

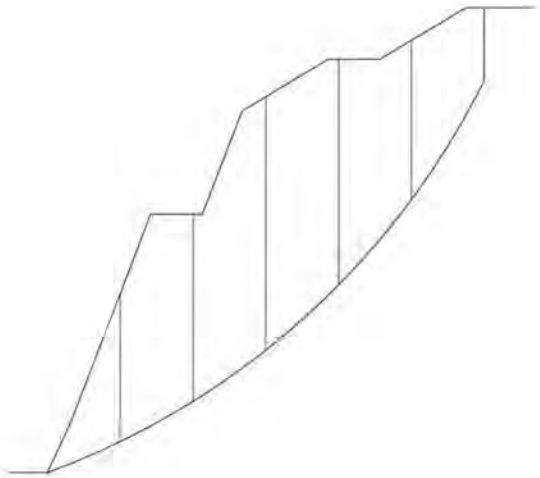


Рис.4.12. Разбивка массива на блоки

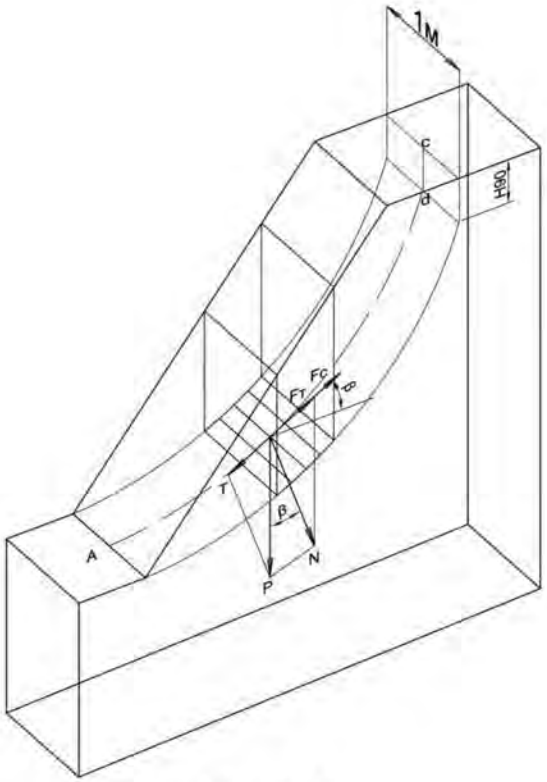


Рис.4.13

Желательно соблюдать правило: в основании одного блока должна находиться порода одного типа [4].

Необходимые для расчета данные получают замером их на чертеже.

4.4.2. Вес горной массы в блоке j (P_j), действующий на поверхность скольжения (рис. 4.13), можно представить как:

$$P_j = S_j \cdot \psi_{ср}, \text{кН} \qquad (4.8)$$

где S_j – площадь вертикального блока на сечении (рис. 4.14) м^2;

$\psi_{ср}$ – усредненный удельный вес, кН/м^3.

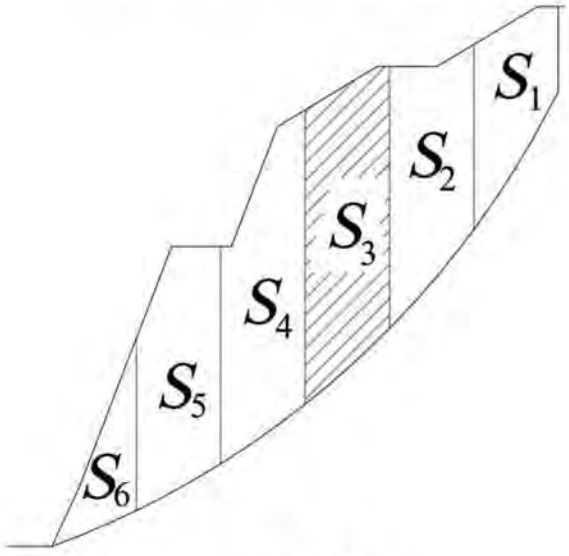
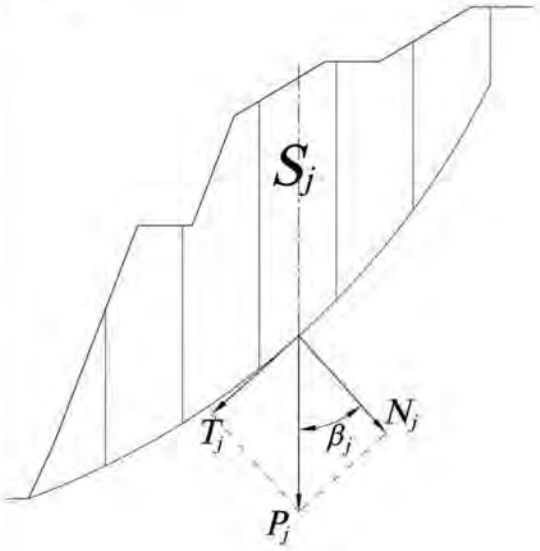


Рис. 4.14



4.15

4.4.3. По каждому блоку j определяется касательная (T_j) и нормальная (N_j), составляющие вектора силы тяжести P_j (рис. 4.15):

Для этого в каждом блоке (j) измеряется угол (β_i) между векторами P и N. Значения сдвигающей и удерживающей сил вычисляются соответственно по формулам (4.9) и (4.10).

$$N_j = P_j \cdot cos(\beta_j), \text{кН} \quad (4.9)$$

$$T_j = P_j \cdot sin(\beta_j), \text{кН} \quad (4.10)$$

где P_j – вес горной массы в блоке j, кН;

β_j –угол между векторами P и N, градусы.

Полученные значения записываем в таблицу 4.1.

4.4.4. Определяем значения удерживающих сил в каждом блоке.

Сила трения ($F_j^{тр}$):

$$F_j^{тр} = N_j \cdot tg(\rho_{ср}), \text{кН} \quad (4.11)$$

где N_j – нормальная составляющая силы тяжести, кН;

$\rho_{ср}$–усредненный угол внутреннего трения, градусы.

Полученные значения записываем в таблицу 4.1.

Сила сцепления ($F_j^{сц}$):

$$F_j^{сц} = k_j \cdot l_j, \quad \text{кН} \quad (4.12)$$

где k_j – сцепление в блоке j, кПа (1 000 кПа = 1 МПа);

l_j – длина основания блока, м.

⚠ Сцепление в блоке принимается равным сцеплению в том типе пород, в которых находится основание блока (см. пример 4.2.2)

Полученные значения записываем в таблицу 4.1.

4.4.5. По данным таблицы 4.1 вычисляем суммы удерживающих и сдвигающих сил по всей линии скольжения.

4.4.6. Вычисляем значение коэффициента запаса устойчивости:

$$\eta_р = \frac{\sum F_j^{тр} + \sum F_j^{сц}}{\sum T_j} \quad (4.13)$$

где N_j – нормальная составляющая силы тяжести;

$\rho_{ср}$ – усредненный угол внутреннего трения, градусы.

4.4.7. Делаем вывод:

Если рассчитанный коэффициент запаса устойчивости больше или равен единице, то это означает, что борт устойчив.

Если меньше, то возможно обрушение борта. В этом случае необходимо принять меры по выполаживанию или укреплению борта.

Таблица 4.1 Расчет сил по линии скольжения

№ блока (J)	Площадь блока J,(S_J), м^2	Угол наклона (β_J), град.	Сила тяжести в блоке P_J, кН	Нормальная сила (N_J), кН	Касательная сила (T_J),кН	Сила трения ($F_J^{тр}$), кН	Сцепление в блоке J (K_J), кПа	Длина основания блока(L_J), м	Сила сцепления ($F_J^{сц}$), кН
1									
2									
3									
4									
5									
6									
…									
n									
$\sum_{сил}$					$\sum_{j=1}^{n} T_j$	$\sum_{j=1}^{n} F_j^{тр}$			$\sum_{j=1}^{n} F_j^{сц}$

ПРИМЕР 4.2.2:

Разбиваем призму обрушения на семь вертикальных блоков. Первый сверху блок опирается на покрывающие породы, второй и третий на выветрелые, а последующие на свежие скальные породы (рис. 4.16).

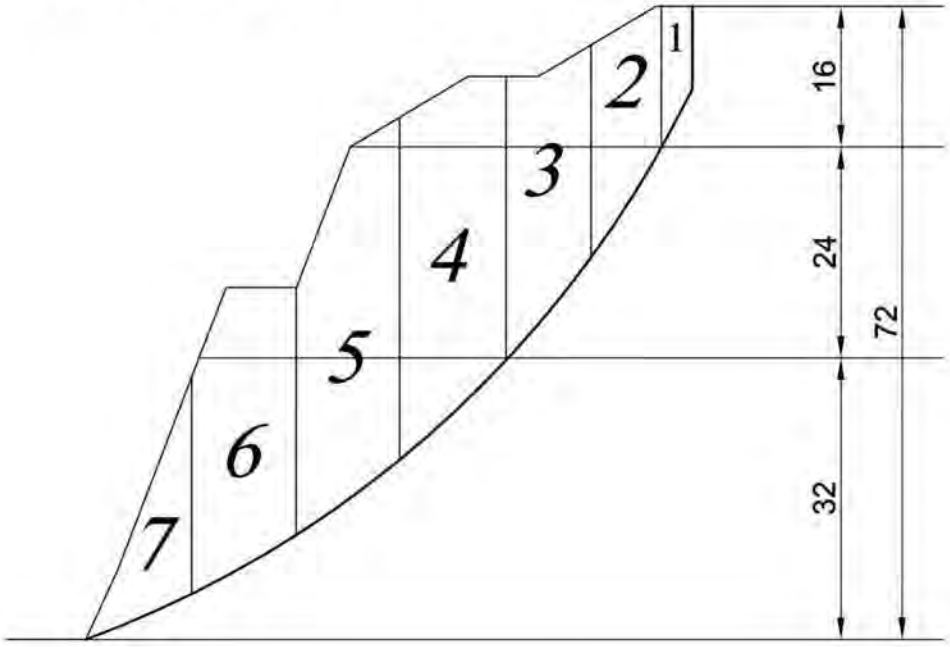


Рис. 4.16 Расчет удерживающих и сдвигающих сил.
Шаг 1 – разбиение призмы обрушения на вертикальные блоки

По чертежу определяем площадь каждого блока. Результаты измерений записываем в таблицу 4.2.

Вычисляем вес горной массы в каждом блоке по формуле:

$$P_j = S_j \cdot \psi_{ср}, \text{ кН},$$

где S_j – площадь вертикального блока на сечении, м^2;

$\psi_{ср}$ –усредненный удельный вес, кН/м^3.

Результаты вычислений записываем в таблицу 4.2.

Из точки О (см. п. 4.3.2.) проводим лучи через середину основания каждого из блоков (рис. 4.17 А). Направление этих лучей соответствует направлению нормальной составляющий вектора силы тяжести (см. рис. 4.15).

Из середины основания каждого блока проводим вниз вертикальную линию (рис. 4.17 Б). Направление этих лучей соответствует направлению вектора силы тяжести (см. рис. 4.15).

Измеряем угол между направлениями нормальной составляющей и вектором силы тяжести (рис. 4.17 В). Результаты измерений заносим в таблицу 4.2.

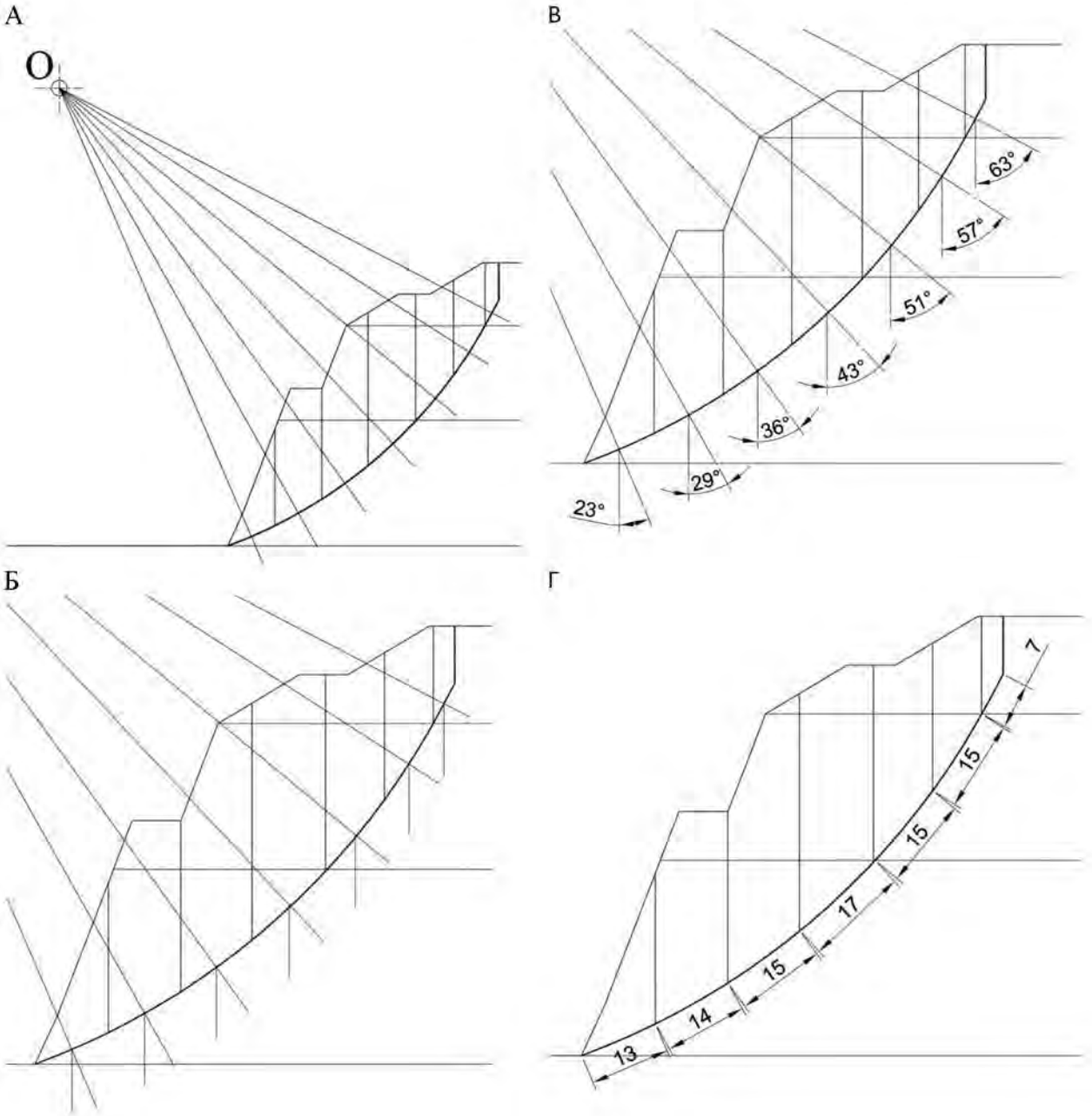


Рис. 4.17 Определение сдвигающих и удерживающих сил

Для каждого блока вычисляем значение нормальной составляющей вектора силы тяжести (N_j) по формуле:

$$N_j = P_j \cdot cos(\beta_j), \text{кН},$$

где P_j – вес горной массы в блоке j, кН;

β_j – угол между векторами P_j, и N_j, градусы.

Результаты расчетов заносим в таблицу 4.2.

Для каждого блока вычисляем значение касательной составляющей вектора силы тяжести (T_j) по формуле:

$$T_j = P_j \cdot \sin(\beta_j), \text{кН}.$$

Результаты расчетов заносим в таблицу 4.2.

Значение силы трения ($F_j^{тр}$) вычисляем по формуле:

$$F_j^{тр} = N_j \cdot \text{tg}(\rho_{ср}), \text{кН},$$

где N_j – нормальная составляющая силы тяжести, кН;

$\rho_{ср}$ – усредненный угол внутреннего трения, градусы.

Полученные значения записываем в таблицу 4.2.

Заносим в таблицу 4.2. значение сцепления для каждого блока:

- для первого блока (покрывающие породы) – 4,2 кПа;
- для блоков 2 и 3 (выветрелые породы) – 58,9 кПа;
- для блоков с 4 по 7 (свежие породы) – 81,7 кПа.

На чертеже измеряем длины основания каждого блока (рис. 4.17 г). Полученные значения записываем в таблицу 4.2.

Вычисляем значение силы сцепления ($F_j^{сц}$) по формуле:

$$F_j^{сц} = k_j \cdot l_j, \quad \text{кН}$$

где k_j – сцепление в блоке j, кПа;

l_j – длина основания блока, м.

Полученные значения записываем в таблицу 4.2.

Вычисляем суммы удерживающих и сдвигающих сил по всей линии скольжения (см. таблицу 4.2)

Таблица 4.2 Пример расчета сил по линии скольжения

№ блока (J)	Площадь блока J,(S_J), м^2	Угол наклона (β_J), град.	Сила тяжести в блоке P_J, кН	Нормальная сила (N_J), кН	Касательная сила (T_J),кН	Сила трения ($F_J^{тр}$), кН	Сцепление в блоке J (K_J), кПа	Длина основания блока(L_J), м	Сила сцепления ($F_J^{сц}$), кН
1	45	63	1192,5	541,4	1062,5	370,7	4,2	7,0	29,2
2	162	57	4293,0	2338,1	3600,4	1601,0	58,9	15,0	883,8
3	265	51	7022,5	4419,4	5457,5	3026,0	58,9	15,0	883,8
4	439	43	11633,5	8508,2	7934,0	5825,7	81,7	17,0	1388,4
5	427	36	11315,5	9154,4	6651,1	6268,2	81,7	15,0	1225,1
6	354	29	9381,0	8204,8	4548,0	5617,9	81,7	14,0	1143,4
7	141	23	3736,5	3439,5	1460,0	2355,1	81,7	13,0	1061,7
$\sum$сил					30713,5	25064,6			6615,4

4.4.5. Вычисляем значение коэффициента запаса устойчивости.

$$\eta_{\text{р}} = \frac{\sum F_j^{\text{тр}} + \sum F_j^{\text{сц}}}{\sum T_j} = \frac{25064{,}6 + 6615{,}4}{30713{,}5} = \frac{31680{,}0}{30713{,}5} = 1{,}03$$

ВЫВОД:

Так как, в данном случае, рассчитанный коэффициент запаса устойчивости больше единицы, можно утверждать, что борт устойчив.

ЛИТЕРАТУРА:

1. Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости (утв. Госгортехнадзором СССР 21.07.1970).
2. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. - Л: ВНИМИ, 1972, -166 с.
3. Справочник (кадастр) физических свойств горных пород. - М: Недра, 1975, -279 с.
4. Черчинцева Т. С. Методические указания к выполнению самостоятельных работ по дисциплине «Основы геомеханики» для студентов специальности 090500. – Магнитогорск: МГТУ, 2004, -43 с.
5. Шелест А. Т., Беляев В. Л. Геомеханика: учебное пособие. – Екатеринбург: УГГГА, 2001, -186 с.
6. Гальперин А. М. Геомеханика открытых горных работ. - М.: МГТУ, 2003 г.
7. Обоснование параметров устойчивых откосов борта карьера и его уступов /Методические указания/ - Магнитогорск МГТУ, 2003, -12с.
8. Фисенко Г. Л. Руководство по определению оптимальных углов наклона бортов карьеров и откосов отвалов Л. -1962.
9. Зотеев О. В., Осинцев В. А. Геомеханика. Учеб. пособие. - Екатеринбург: УГГГА, 1997.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1 – Физико-механические свойства горных пород

Литологическое наименование горных пород	Физико-механические характеристики					
	Объёмный вес, г/см^2	Удельный вес, г/см^2	Влажность, %	Сцепление в образце, кГ/ см^2	Угол внутреннего трения, град	Размер элементарного структурного блока, м
I. Крепкие породы						
Изверженные (K > 300 кГ/см^2)						
Гранитоиды	2,62		–	425	36,5	–
Кварцевые порфиры	2,56	2,64	0,36	395	37,0	0,40
Сиениты	2,76		0,39	560	32,0	0,50
Гранодиориты	2,63	2,78	0,39	560	32,0	0,50
Порфириты	3,02		0,50	365	33,0	0,45
Габбро-диориты	2,70			373	35,5	
Габбро	3,11			300	36,0	
Габбро-диабазы	2,86			353	32,0	0,80
Диабазы	2,95			460	30,0	
Перидотиты	2,80			323	36,0	0,70
Пироксениты	3,23			350	35,5	
Метаморфические и осадочные (K > 200 кГ/см^2)						
Кварциты	2,64	2,84	0,50	350-700	36,0	0,5-0,7
Джеспилиты	3,43			360	36,0	0,40
Роговики	2,58			305	35,0	0,40
Роговики гидрогематитовые	3,17			300	32,0	0,40
Сланцы кремнисто-глинистые	2,82		0,24	380	33,5	0,30
Сланцы кварцево-хлорито-серицитовые	2,73			210	33,0	0,30
Филлиты, туффиты	2,87			300	28,0	0,40
Серпентиниты	2,7-3,1		0,40	230-300	35,0	0,6-1,0
Скарны	2,75		0,28	587	31,0	0,4-0,5
Кварцевые песчаники	2,50	2,65	2,50	250	35,0	0,5-1,5
Известняки	2,70	2,77	0,14	220	33	0,3-1,0

Литологическое наименование горных пород	Физико-механические характеристики					
	Объёмный вес, г/см^2	Удельный вес, г/см^2	Влажность, %	Сцепление в образце, кГ/ см^2	Угол внутреннего трения, град	Размер элементарного структурного блока, м
II. Породы средней прочности						
Изверженные слабовыветрелые (K > 300 кГ/см^2)						
Гранитоиды	2,56			220	36,5	0,3-0,5
Кварцевые порфиры	2,50	2,64	0,20	227	34	0,3-0,5
Сиениты, сиенито-диориты, диориты	2,50	2,66	1,00	205	32	0,3-0,5
Гранодиориты, гранодиорит-порфиры	2,57	2,75	1,05	285	36,5	0,50
Порфириты	3,00			260	37,0	
Габбро-диориты	3,00			210	36,0	
Габбро	2,83			275	35,0	
Габбро-диабазы	2,98			260	36,5	
Диабазы	2,75			200-260	36-37	
Спилиты				240	36	0,70
Изверженные выветрелые (K = 20-200 кГ/см^2)						
Сиенито-диориты				120	32	
Кератофиры				165	33	
Гранодиорит-порфиры	2,40	2,74	0,90	180	36	,03-0,5
Порфириты				170	31	
Габбро-диориты	2,66			180	36	
Диабазы				70	34	
Метаморфические (K = 20-200 кГ/см^2)						
Кварциты	2,61	2,78	0,40	156	34	0,5-0,7
Кварциты каолинизированные	2,24	2,59	0,94	48	30	0,2-0,3
Сланцы песчано-глинистые	2,78			180	37	0,40
Сланцы хлорито-кварцевые и хлоритовые	2,86			140	35	0,30
Филлиты				152	27	0,30

Литологическое наименование горных пород	Физико-механические характеристики					
	Объёмный вес, г/см^2	Удельный вес, г/см^2	Влажность, %	Сцепление в образце, кГ/ см^2	Угол внутреннего трения, град	Размер элементарного структурного блока, м
Тальково-карбонатная порода	2,89			115	30	
Магнетиты	4,32			190	34	0,2-0,3
Серпентиниты выветрелые	2,50			84	34	0,2-0,3
Серпентиниты рассланцованные, сильновыветрелые	2,50			23	33	0,05-0,3
Осадочные (K = 20-200 кГ/см^2)						
Известняки	2,44-2,67	2,83	0,1-4,0	140-165	27-32	0,3-0,8
Известняки выветрелые	2,37			73	32	
Песчаники аркозовые	2,46			175	38	
Песчаники глинистые	2,67			170	37	
Песчаники с карбонатным цементом	2,57	2,68	2,27	170	36	0,40
Песчаники с глинистожелезистым цементом	2,31	2,70	2,70	87	36	0,30
Песчаники	2,53	2,75		50-90	35	0,3-0,8
Алевролиты	2,51	2,72	4,00	35-70	33	0,35-0,7
Аргиллиты	2,45	2,80	8,00	40	29	0,2-0,45
Уголь	1,26-1,58		5,00	28	36	0,03-0,6
III. Слабые породы (K < 20 кГ/см^2)						
Сильновыветрелые						
Габбро-диориты	2,40			14,3	36	
Сланцы	2,12		18,0	1,2-13,6	26-30	
Песчаники				7,5	36	
Диабазы	2,07		19,6	3,2	34	
Доломиты, сидериты	2,00		31,6	1,39	32	
Осадочные						
Песчаники	2,11	2,65	11,0	11,0	35	
Алевролиты	2,13	2,48	20,0	3-17	31	
Аргиллиты	2,02	2,67	18,0	3-10	29	

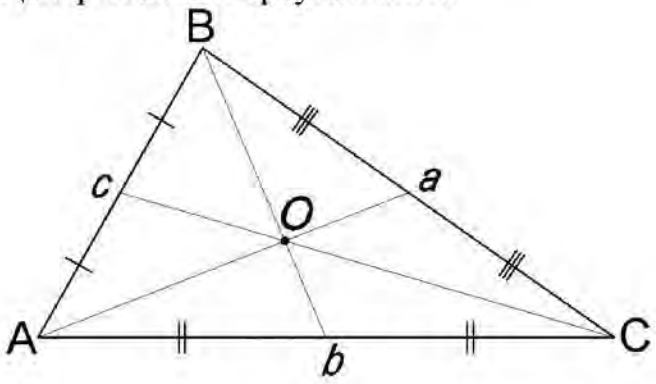
Литологическое наименование горных пород	Физико-механические характеристики					
	Объёмный вес, г/см^2	Удельный вес, г/см^2	Влажность, %	Сцепление в образце, кГ/ см^2	Угол внутреннего трения, град	Размер элементарного структурного блока, м
Песок разнозернистый	2,04	2,65	16,5	0,0-0,24	35	
Песок среднезернистый	1,75	2,64	17,0	0,1-0,15	33-34	
Песок мелкозернистый	1,96	2,68	23,0	01-0,35	31-32	
Песок тонкозернистый	1,80	2,66	17,0	0,28	30	
Песок глинистый уплотненный	2,08	2,65	18,0	0,45-0,8	26-32	
Песок глинистый мелкозернистый	1,80		40,0	0,4-0,70	28-30	
Песок глинистый тонкозернистый	1,99	2,67	25,0	0,35-0,6	26-28	
Супесь	1,80	2,66	13,0	0,17	30-34	
Суглинок пылеватый лёссовидный	1,76	2,68	16,0	0,35-0,65	27-32	
Суглинок пылеватый	1,90	2,69	21,0	0,23-0,4	22-27	
Лёссы	1,76			1,05	29	
Мел трещиноватый	1,90	2,64	31	1,40	35	
Мел переотложенный	1,92	2,70	26	0,5	35	
Глина брекчиевидная	2,19		15	1,6-7,6	28	
Глина бокситовая	2,20		13	1,25-4,1	27	
Глина опоковидная	1,64	2,55	46	1,55	23	
Глина песчаная	2,02	2,70	22	0,5-1,25	18-28	
Глина плотная	1,98	2,69	25	1,3-3,5	16-25	
Глина песроцветная	1,96	2,70	27	0,8-1,5	14-18	
Глина коры выветривания	1,94	2,78	26	1,00	15-17	
Глина плотная пылеватая	1,96	2,7	25	0,6-1,75	9-15	
Глина плотная лигнитовая	1,96	2,43-2,98	30	1,75	13	
Глина жирная	1,91	2,64	26	0,50	90	

Приложение 2 – Коэффициент запаса устойчивости

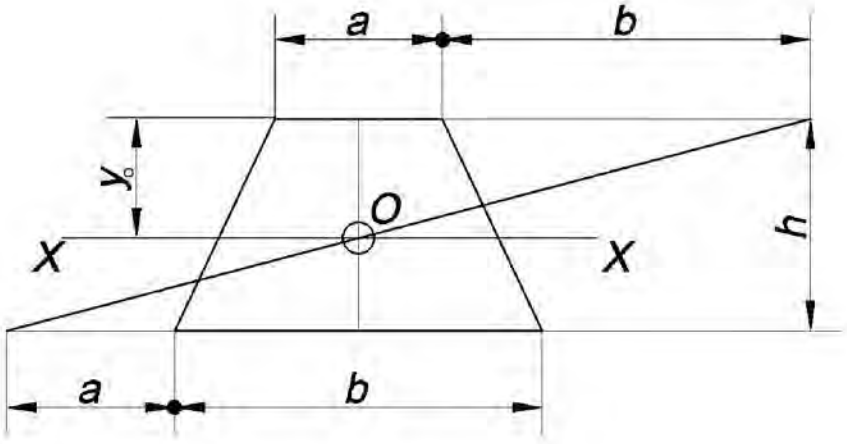
Характеристика бортов	Коэффициент η в зависимости от срока	
	до 5 лет	> 5 лет
Нерабочий борт из-за глины или трещины породы	1,2	1,3
Нерабочий борт из-за песчаника или гравелистых пород	1,15	1,2
Рабочий борт	1,2	–
Откосы рабочих уступов и отвалов	1,2	–
Откосы уступов нерабочего борта: глинистые, трещиноватые породы	1,5	2,0
Откосы уступов нерабочего борта: песчаник и гравелистые породы	1,15	1,2

Приложение 3 –Определение центра тяжести

Центр тяжести треугольника



Центр тяжести трапеции



$$y_o = \frac{h}{3} \cdot \frac{2b + a}{a + b}$$

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ СТУДЕНТОВ

Б1.В.01 ГЕОМЕХАНИКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Авторы: Исаков С.В., к.т.н., Ганиев Р.С., Мусихина О.В. к.т.н., доцент, Костин А.Л.

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ГЕОМЕХАНИКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ» 3

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ 3

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ГЕОМЕХАНИКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ» 5

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ГЕОМЕХАНИКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ» 5

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ГЕОМЕХАНИКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ» 6

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ГЕОМЕХАНИКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Алгоритм работы студентов для качественного усвоения дисциплины включает в себя следующие действия:

1. Изучить рабочую программу дисциплины, что позволит правильно сориентироваться в системе требований, предъявляемых к студенту со стороны преподавателя.
2. По учебнику освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

1. Общие сведения о физико-механических свойствах пород.
2. Основные дренажные выработки и устройства.
3. Графический метод определения призмы обрушения.
4. Понятие о барражной защите карьера от подземных вод
5. Схемы осушения, условия применения
6. Приток воды к совершенному грунтовому колодцу
7. Приток воды к грунтовому несовершенному колодцу.
8. Основное условие устойчивости массива и два подхода при его проверке.
9. Приток воды к дренажной траншее.
10. Укрепление откосов анкерами, пригрузками.
11. Характеристика подземного способа осушения.
12. Коэффициент запаса устойчивости.
13. Схемы осушения.
14. Расчет углов откосов по криволинейной поверхности скольжения.

15. Основы динамики подземных вод.

16. Почему возникает необходимость осушения карьеров?

17. Определение водопритока к совершенному артезианскому колодцу.

18. Водоотлив и водоотвод на карьерах.

19. Характеристика подземного способа осушения.

20. Основные способы осушения отвалов.

21. Описание потока подземных вод.

22. Принципы расчета водопритока методом «большого колодца».

23. Основные методы прогноза общих водопритоков к карьеру.

24. Особенности технологии горных работ в приконтурной зоне карьера.

25. Приток воды к грунтовому несовершенному колодцу.

26. Основные поверхности (профили) деформации.

27. Основы динамики подземных вод.

28. Основные задачи осушения и требования к нему.

29. Основные задачи фильтрационных расчетов.

30. Краткая характеристика поверхностного способа осушения.

31. Водоотлив и водоотвод на карьерах.

32. Выбор конструктивного угла погашения.

33. Глубина карьера и устойчивость бортов.

34. Расчет углов откосов с оценкой равновесия по плоской линии скольжения.

35.Специальные технологии горных работ в приконтурной зоне.

36. Метод водного баланса.

37.Укрепление откосов сваями.

38. Понятие о барражной защите карьера от подземных вод.

39. Защита карьера от поверхностных вод.

40. Горные работы на оползневых участках.

41. Порядок фильтрационных расчетов.

42. Способы регулирования стока и удаления вод (карьерных).

43. Определение общих водопритоков к карьеру.

44.Основные направления технологии горных работ по обеспечению устойчивости.

45. Характеристика поверхностного способа осушения.

46. Характеристика осыпей, обрушений.

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ГЕОМЕХАНИКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

3.1. Основная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
1.	Практический курс геомеханики подземной и комбинированной разработки руд : учебное пособие / Д. М. Казикаев, Г. В. Савич. - 2-е изд., стер. - Москва : Горная книга, 2013. - 224 с. : ил. - (Горное образование). - Библиогр.: с. 213. - ISBN 978-5-98672-342-6 : 426.36 р.	3
2.	Геомеханика подземной разработки руд : учебник для вузов / Д. М. Казикаев. - 2-е изд., стер. - Москва : Изд-во МГГУ, 2009. - 542 с. : ил. - (Горное образование). - Библиогр.: с. 532-535. - ISBN 978-5-7418-0543-5 : 1077.00 р., 1168.50 р.	25
2.	Геомеханика определение оптимальных параметров конструкции нерабочего борта карьера) [Текст] : учебно-методическое пособие по выполнению лабораторных работдля студентов специальности 130400 / С. В. Исаков, О. В. Мусихина, Р. С. Ганиев. - Екатеринбург : УГГУ, 2014. - 25 с. : рис., табл. - Библиогр.: с. 19	14
3.	Проверка устойчивости борта карьера [Текст] : учебно-методическое пособие по выполнению лабораторных работ по дисциплине "Геомеханика" для студентов специальности 21.05.04 - "Горное дело" специализации "Открытые горные работы" всех форм обучения / С. В. Исаков, О. В. Мусихина, А. Л. Костин ; Министерство образования и науки РФ, Уральский государственный горный университет. - Екатеринбург : УГГУ, 2018. - 27 с. : рис., табл. - Библиогр.: с. 21.	40

3.2 Дополнительная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
1.	Геомеханика : учеб. пособие / Марина Владимировна Рыльникова М. В., Олег Вадимович Зотеев О. В. - Москва : Руда и Металлы, 2003. - 240 с. - Библиогр.: с. 239. - ISBN 5-98191-004-6	10
2.	Практическая геомеханика = Practical rock mechanics : пособие для горных инженеров / А. Б. Макаров. - Москва : Горная книга, 2006. - 391 с. : цв. ил., рис., фото. цв. - Библиогр.: с. 380-382. - ISBN 5-98672-038-5	2

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ГЕОМЕХАНИКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Горное дело: информационно-аналитический портал для горняков; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.mwork.su/

Горное дело: информационно-справочный сайт; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.gornoe-delo.ru/

Горнопромышленный портал России: информационный портал; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.miningexpo.ru/

Scopus: https://www.scopus.com/customer/profile/display.uri

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ГЕОМЕХАНИКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Тема 1: Общие сведения

Основные условия устойчивости откосов горных пород. Факторы, влияющие на устойчивость уступов и бортов карьеров факторы.

Тема 2: Комплексы горных пород

Классификация инженерно-геологических комплексов горных пород по условиям устойчивости бортов карьеров. Изучение инженерно-геологических условий месторождений, подлежащих разработке открытым способом.

Тема 3: Деформации бортов карьеров и отвалов

Классификация деформаций бортов карьеров и отвалов. Маркшейдерские наблюдения за деформацией бортов карьеров. Мероприятия по предотвращению деформаций откосов уступов и отвалов. Горные работы на оползневых участках.

Тема 4: Расчеты устойчивости бортов карьеров и отвалов

Методы расчета устойчивости. Понятие предельного равновесия. Схемы расчета устойчивости бортов карьеров в различных геологических условиях

Тема 5: Конструкция бортов карьеров

Обоснование конструкции бортов карьеров. Конструктивные элементы борта карьера. Экспериментальная проверка методов расчета устойчивости откосов и ориентировочные углы наклона бортов карьеров.

Тема 6: Осушение карьерных полей

Расчет водопритоков в открытые горные выработки. Виды карьерного водоотлива. Дренаж основания и поверхности отвалов Способы дренажа Основные расчетные формулы

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ СТУДЕНТОВ

ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ

Специальность

21.05.04 Горное дело
*Специализация №3 «**Открытые горные работы**»*

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Багазеев В.К. д.т.н., профессор

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ» 3

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ 3

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ» 5

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ» 6

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ» 6

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ»

Алгоритм работы студентов для качественного усвоения дисциплины включает в себя следующие действия:

1. Изучить рабочую программу дисциплины, что позволит правильно сориентироваться в системе требований, предъявляемых к студенту со стороны преподавателя.
2. По учебнику освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Тема 1: Основные положения гидромеханизации открытых разработок

1. Процессы гидромеханизации при производстве открытых горных работ, при разработке россыпных месторождений, при добыче строительных материалов.
2. Физико-механические свойства пород, обуславливающие эффективность гидромеханизации: плотность, пористость, естественная влажность, пластичность глинистой составляющей пород, удельное сцепление, угол внутреннего трения, коэффициент разрыхления, абразивность.
3. Гранулометрический состав песчано-гравийной смеси, способы его отражения. Неоднородность гранулометрического состава. Модуль крупности песчаной составляющей ПГС.
4. Принципиальная схема гидромониторной разработки, состав основного оборудования.
5. Принципиальная схема земснарядной разработки, основные части землесосного снаряда.

Тема 2: Теория и основные процессы гидромониторной разработки месторождений полезных ископаемых (МПИ) открытым способом

6. Гидромониторы.
7. Расчёт необходимого количества рабочих гидромониторов.

8. Структура и параметры гидромониторной струи.
9. Параметры забоя при гидромониторном размыве. Определение среднего удельного расхода воды для размыва.
10. Классификация схем водоснабжения гидравлических установок. Расчёт необходимого количества напорной воды.
11. Деривационное водоснабжение гидравлических установок. Основные ГТС при деривационном водоснабжении.
12. Насосное водоснабжение гидравлических установок. Основное оборудование насосного водоснабжения.
13. Трубы, арматура и фасонные части водоводов.
14. Рабочие характеристики насосов и водоводов при напорном водоснабжении.
15. Перемещение твёрдых частиц потоком воды - гидротранспорт породы. Режим транспортирования твёрдых частиц породы.
16. Характеристика пульпы. Критическая скорость транспортирования пульпы.
17. Порядок расчёта напорного гидротранспорта пульпы.
18. Выбор типа грунтового насоса. Определение необходимого расхода и напора пульпы.
19. Технология гидроотвалообразования. Классы ответственности гидроотвалов как ГТС.
20. Строение гидроотвала. Расчёт вместимости гидроотвала.
21. Водоснабжение сооружения на гидроотвале.
22. Расчёт осаждения минеральных частиц в прудке-отстойнике гидроотвала.
23. Сущность и классификация способов вскрытия при гидромониторной разработке. Системы гидромониторной разработки.
24. Система гидромониторной разработки встречным забоем: схема, условия применения, характеристика.
25. Системы гидромониторной разработки попутным забоем: схемы, условия применения, характеристика.

Тема 3: Теория и основные процессы разработки МПИ землесосными снарядамиц

26. Основные технологические параметры землесосного снаряда: подача, напор, глубина черпания, класс Речного Регистра, типы грунтозаборного устройства. Геометрические размеры корпуса земснаряда.
27. Типы грунтовых насосов земснарядов. Основные рабочие параметры, их взаимозависимость. Сущность кавитации при перекачивании гидросмесей.
28. Виды механических и гидравлических рыхлителей при грунтозаборе землесосными снарядами.
29. Оборудование перемещения земснаряда.
30. Пульповоды и водоводы земснаряда.
31. Технология выемки грунта в забое земснаряда с механическим рыхлителем.
32. Склады и штабели ПГС при земснарядной разработке: способы намыва, карты намыва, водосбросные сооружения.

Тема 4-5: Вскрытие и системы гидромеханизированной разработки МПИ. Основные процессы разработки МПИ дражным способом.

33. Классификация и основные части драги. Забой драги.
34. Характеристика основных узлов и оборудования драги: понтон, черпаки и черпаковая рама.
35. Оборудование обогащения песков на драге: барабанный дезинтегратор, шлюзы, отсадочные.

36. Транспортно-отвальное оборудование драги. Маневрирование драги в забое.
37. Размещение эфельного отвала в дражном разрезе. Подэфеливание. Условия нормальной работы (без подэфеливания).
38. Расчёт производительности драги.
39. Расчёт длины черпаковой драги по условию полноты выемки песков.
40. Вскрытие и системы дражной разработки россыпных месторождений.

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ»

3.1. Основная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
1	Ялтанец, И.М. Гидромеханизированные и подводные горные работы. Кн. 1. - Разработка пород гидромониторами и землесосными снарядами: учебник для студентов вузов, обучающихся по специальности "Открытые горные работы" направления подготовки "Горное дело". - М.: МГГУ, 2006. - 546 с.	21
2	Багазеев В. К., Валиев Н. Г. Гидромеханизация: Разработка песчано-гравийных месторождений землесосными снарядами: Учебное пособие. – Екатеринбург: Изд. УГГУ, 2006. - 152 с.	30
3	Нурок Г. А. Процессы и технология гидромеханизации открытых горных работ. - М.: Недра, 1985. - 472 с.	22
4	Лешков В. Г. Современная техника и технология дражных работ. - М.: Недра, 1971. -288 с.	24

3.2 Дополнительная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
5	Ялтанец, И.М. Справочник по гидромеханизации. -М.:Изд. «Горная книга», 2008. – 673с.	3
6	Бессонов Е. А. Технология и механизация гидромеханизированных Справочное пособие для инженеров и техников. - М.: Центр, 1999. – 544 с.	2
7	Лезгинцев Г. М. Гидромеханизация разработки россыпей и методы расчетов. - М.: Наука, 1968. - 220 с.	44

3.3 Нормативные правовые акты

1. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом (ПБ-06-111-03). Книга 2 [Текст]
   - Москва НПО ОБТ, 2003
2. Инструкция по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных и опасных по горным ударам (06-329-99), утверждена постановлением Госгортехнадзора России от 24.11.99, №86.
3. Методические указания по нормированию, определению и учету потерь и разубоживания золотосодержащей руды (песков) при добыче / Роскомдрагмет, Иргоредмет; утв. 21.12.1993.-Иркутск, 1994,-266 с.

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ»

1. Российская государственная библиотека www.rsl.ru. Leninka.ru
2. Федеральный портал «Российское образование» www.katalog.ru

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ»

Тема 1: Основные положения гидромеханизации открытых разработок (ОГР)

Процессы гидромеханизации при производстве открытых горных работ, при разработке россыпных месторождений, при добыче строительных материалов.

Физико-механические свойства пород, обуславливающие эффективность гидромеханизации: плотность, пористость, естественная влажность, пластичность глинистой составляющей пород, удельное сцепление, угол внутреннего трения, коэффициент разрыхления, абразивность.

Гранулометрический состав песчано-гравийной смеси, способы его отражения. Неоднородность гранулометрического состава. Модуль крупности песчаной составляющей ПГС.

Принципиальная схема гидромониторной разработки, состав основного оборудования.

Принципиальная схема земснарядной разработки, основные части землесосного снаряда.

Тема 2: Теория и основные процессы гидромониторной разработки месторождений полезных ископаемых

Гидромониторы.

Расчёт необходимого количества рабочих гидромониторов.

Структура и параметры гидромониторной струи.

Параметры забоя при гидромониторном размыве. Определение среднего удельного расхода воды для размыва.

Классификация схем водоснабжения гидравлических установок. Расчёт необходимого количества напорной воды.

Деривационное водоснабжение гидравлических установок. Основные ГТС при деривационном водоснабжении.

Насосное водоснабжение гидравлических установок. Основное оборудование насосного водоснабжения. Трубы, арматура и фасонные части водоводов. ,

Рабочие характеристики насосов и водоводов при напорном водоснабжении, j. Перемещение твёрдых частиц потоком воды - гидротранспорт породы. Режим транспортирования твёрдых частиц породы.

Характеристика пульпы. Критическая скорость транспортирования пульпы.

Порядок расчёта напорного гидротранспорта пульпы.

Выбор типа грунтового насоса. Определение необходимого расхода и напора воды.

Технология гидрообразования. Классы ответственности гидроотвалов как ГТС.

Строение гидроотвала. Расчёт вместимости гидроотвала.

Водосбросные сооружения на гидроотвале.

Расчёт осаждения минеральных частиц в прудке-отстойнике гидроотвала.

Тема 3: Теория и основные процессы разработки МПИ землесосными снарядами

Основные технологические параметры землесосного снаряда: подача, напор, глубина разработки, класс Речного Регистра, типы грунтозаборного устройства. Геометрические размеры корпуса земснаряда.

Типы грунтовых насосов земснарядов. Основные рабочие параметры, их взаимозависимость. Сущность кавитации при перекачивании гидросмесей.

Виды механических и гидравлических рыхлителей при грунтозаборе землесосными снарядами. Оборудование перемещения земснаряда.

Пульповоды и водоводы земснаряда.

Технология выемки грунта в забое земснаряда с механическим рыхлителем.

Склады и штабели ПГС при земснарядной разработке: способы намыва карты намыва, водосбросные сооружения.

Тема 4: Вскрытие и системы гидромеханизированной разработки МПИ

Сущность и классификация спосооов вскрытия при гидромониторной разработке. Системы гидромониторной разработки.

Система гидромониторной разработки встречным забоем: схема, условия применения, характеристика.

Системы гидромониторной разработки попутным забоем: схемы, условия применения, характеристика.

Тема 5: Основные процессы разработки МПИ дражным способом

Классификация и основные части драги. Забой драги.

Характеристика основных узлов и оборудования драги: понтон, черпаки и черпаковая рама.

Оборудование обогащения песков на драге: барабанный дезинтегратор, шлюзы, отсадочные.

Транспортно-отвальное оборудование драги. Маневрирование драги в забое.

Размещение эфельного отвала в дражном разрезе. Подэфеливание. Условия нормальной работы (без подэфеливания)

Расчёт производительности драги.

Расчёт длины черпаковой рамы драги по условию полноты выемки песков.

Вскрытие и системы дражной разработки россыпных месторождений.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЫ

Б1.В.02 МОДЕЛИРОВАНИЕ ОБЪЕКТОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Исаков С.В., к.т.н.

Екатеринбург

Задания контрольной работы, направленные на оценку уровня умений и навыков, формирующих компетенцию ПК-1 (уметь: методы численного анализа данных в решении горных инженерных задач; владеть: современными технологиями моделирования.)

1. Решить задачу линейного программирования графическим методом

Задача: Пусть имеется три забоя, дающих руду с различным содержанием полезного компонента: содержание в первом забое α_1, во втором - α_2 и в третьем - α_3. Максимальная производительность, которую могут выдать забои соответственно D_1, D_2 и D_3. При этом по возможностям откатки с первого и второго участков можно вывезти не более $M_{1\text{-}2}$ т/сут. **Требуется**: составить каждому из участков суточные задания на добычу таким образом, чтобы среднее содержание полезного компонента было равно $\alpha_{пл}$, а общая производительность предприятия была максимальной. Задачу решить графическим методом.

Варианты заданий:

Вариант	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
D_1	110	95	55	220	200	135	155	145	215	205
D_2	115	70	195	160	180	200	245	235	210	205
D_3	120	230	70	130	80	195	155	230	75	170
$M_{1\text{-}2}$	220	280	235	270	250	385	355	440	265	325
α_1	38	21	28	30	17	35	45	45	18	18
α_2	40	31	21	27	13	20	43	21	45	44
α_3	22	48	51	43	70	45	12	34	37	38
$\alpha_{пл}$	34	39	37	35	36	42	35	38	42	38

Вариант	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
D_1	70	195	245	75	100	175	115	140	175	195
D_2	250	105	70	110	160	160	200	75	115	115
D_3	185	130	120	95	165	60	125	245	180	130
$M_{1\text{-}2}$	390	185	175	200	290	170	290	280	285	225
α_1	24	41	17	15	20	46	24	25	23	29
α_2	27	42	37	44	28	32	22	45	38	33
α_3	49	17	46	41	52	22	54	30	39	38
$\alpha_{пл}$	36	34	41	46	38	47	34	35	36	36

2. Решить транспортную задачу

Задача: Существует некоторое число производителей (карьеров) с заданными производительностями и несколько потребителей (отвалов) с заданными потребностями. Затраты на перевозку от каждого производителя каждому потребителю приведены в таблице.

Требуется: Составить такой план перевозок, что бы затраты были минимальные, а потребности были максимально удовлетворены.

Варианты заданий:

Вариант 1

	E	F	G	H	
A	50	60	35	65	110
B	25	30	30	50	90
C	40	45	60	70	190
D	30	60	70	55	100
	180	120	170	200	

Вариант 2

	E	F	G	H	
A	70	70	70	30	90
B	30	20	40	55	120
C	45	25	35	50	130
D	25	20	30	50	120
	120	100	110	140	

Вариант 3

	E	F	G	H	
A	20	35	50	50	120
B	25	25	40	40	180
C	25	50	25	50	90
D	30	45	55	55	190
	90	110	130	200	

Вариант 4

	E	F	G	H	
A	25	40	20	35	90
B	55	20	20	70	130
C	55	35	30	65	140
D	40	30	45	40	80
	120	160	100	90	

Вариант 5

	E	F	G	H	
A	55	65	70	60	80
B	25	65	40	60	110
C	20	25	45	25	100
D	65	40	45	65	90
	80	200	150	130	

Вариант 6

	E	F	G	H	
A	40	65	20	45	90
B	65	35	70	35	160
C	35	30	65	70	130
D	70	60	25	55	80
	180	150	170	130	

Вариант 7

	E	F	G	H	
A	40	50	60	70	90
B	65	70	60	20	100
C	50	60	60	60	90
D	65	60	65	65	180
	110	150	160	70	

Вариант 8

	E	F	G	H	
A	35	25	40	70	90
B	65	70	40	25	120
C	20	70	20	30	160
D	25	25	55	70	140
	140	110	70	140	

Вариант 9

	E	F	G	H	
A	40	25	50	35	120
B	55	60	55	65	130

Вариант 10

	E	F	G	H	
A	50	35	20	50	170
B	45	40	60	60	100

C	50	50	45	70	160
D	25	50	30	65	140
	130	130	120	140	

C	30	70	45	20	130
D	55	55	25	25	130
	180	110	110	170	

Вариант 11

	E	F	G	H	
A	20	40	20	70	90
B	45	60	35	20	190
C	30	30	25	20	190
D	45	20	60	20	100
	110	110	150	180	

Вариант 12

	E	F	G	H	
A	65	60	40	55	150
B	20	55	25	25	200
C	40	20	50	50	150
D	65	65	65	50	70
	180	90	140	100	

Вариант 13

	E	F	G	H	
A	55	45	50	70	110
B	55	35	45	35	100
C	30	55	55	20	130
D	45	20	40	45	140
	130	200	120	80	

Вариант 14

	E	F	G	H	
A	25	25	70	50	190
B	55	20	45	40	110
C	65	60	30	40	120
D	35	70	25	65	110
	180	80	110	120	

Вариант 15

	E	F	G	H	
A	60	45	45	55	80
B	45	35	55	45	90
C	35	30	30	25	170
D	55	55	20	40	160
	80	170	100	190	

Вариант 16

	E	F	G	H	
A	55	45	40	40	70
B	55	70	50	25	180
C	40	65	45	25	90
D	45	25	40	65	120
	120	90	190	140	

Вариант 17

	E	F	G	H	
A	35	35	40	30	190
B	35	45	40	60	150
C	50	60	45	45	170
D	45	65	60	20	100
	140	190	100	150	

Вариант 18

	E	F	G	H	
A	55	70	65	45	90
B	40	25	65	55	200
C	35	40	60	55	200
D	45	70	45	40	90
	100	200	150	90	

Вариант 19

	E	F	G	H	
A	60	50	45	60	190
B	45	35	55	25	180
C	35	45	45	50	70
D	35	25	60	40	190
	150	70	80	100	

Вариант 20

	E	F	G	H	
A	70	20	50	40	190
B	25	20	45	55	200
C	25	25	65	30	100
D	55	70	30	55	150
	180	130	160	110	

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ

Б1.В.02 МОДЕЛИРОВАНИЕ ОБЪЕКТОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Специальность

21.05.04 Горное дело
*Специализация №3 «**Открытые горные работы**»*

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Исков С.В., к.т.н.; Стариков А.Д., к.т.н., доцент; Мусихина О.В.., к.т.н., доцент

Екатеринбург

СОДЕРЖАНИЕ

Практическая работа №1	Моделирование карьерного пространстваи рабочей зоны карьера	3
Практическая работа №2	Моделирование рельефа местности	7
Практическая работа №3	Графический метод решение задач линейного программирования	15
Практическая работа №4	Транспортная задача	18
Практическая работа №5	Теория стратегических игр	22

Практическая работа №1
МОДЕЛИРОВАНИЕ КАРЬЕРНОГО ПРОСТРАНСТВАИ РАБОЧЕЙ ЗОНЫ КАРЬЕРА

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

1.1. Цель выполнения работы

Изучение компьютерной технологии моделирования карьерного пространства и рабочей зоны карьера в ПП AutoCAD2000 с использованием возможностей твердотельного моделирования возможностей и моделей подобия.

1.2. Используемое аппаратно-программное обеспечение:

ПП AutoCAD2000

2. ОСНОВЫ РАБОТЫ ПРИ МОДЕЛИРОВАНИИ В AUTOCAD

2.1. Краткая теория моделирования

1 этап: двумерное моделирование рабочей зоны с использованием моделей подобия. Модели основаны на подобии конфигурации контуров горных работ в пределах этапа отработки.

Полное подобие (рис.1.) - линия, отстоящая от исходной на фиксированное расстояние по всей ее длине.

Неполное подобие (рис. 2.) - линия, отстоящая от исходной на различное расстояние по нескольким зонам: зоны постоянного подобия и зоны

Рис.1.

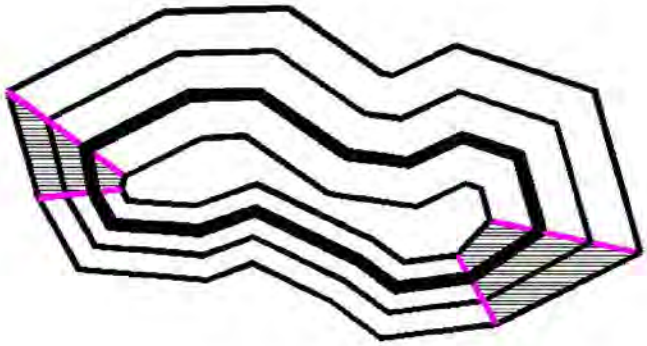


Рис.2.

интерполяции.

2 этап: объемное моделирование карьерного пространства с использованием твердотельных технологий.

Трехмерные объекты в моделях различают: каркасного типа (моделирование «проволочным каркасом»); сплошного типа (моделирование «из твердого материала»).

Взаимодействие каркасных объектов невозможно из-за их «пустой» структуры.

Сплошные объекты («твердые тела») успешно могут взаимодействовать, при этом результирующее тело может быть получено путем: объединения исходных тел; пересечения исходных тел; вычитания из группы тел №1 группы тел №2; рассечения исходных тел плоскостью.

Создание исходных тел (горизонтов) при моделировании карьерного пространства и рабочей зоны карьера производится с использованием образующей процедуры – **выдавливания (Extrude)**. Для получения тела необходимы следующие исходные данные: плоский контур (создается на 1-м этапе), высота выдавливания (высота уступа), конусность выдавливания (связана с углом откоса уступа).

Модели карьерного пространства и рабочей зоны обеспечивают возможности определения:

- координат узловых точек для контуров уступов (x,y,z);
- площадей отрабатываемых горизонтов (по верхней и нижней бровке);
- объемов карьерного пространства, в том числе по горизонтам.

2.2. Общие сведения о работе в ПП AutoCAD необходимые при моделировании

При создании плоской модели рабочей зоны с использованием подобия в AutoCAD будут необходимы следующие возможности (команды, кнопки на панели инструментов):

1. Построение ломаной (полилинии) по координатам узловых точек (**ВМ*** **– ЧЕРЧЕНИЕ - ЛОМАНАЯ**) – указание в Командной Строке (КС) координат узловых точек (X,Y), завершение ввода - ПКМ**

2. Построение подобных линий, смещенных на фиксированное расстояние (**ВМ – ИЗМЕНИТЬ - ОТСТУП**) – указание в КС смещения, ЛКМ*** – сходный объект, ЛКМ - сторона смещения, завершение подобия – ПКМ.

3. Построение оконтуривающих дуг. Кнопка + БМ – St.E.Ang (Start. End. Angle) или (**ВМ – ЧЕРЧЕНИЕ – ДУГА – НАЧАЛО, КОНЕЦ, УГОЛ**). Угол=180^0, указание начала и конца дуги производится ЛКМ против часовой стрелки

4. Соедининение ломаных и дуг в замкнутые контуры (**ВМ – ИЗМЕНИТЬ - ЛОМАНАЯ**) ЛКМ – выбор линии, БМ-Join, ЛКМ – выбор подключаемых дуг и ломаных, Завершение – ПКМ.

5. Определить координаты узловых точек контура разрезной траншеи и контуров рабочей зоны (**ВМ – ИНСТРУМЕНТЫ – ЗАПРОС – КООРДИНАТЫ**), точка ЛКМ

6. Определение площадей горизонтов, как замкнутых контуров (**ВМ – НСТРУМЕНТЫ – ЗАПРОС - ПЛОЩАДЬ**), БМ – Object, указание ЛКМ на измеряемый контур

---

* ВМ – верхнее меню

** ПКМ – нажатие правой кнопки мыши (правый клик мыши)

*** ЛКМ – нажатие левой кнопки мыши (левый клик мыши)

При создании объемной модели карьерного пространства с использованием твердотельных технологий в AutoCAD будут необходимы следующие возможности (команды, кнопки на панели инструментов):

1.Перенос плоских контуров в пространстве на свою высотную отметку (**ВМ – ИЗМЕНИТЬ – ПЕРЕМЕСТИТЬ**; КС: (с клавиатуры) координаты базовой точки вектора 0,0,0; координаты второй точки вектора 0,0,<отм_гор>

2.Выдавливание из плоских контуров тел горизонтов (или горного отвода) с высотой и конусностью α (**ВМ–ИЗМЕНИТЬ–ПРАВКА ОБЪЕКТОВ- ВЫДАВЛИВАНИЕ**), ЛКМ выбрать плоский контур, КС: высота выдавливания, угол конусности

3.Отсечение верхней части горного отвода по данным понижения рельефа (**ВМ – ЧЕРЧЕНИЕ – СПЛОШНЫЕ – НОЖ**), ЛКМ указываются 3 точки секущей плоскости и 4-я точка на оставляемой части рассекаемого объекта

4.Вычитание из горного отвода горизонтов карьера, т.е. получение карьерной выемки (**ВМ–ИЗМЕНИТЬ–ПРАВКА ОБЪЕКТОВ- ВЫЧИТАНИЕ**), ЛКМ указываются объекты, из которых вычитают - ПКМ, далее ЛКМ указываются вычитаемые объекты – ПКМ.

5.Пересечение горизонтов карьера с горным отводом, т .е. получение объема карьера с учетом рельефа (**ВМ–ИЗМЕНИТЬ–ПРАВКА ОБЪЕКТОВ - ПЕРЕСЕЧЕНИЕ**), ЛКМ указываются пересекаемые объекты - ПКМ.

6. Получение плоских сечений (**ВМ– ЧЕРЧЕНИЕ – СПЛОШНЫЕ – СЕЧЕНИЕ**), ЛКМ указываются 3 точки секущей плоскости - ПКМ.

Кроме того, для прорисовки модели (тонированной заливки) и возможности просмотра модели в трехмерном пространстве используются пункты Верхнего Меню «**ВМ – ВИД –3D ВИДЫ» и «ВМ – ВИД – ТЕНИ»**, и соответствующие им кнопки панелей инструментов.

2.3. Технология моделирования рабочей зоны

1. По координатам узловых точек оси траншеи построить ломаную (полилинию) – рис. 3.
2. Зная ширину разрезной траншеи ($B_т$) построить подобие оси траншей на $\pm B_т/2$ – рис.4.
3. Зная ширину рабочей площадки ($B_{рп}$) и ширину бермы погашения ($B_б$) построить модель рабочей зоны путем подобия контура траншеи для нерабочего и рабочего борта – рис.5.

4. Оконтурить траншею и рабочую зону с торцов дугами – рис.6.
5. Определить координаты узловых точек дна траншеи.
6. Соединить ломаные и дуги в замкнутые контуры для определения площадей горизонтов в рабочей зоне (зная H_y определить объем горизонта V=S*H, расчет представить в табличной форме).

Рис. 3.

Рис. 4.

Рис. 5.

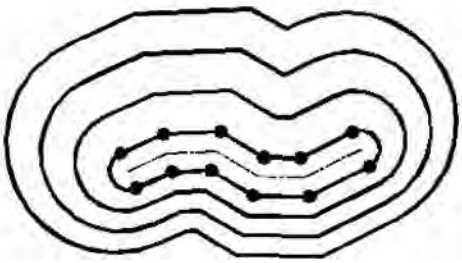


Рис. 6.

2.4. Технология моделирования карьерного пространства

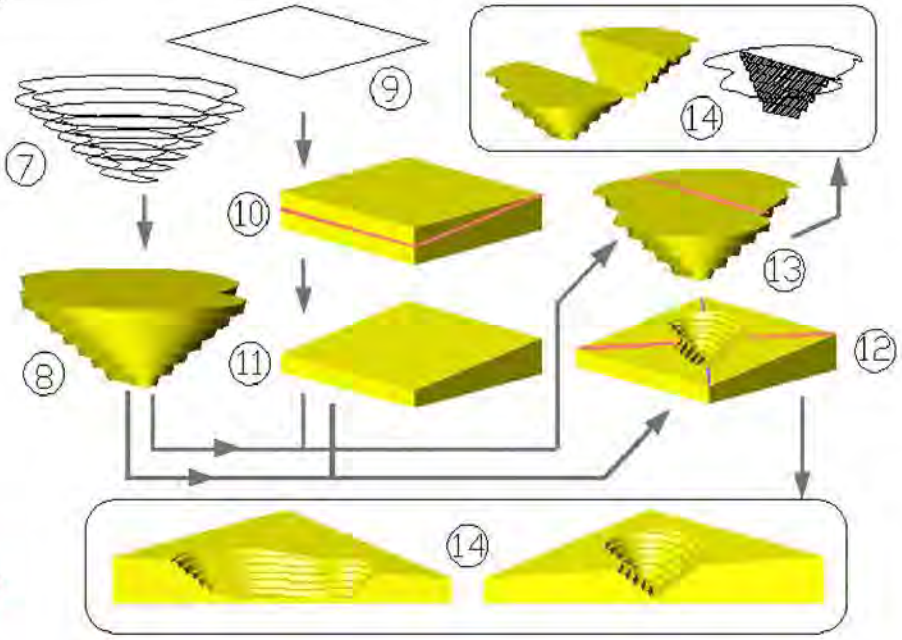
1. Разнесение контуров бровок на свои высотные отметки (определяются по высоте уступа) путем переноса на вектор (0,0,0) → (0,0,<отм>) – рис. 7.
2. Выдавливание из контуров бровок тел горизонтов карьера на высоту уступа H и угол откоса уступа α (рис. 8.):
   а) из нижних бровок: на (H) и на (α-90)
   а) из верхних бровок: на (-H) и на (90-α)
   3.Создание плоского контура участка горного отвода Z=0 – рис. 9.
3. Выдавливание тела горного отвода на высоту, равную максимальной отметке рельефа на участке отработки – рис. 10.
4. Отсечение верхней части тела горного отвода по характеристикам рельефа, т.е. формирование горного отвода с учетом рельефа – рис. 11.
5. Построение карьерного пространства в пределах рельефа и горного отвода. Вычитание : [(результаты п.5) - (результаты п.2)] – рис. 12.
6. Подготовка тел к подсчету объемов : горизонты с постоянной высотой не изменяются (глубинная часть), а горизонты верхней части пересекаются с поверхностью рельефа – рис.13. Объем полученных тел горизонтов подсчитывается системными средствами.
7. Построение вертикальных разрезов и сечений по карьеру – рис. 14.

3. ПОРЯДОК ВЫПОЛНЕНИЯ РАБОТЫ

По выданному заданию (см.варианты заданий) создать в AutoCAD-2000 плоскую модель рабочей зоны методами подобия, используя последовательность операций, изложенных в п.1.3. В результате работы

получить изображение аналогичное рис. 6. В табличной форме представить определение координат узловых точек дна траншеи, определение площадей и объемов горизонтов.

Модифицировать плоскую модель рабочей зоны в объемную модель карьерного пространства, используя технологию твердотельного моделирования, пользуясь последовательностью операций, изложенных в п.1.4. В результате работы получить изображения аналогичные серии рис. 7-14. В табличной форме представить определение объемов горизонтов с учетом рельефа местности.



4. ОТЧЕТНОСТЬ ПО РАБОТЕ

1. Краткое описание хода выполнения работы.
2. Распечатки изображения 6 и таблицы определения координат, площадей и объемов.
3. Распечатки изображения 12, 13, 14 (выбрать оптимальную точку обзора) и таблицы определения объемов.
4. Вывод о причинах расхождения в результатах подсчета объемов.

Практическая работа №2
МОДЕЛИРОВАНИЕ РЕЛЬЕФА МЕСТНОСТИ

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

1.1. Цель выполнения работы

Изучение компьютерной технологии моделирования рельефа (и других гипсометрических поверхностей) участка местности в ПП SURFER

1.2. Используемое аппаратно-программное обеспечение:

Сканер, ПП: PhotoSHOP, Surfer

2. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ РАБОТЫ В ПП SURFER

2.1. Краткая теория моделирования поверхностей

Модели поверхностей реализованы с помощью GRID-технологий (моделирование нерегулярных поверхностей при помощи регулярных сетей - GRID). Моделируемые поверхности: рельеф местности; кровля пласта ПИ; почва пласта ПИ; уровень подземных вод; уровень загрязнения; другие карты изолиний. Моделирование таких поверхностей называется геокартированием, т.е.:

-получение топографических планов и карт участка
-карты изомощности вскрыши и полезного ископаемого
-карты изолиний почвы и кровли пласта
-получение соответствующих 3D-изображений

2.2. Общие сведения о работе в ПП SURFER

Общий вид панели инструментов

1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24

Краткое описание пунктов верхнего меню и соответствующие им номера кнопок на панели инструментов (даны в квадратных скобках - [ ])

1. **FILE** – создание[1], открытие[2], запись[3] и закрытие файла, переход в режим Worksheet (электронная таблица – файл .DAT) [4], импорт [20] и экспорт, печать[5], настройки, выход
2. **EDIT** – работа с объектами через буфер обмена (Cut [6] Copy[7] Paste[8]), режимы выбора объектов (Select…), редактирование вершин ломаной (Reshape), цветовая схема (Color Palette)

3. **VIEW** – режимы изображения : окно (Fit to Window), экран (Full Screen), масштабирование изображения – рамка, увеличение, уменьшение (Zoom Rectangle[17] Zoom In[18] Zoom Out[19]), регенерация рисунка (Redraw)
4. **DRAW** – рисование объектов: текст-Text[10], многоугольник-Polygon[11], ломаная-Polyline[12], Точка-Symbol[13], Прямоугольние-Rectangle[14], Скругленный прямоугольник-Rounded Rectangle[15], Эллипс-Ellipse[16], установка атрибутов линии, текста, заливки, символа (…Attributes)
5. **ARRANGE** – порядок показа объектов (Move to Front/Back), группировка и разгруппировка объектов (Combine, Break Appart), Поворот объектов (Rotate)
6. **GRID** – работа с файлами сетей
   - **Data** – построение файла сети .GRD из файла пикетов .DAT
   - **Function** – построение файла сети .GRD по функции вида Z=F(X,Y)
   - **Math** - построение файла сети .GRD(C) из .GRD(A) и .GRD (B) как C=A+B
   - **Calculus** – перевычисление сетей по специальным методам (дифференциальные и интегральные операторы, спектральный анализ Фурье и др.)
   - **Smooth** – сглаживание сетей
   - **Slice,Blank** – очистка части узлов сети (Z=0)
   - **Convert** – конвертирование двоичного файла .GRD в текстовый .GRD (Binary - ASCII) и в файл пикетов .DAT (X,Y,Z)
   - **Extract** – извлечение части сети из исходного файла сети
   - **Transform** – трансформация сетей (подобие, масштаб, поворот, зеркало)
   - **Volume** – подсчет объемов между сетями
   - **Residuals** – вычисление превышений (dZ) между точками в файлах .GRD и .DAT
   - **Grid Node Editor** – редактор узлов сети
7. **MAP** – работа с картами и объемными видами рельефа
   - **Load Base Map** – загрузка растровой карты (файл сканирования) – для оцифровки или обведения
   - **Contour** – построение 2D-карты рельефа в изолиниях из файла .GRD [21]
   - **Post** – построение карты пикетов из файла .DAT [22]
   - **Image** – построение градиентно-тонированного изображения
   - **Shaded Relief** – постр освещенного изображения участка («аэрофотоснимок»)
   - **Surface** – 3D-вид рельефа [23]
   - **Axis** – вкл / выкл осей координат
   - **Scale Bar** – установка шкалы высотного масштаба
   - **Background** – заливка базовой поверхности 3D-вида
   - **Digitize** – встроенный программный дигитайзер: оцифровка растровой карты с занесением координат (X,Y) в файл .DAT, координата Z

заносится вручную, для соответствия координат размер растрового файла (в пикселях) должен быть равен размеру снимаемого участка (м)

- **3Dview** – трехмерное вращение объекта
- **Scale-** масштабирование карт
- **Limits** – изменение габарита карты
- **Stack, Overlay Maps** – сшивка смежных карт
- **Edit Overlays** – редактирование атрибутов карты (линии сети, оси координат)

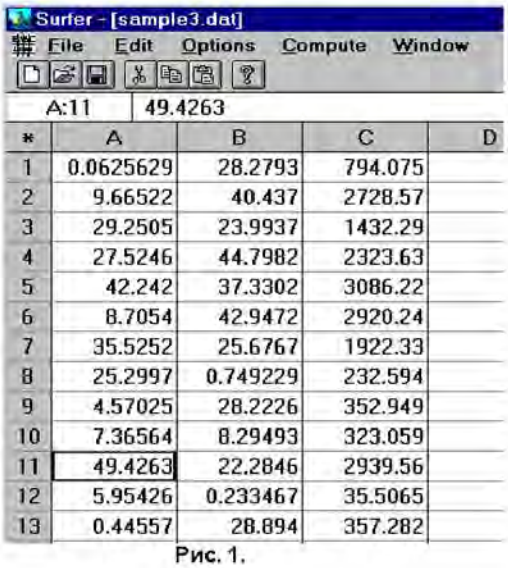
8. **WINDOW**-стандарт. функции режима окон
9. **HELP**-справка

Кроме того, для работы с объектами на поле SURFER используются :
- пометка объекта – ЛКМ; редактирование свойств объекта – 2 х ЛКМ ;
- снятие пометки – ЛКМ вне объекта

2.3. Подготовка файла исходных данных для геокартирования (.DAT)

Исходные данные могут быть в виде:

1. результатов тахеосъемки в виде таблицы пикетов (X,Y,Z)
2. плана пикетов с указанием их высотных отметок (Z)
3. топографического плана с изолиниями рельефа



*	A	B	C	D
1	0.0625629	28.2793	794.075	
2	9.66522	40.437	2728.57	
3	29.2505	23.9937	1432.29	
4	27.5246	44.7982	2323.63	
5	42.242	37.3302	3086.22	
6	8.7054	42.9472	2920.24	
7	35.5252	25.6767	1922.33	
8	25.2997	0.749229	232.594	
9	4.57025	28.2226	352.949	
10	7.36564	8.29493	323.059	
11	49.4263	22.2846	2939.56	
12	5.95426	0.233467	35.5065	
13	0.44557	28.894	357.282	

Рис. 1.

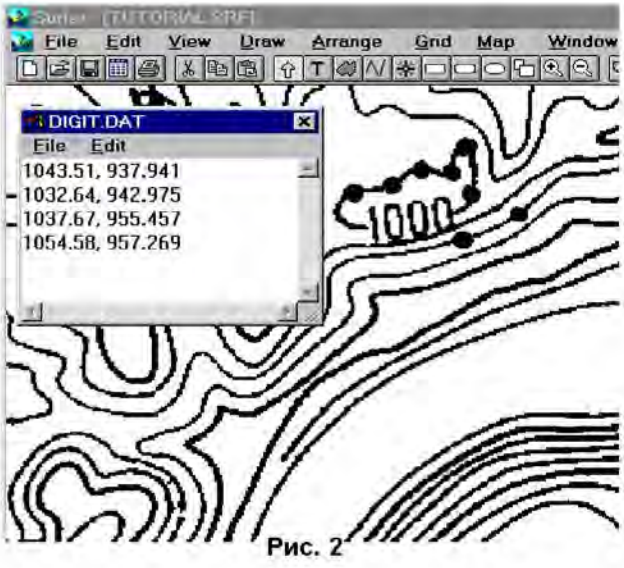


Рис. 2

По варианту №1: исходные данные заносятся в форму электронной таблицы (см. рис.1) и сохраняются в файле .DAT. Возможен импорт данных из форматов .XLS, .DBF и др. В таблице должно быть минимум 3 колонки (например: колонка A –координата X, колонка B – координата Y, колонка C – координата Z)

По вариантам №2 и 3: **используется встроенный дигитайзер (рис.2.)**. Предварительно план сканируется с записью в растровый формат (рекомендуется .JPG), затем файл корректируется в редакторе PhotoSHOP: файл кадрируется (удаляются ненужные внешние поля) и устанавливается его

размер (пкс.) равный размеру участка в (м). Растровый файл считывается в SURFER средством меню MAP-LOAD BASE MAP и помечается курсором. Включается средство MAP-DIGITIZE. Курсором «мыши» (ЛКМ) производится контрольная оцифровка левого нижнего угла плана (д.б. начало координат – 0,0) и правого верхнего угла (д.б.размер плана в метрах=размеру в пкс.). Координаты точек (X,Y) при этом появляются в окне дигитайзера. Аналогично оцифровываются все изолинии или отдельные пикеты. Координата (Z) проставляется в окне дигитайзера вручную (через запятую после X,Y). После оцифровки файл дигитайзера сохраняется как .DAT (Меню дигитайзера – File - Save As) и дигитайзер отключается (MAP-DIGITIZE). Далее с файлом .DAT можно работать как по варианту №1, т.е. редактировать и добавлять в него данные.

2.4.Построение файла регулярной сети (.DAT →.GRD)

Принцип: из набора пикетов, случайно описывающих произвольную поверхность, генерируется файл регулярной сети, т.е. вычисляются координаты (X,Y,Z) в каждом узле сети. Габарит и шаг сети определяется автоматически (возможна ручная корректировка).

Вычисление координат узлов сети происходит по 8 алгоритмам (методам) интерполяции.

1. Метод обратных расстояний (Inverse Distanse).
2. Метод Кригинга (Kriging).
3. Метод минимальных искривлений (Minimum Curvature).
4. Метод ближайших соседей (Nearest Neighbor).
5. Метод радиальных базовых функций (Radial Basis Functions)
6. Метод полиномиальной регрессии (Polynomial Regression).
7. Метод Шепарда (Shepard's Method).
8. Метод триангуляции и линейной интерполяции (Triangulation &…).

Для построения участка ненарушенного рельефа рекомендованы все алгоритмы кроме (4, 6).

Построение файла .GRD

Открыть файл .DAT (GRID-DATA), при открытии появляется окно (рис.3). В окне необходимо указать:

1. в каких колонках таблицы (A,B,C…) находятся координаты (X,Y,Z) – Data Columns
2. проверить и скорректировать настройку параметров сети (Grid Line Geometry): MIN д.б. (0,0) MAX – соответствовать размерам плана в (м). Шаг ячейки (Spacing) и количество ячеек (# of Lines) подбираются автоматически.
3. Выбрать алгоритм интерполяции
4. При необходимости изменить имя файла .GRD
5. Нажать <OK> - файл .GRD будет готов.

2.5. Построение карт и 3D-изображений

Из .GRD-файлов (а в случае рис. 6 и 7 – из файлов .DAT) генерируются следующие построения (в рисунках указано окно настройки и получаемое изображение):

- 2D-карта рельефа в изолиниях (**MAP- Contour**) – рис.4 и 5
- построение карты пикетов из файла .DAT (**MAP- Post**) – рис.6 и 7
- градиентно-тонированное изображения (**MAP- Image**) – рис.8 и 9
- освещенное изображение - «аэрофотоснимок» (**MAP- Shaded Relief**) – рис.10 и 11
- 3D-вид рельефа в виде регулярной сети (**MAP- Surface**) – рис. 12 и 13

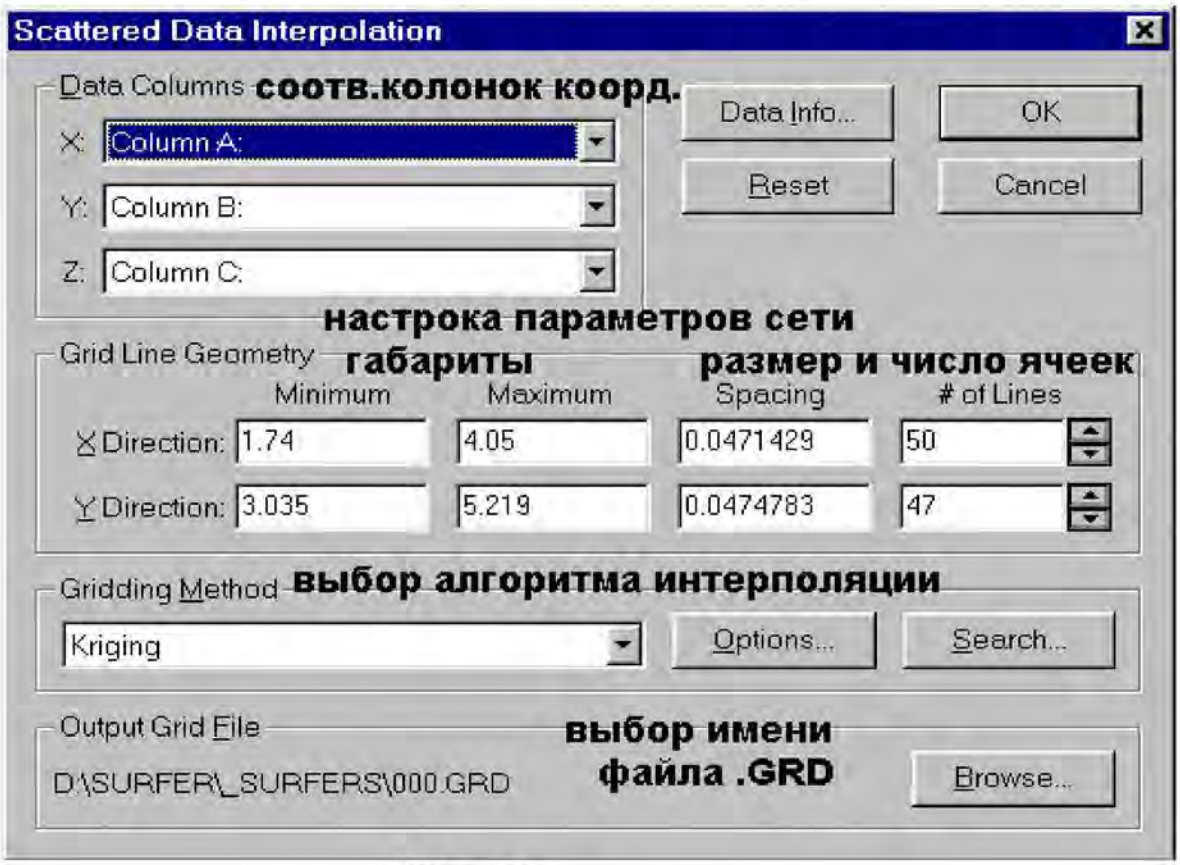


Рис. 3.

3. ПОРЯДОК ВЫПОЛНЕНИЯ РАБОТЫ:

По выданному заданию (участок рельефа в изолиниях, в отдельных пикетах с высотными отметками и в виде таблицы тахеосъемки) создать в ПП SURFER объемную модель участка рельефа.

Для получения модели:

1. отсканировать план с заданием
2. перевести полученный растр в соответствующие размеры (1пкс = 1м), обрезать лишние поля в изображении (использовать PhotoSHOP)
3. считать подготовленный растр в SURFER, оцифровать изолинии и пикеты, используя встроенный дигитайзер, сформировать файл .DAT. Добавить а этот файл данные из таблицы тахеосъемки (X,Y,Z). Таким образом, будет сформирован файл .DAT с полной исходной информацией по заданию.
4. Создать файлы (.GRD) по двум алгоритмам : KRIGING и SHEPARD's method.
5. Получить изображения участка, как на рис. 5, 7, 9, 11, 13 по обоим алгоритмам
6. Определить объем, заключенный между сетью и плоскостью Z=0 (VOLUME).
7. Определить наименьшее среднее отклонение по Z при моделировании по 2 алгоритмам (RESIDUALS, занесение отклонений в колонку D и оценка ее среднего значения – COMPUTE-STATISTICS).

4. ОТЧЕТНОСТЬ ПО РАБОТЕ

5. Краткое описание хода выполнения работы.
6. Распечатки изображений 5 и 7 (совмещенное) и изображения 13 по двум алгоритмам.
7. Результаты подсчета объемов и погрешностей моделирования (отклонения по Z)

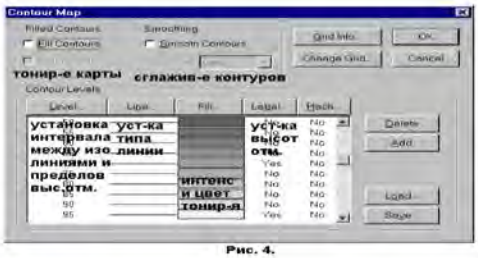


Рис. 4.

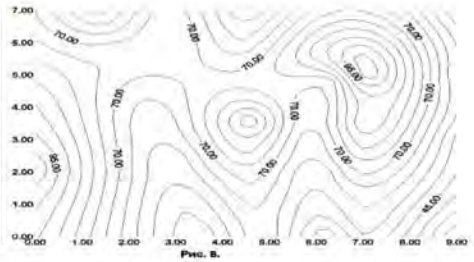


Рис. 5.

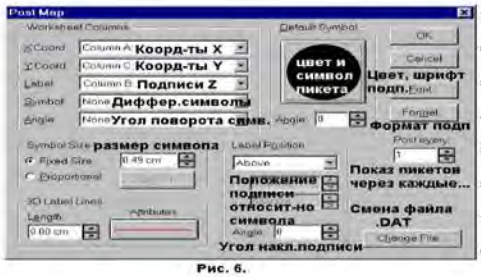


Рис. 6.

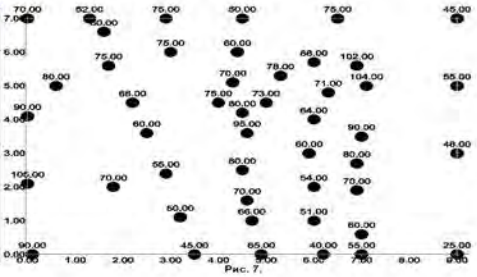


Рис. 7.

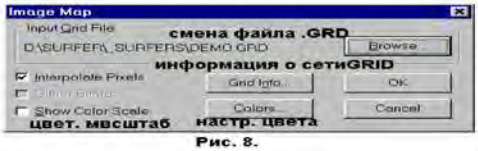


Рис. 8.

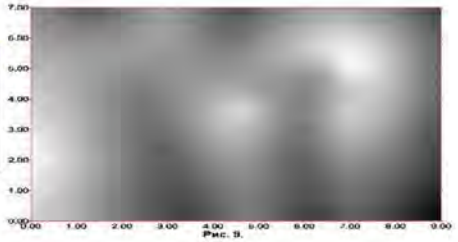


Рис. 9.

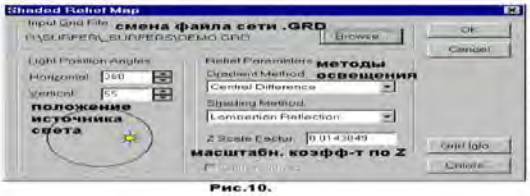


Рис.10.

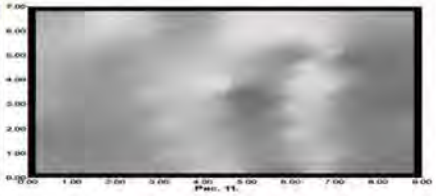


Рис. 11.

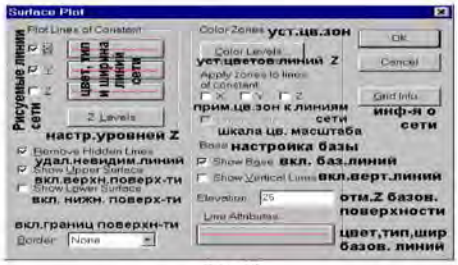


Рис. 12.

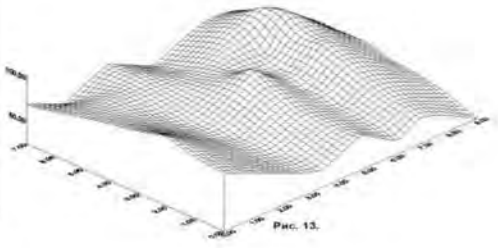


Рис. 13.

Практическая работа №3
ГРАФИЧЕСКИЙ МЕТОД РЕШЕНИЕ ЗАДАЧ ЛИНЕЙНОГО ПРОГРАММИРОВАНИЯ

Цель работы: освоить графический метод решения задач линейного программирования.

Краткая теория:

Линейное программирование - техника поиска максимального значения функционала, являющегося предметом известных линейных ограничений.

Под линейным программированием понимают раздел прикладной математики, имеющий дело с теорией и численными методами минимизации линейных функций при наличии ограничений, описываемых конечными системами линейных неравенств.

Первые постановки задач линейного программирования были сформулированы известным советским математиком Л.В.Канторовичем, которому за эти пионерские работы была присуждена Нобелевская премия по экономике.

Значительное развитие теория и алгоритмический аппарат линейного программирования получили с изобретением и распространением ЭВМ и формулировкой американским математиком Дж. Данцингом симплекс-метода.

В настоящее время линейное программирование является одним из наиболее употребительных аппаратов математической теории оптимального принятия решения. Для решения задач линейного программирования разработано сложное программное обеспечение, дающее возможность эффективно и надежно решать практические задачи больших объемов. Эти программы и системы снабжены развитыми системами подготовки исходных данных, средствами их анализа и представления полученных результатов.

Пример:

Задача: Пусть имеется три забоя, дающих руду с различным содержанием полезного компонента: содержание в первом забое α_1=35%, во втором - α_2=40% и в третьем - α_3=42%. Обозначим максимальную производительность, которую могут выдать забои через D_1=900 т/сут, D_2=850 т/сут и D_3=950 т/сут. При этом по возможностям откатки с первого и второго участков можно вывезти не более $M_1 + M_2$ = 1700 т/сут, а с третьего - не более M_3 = 900 т/сут.

Требуется: составить каждому из участков суточные задания на добычу таким образом, чтобы среднее содержание полезного компонента было равно $\alpha_{пл}$=38%, а общая производительность предприятия была максимальной

Решение:

Математическая формулировка задачи выглядит следующим образом (производительность каждого из забоев обозначим через xi):

$$D = x_1 + x_2 + x_3 \rightarrow max$$
$$A_1x_1 + A_2x_2 + A_3x_3 = A_{nn}(x_1 + x_2 + x_3)$$
$$0 \le x_1 \le 900$$
$$0 \le x_2 \le 850$$
$$0 \le x_3 \le 950$$
$$x_1 + x_2 \le 1700$$
$$x_1 \le 900$$

Второе равенство, являющееся ограничением по качеству, можно преобразовать, перенеся правую часть в левую и подставив числовые значения содержаний полезного компонента:

$$-3x_1 + 2x_2 + 4x_3 = 0.$$

Выразив x_1 через x_2 и x_3 и подставив это выражение, получаем формулировку задачи, удобную для графического решения:

$$D = \frac{5x_2 + 7x_3}{3} \rightarrow max$$
$$x_2 + 2x_3 \le 1350$$
$$x_2 \le 850$$
$$x_3 \le 950$$
$$5x_2 + 4x_3 \le 5100$$
$$x_1 \le 900$$
$$x_2 \ge 0$$
$$x_1 \ge 0$$

Построим на плоскости в осях x_2 и x_3 систему ограничений в виде прямых линий (рис. 1). Также построим прямую $D=(5x_2+7x_3)/3=0$, т.е. прямую, соответствующую нулевому значению целевой функции. В результате получим область существования функции D (так называемый многоугольник ограничений). Для того, чтобы найти максимально возможное значение целевой функции, проведем несколько прямых, параллельных прямой D=0. Очевидно, что прямая, показывающее искомое значение целевой функции $D=D_{max}$ будет проходить через одну из вершин многоугольника ограничений.

Величина D_{max} численно будет равна расстоянию между прямой, параллельной линии целевой функции, и началом координат. Из графических построений имеем: $x_2=800$, $x_3=275$, $x_1=(2x_2+4x_3)=900$, D=1975.

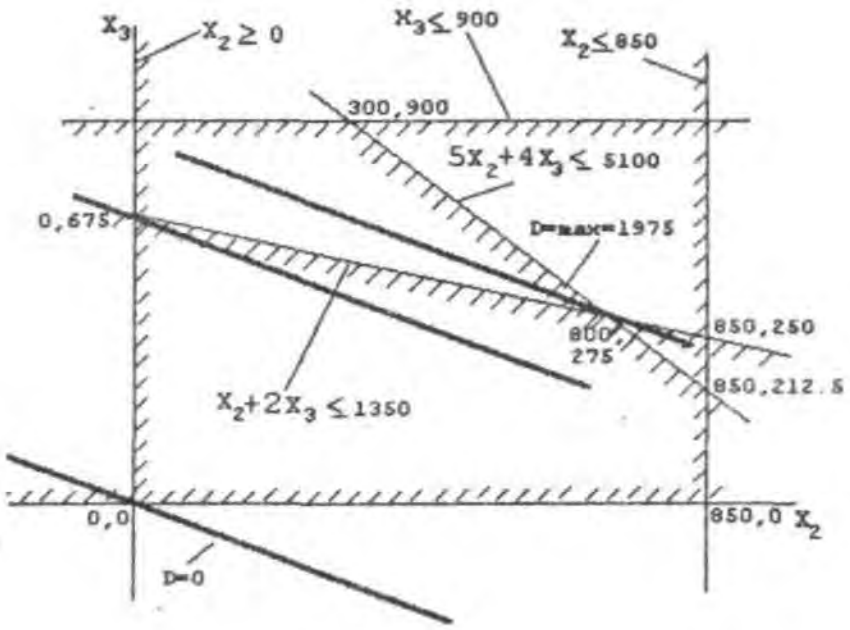


Рис.1. Многоугольник ограничений и целевая функция

Практическая работа №4
ТРАНСПОРТНАЯ ЗАДАЧА

Задача:

Существует некоторое число производителей (карьеров) с заданными производительностями и несколько потребителей (отвалов) с заданными потребностями.

Цель работы:

Составить такой план перевозок, что бы затраты были минимальные, а потребности были максимально удовлетворены.

Затраты на перевозку от каждого производителя каждому потребителю приведены в таблице 1.

	1	**2**	**3**	**4**	**Произв.**
1	1	3	6	2	**142**
2	5	3	6	4	**115**
3	4	4	1	1	**128**
Потреб.	**88**	**62**	**115**	**142**	

Табл.1

Краткая теория:

Основные задачи оптимизационных моделей:

1. Выбор наиболее выгодных решений в предлагаемых условиях.
2. Проведение сравнительной оценки различных вариантов решения, а также анализ факторов, влияющих на результат.

$f(x_1, x_2, x_3, \ldots, a_1, a_2, a_3) \rightarrow \min/\max$ - целевая функция (функционал)
x_1, x_2, x_3 - управляемые параметры
a_1, a_2, a_3 – неуправляемые параметры

На множестве задан функционал, если известно правило, которое каждому элементу множества ставит в соответствие, определенное действительное число.

Структура задач оптимизации:

1. функционал
2. управляемые параметры
3. неуправляемые параметры
4. ограничения (дисциплинирующие условия)

Оптимизационная задача является решенной, если найдены такие значения управляемых параметров x при которых целевая функция достигает максимума или минимума.

Выполнение работы:

1.Проверяем условие $\sum_{потр.} = \sum_{произв.}$

$$142+115+128 = 385$$
$$88+62+115+142 = 407$$
$$385 \neq 407$$

т.к. возникла разница, то мы добавляем фиктивного производителя или потребителя с затратами на перевозку равными 0.

Матрица примет вид:

	1	**2**	**3**	**4**	**Произв.**
1	1	3	6	2	**142**
2	5	3	6	4	**115**
3	4	4	1	1	**128**
4	0	0	0	0	**22**
Потреб.	**88**	**62**	**115**	**142**	

Табл.2

2.По методу северо-западного угла получаем опорное решение т.е. составим такой план, который удовлетворяет системе значений.

	1	**2**	**3**	**4**	**Произв.**	
1	88	54	0_0	0_4	**142**	**0**
2	0_{-4}	8	107	0_2	**115**	**0**
3	0_{-8}	0_{-6}	8	120	**128**	**5**
4	0_{-5}	0_{-3}	0_0	22	**22**	**6**
Потреб.	**88**	**62**	**115**	**142**		
	1	**3**	**6**	**6**		

Табл.3

Затраты на перевозку:

$$Z = 88*1+54*3+8*3+107*6+8*1+120*1+22*0 = 1044$$

Приравняем вторую строку 0. $U_2=0$

$V_2 - U_2 = 3$	$V_2 = 3 + 0$	$V_2 = 3$
$V_2 - U_1 = 3$	$U_1 = 3 - 3$	$U_1 = 0$
$V_1 - U_1 = 1$	$V_1 = 1 + 0$	$V_1 = 1$
$V_3 - U_2 = 6$	$V_3 = 6 + 0$	$V_3 = 6$
$V_3 - U_3 = 1$	$U_3 = 6 - 1$	$U_3 = 5$
$V_4 - U_3 = 1$	$V_4 = 1 + 5$	$V_4 = 6$
$V_4 - U_4 = 0$	$U_4 = 6 - 0$	$U_4 = 6$

Проверим невязки

$$S_{13} = 6 - 0 - 6 = 0$$
$$S_{14} = 6 - 0 - 2 = 4$$

$S_{21} = 1 - 0 - 5 = -4$
$S_{24} = 6 - 0 - 4 = 2$
$S_{31} = 1 - 5 - 4 = -8$
$S_{32} = 3 - 5 - 4 = -6$
$S_{41} = 1 - 6 - 0 = -5$
$S_{42} = 3 - 6 - 0 = -3$
$S_{43} = 6 - 6 - 0 = 0$

Т.к. мы получили невязки большие нуля(S_{14}= 4; S_{24}= 2), то производим перерасчет плана распределения.

	1	**2**	**3**	**4**	**Произв.**	
1	88	54	0_{0}	0_{4}	**142**	**0**
2	0_{-4}	8	107↓	←0_{2}	**115**	**0**
3	0_{-8}	0_{-6}	8→	↑120	**128**	**5**
4	0_{-5}	0_{-3}	0_{0}	22	**22**	**6**
Потреб.	**88**	**62**	**115**	**142**		
	1	**3**	**6**	**6**		

Табл.4

	1	**2**	**3**	**4**	**Произв.**	
1	88	54	0_{-2}	0_{2}	**142**	**0**
2	0_{-4}	8	0_{-2}	107	**115**	**0**
3	0_{-6}	0_{-4}	115	13	**128**	**3**
4	0_{-3}	0_{-1}	0_{0}	22	**22**	**4**
Потреб.	**88**	**62**	**115**	**142**		
	1	**3**	**4**	**4**		

Табл.5

Приравняем вторую строку 0. U_2=0

$V_2 - U_2 = 3$	$V_2 = 3 + 0$	$V_2 = 3$
$V_2 - U_1 = 3$	$U_1 = 3 - 3$	$U_1 = 0$
$V_1 - U_1 = 1$	$V_1 = 1 + 0$	$V_1 = 1$
$V_4 - U_2 = 4$	$V_4 = 4 + 0$	$V_4 = 4$
$V_4 - U_3 = 1$	$U_3 = 4 - 1$	$U_3 = 3$
$V_3 - U_3 = 1$	$V_3 = 1 + 3$	$V_3 = 4$
$V_4 - U_4 = 0$	$U_4 = 4 - 0$	$U_4 = 4$

Проверим невязки

$S_{13} = 4 - 0 - 6 = -2$
$S_{14} = 4 - 0 - 2 = 2$
$S_{21} = 1 - 0 - 5 = -4$
$S_{23} = 4 - 0 - 6 = -2$
$S_{31} = 1 - 3 - 4 = -6$
$S_{32} = 3 - 3 - 4 = -4$
$S_{41} = 1 - 4 - 0 = -3$
$S_{42} = 3 - 4 - 0 = -1$

$S_{43} = 4 - 4 - 0 = 0$

Т.к. мы получили невязки большие нуля(S_{14}= 2), то производим перерасчет плана распределения.

	1	**2**	**3**	**4**	**Произв.**	
1	88	54 ↓	0_{-2}	← 0_{2}	**142**	**0**
2	0_{-4}	8 →	0_{-2}	↑ 107	**115**	**0**
3	0_{-6}	0_{-4}	115	13	**128**	**3**
4	0_{-3}	0_{-1}	0_{0}	22	**22**	**4**
Потреб.	**88**	**62**	**115**	**142**		
	1	**3**	**4**	**4**		

Табл.6

	1	**2**	**3**	**4**	**Произв.**	
1	88	0_{-2}	0_{-4}	54	**142**	**2**
2	0_{-2}	62	0_{-2}	53	**115**	**0**
3	0_{-4}	0_{-4}	115	13	**128**	**3**
4	0_{-1}	0_{-1}	0_{0}	22	**22**	**4**
Потреб.	**88**	**62**	**115**	**142**		
	3	**3**	**4**	**4**		

Табл.7

Приравняем вторую строку 0. U_2=0

$V_2 - U_2 = 3$ $V_2 = 3 + 0$ $V_2 = 3$
$V_4 - U_2 = 4$ $V_4 = 4 - 0$ $V_4 = 4$
$V_4 - U_1 = 2$ $U_1 = 4 - 2$ $U_1 = 2$
$V_1 - U_1 = 1$ $V_1 = 1 + 2$ $V_4 = 3$
$V_4 - U_3 = 1$ $U_3 = 4 - 1$ $U_3 = 3$
$V_3 - U_3 = 1$ $V_3 = 1 + 3$ $V_3 = 4$
$V_4 - U_4 = 0$ $U_4 = 4 - 0$ $U_4 = 4$

Проверим невязки

$S_{13} = 4 - 2 - 6 = -4$
$S_{12} = 3 - 2 - 3 = -2$
$S_{21} = 3 - 0 - 5 = -2$
$S_{23} = 4 - 0 - 6 = -2$
$S_{31} = 3 - 3 - 4 = -4$
$S_{32} = 3 - 3 - 4 = -4$
$S_{41} = 3 - 4 - 0 = -1$
$S_{42} = 3 - 4 - 0 = -1$
$S_{43} = 4 - 4 - 0 = 0$

Затраты на перевозку:

$Z = 88*1+62*3+115*1+54*2+53*4+13*1+22*0 = 722$

Вывод: мной найден оптимальный план перевозок, который приведен в таблице №7 и соответствует затратам в 722

Практическая работа №5
ТЕОРИЯ СТРАТЕГИЧЕСКИХ ИГР

Матрица игры:

	y_1	y_2
x_1	0,2	0,3
x_2	0,6	0,5
x_3	0,5	0,7

Требуется: найти стратегию, дающую максимальный выигрыш игроку X.

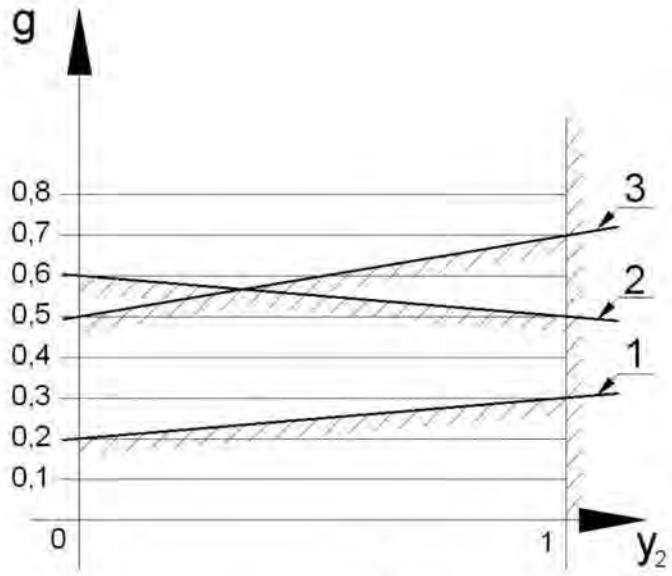
Решение:

$$g \to max$$

$$\begin{cases} 0{,}2x_1 + 0.6x_2 + 0{,}5x_3 \geq g \\ 0{,}3x_1 + 0{,}5x_2 + 0{,}7x_3 \geq g \\ x_1 + x_2 + x_3 = 1 \\ x_1, x_2, x_3 \geq 0 \end{cases}$$

$$g \to min$$

$$\begin{cases} 0{,}2y_1 + 0.3y_2 \leq g \\ 0{,}6y_1 + 0{,}5y_2 \leq g \\ 0{,}5y_1 + 0{,}7y_2 \leq g \\ y_1 + y_2 = 1 \\ y_1, y_2 \geq 1 \end{cases}$$



$$y_1 = 1 - y_2$$

$$\begin{cases} 0{,}2 + 0.1y_2 \leq g \\ 0{,}6 + 0{,}1y_2 \leq g \\ 0{,}5 + 0{,}2y_2 \leq g \end{cases}$$

$$0{,}1 - 0{,}3y_2 = 0 \to y_2 = \frac{1}{3} \approx 0{,}33, \quad y_1 = \frac{2}{3} \approx 0{,}67.$$

$$g = 0{,}6 - 0{,}1y_2 = 0{,}6 - 0{,}1 \cdot 0{,}33 \approx 0{,}567$$

$$\begin{cases} 0{,}6x_2 + 0{,}5x_3 = 0{,}567 \\ 0{,}5x_2 + 0{,}7x_3 = 0{,}567 \end{cases}$$

$$x_2 = \frac{(0{,}567 - 0{,}5x_3)}{0{,}6}$$

$$\frac{0,5(0,567-0,5x_3)}{0,6}+0,7x_3=0,567$$

$$0,5(0,567-0,5x_3)+0,42x_3=0,34$$

$$0,28-0,25x_3+0,42x_3=0,34$$

$$0,17x_3=0,06$$

$$x_3=\frac{0,06}{0,17}=0,35$$

$$x_2=0,65$$

$$g=0,567$$

$$0,1-0,3y_2=0\to y_2=\frac{1}{3}\approx 0,33,\quad y_1=\frac{2}{3}\approx 0,67.$$

$$g=0,6-0,1y_2=0,6-\frac{0,1}{3}=\frac{1,8-0,1}{3}=\frac{1,7}{3}$$

$$\begin{cases}0,6x_2+0,5x_3=\frac{1,7}{3}\\0,5x_2+0,7x_3=\frac{1,7}{3}\end{cases}$$

$$x_2=\frac{\left(\frac{1,7}{3}-0,5x_3\right)}{0,6}$$

$$\frac{0,5\left(\frac{1,7}{3}-0,5x_3\right)}{0,6}+0,7x_3=\frac{1,7}{3}$$

$$\frac{0,5\cdot 1,7}{3}-0,25x_3+0,7\cdot 0,6x_3=\frac{1,7\cdot 0,6}{3}$$

$$\frac{0,85}{3}-0,25x_3+0,42x_3=\frac{1,02}{3}$$

$$0,17x_3=\frac{0,17}{3}$$

$$x_3=\frac{1}{3}$$

$$x_2=\frac{2}{3}$$

$$g=\frac{1.7}{3}\approx 0.567$$

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Б1.В.02 МОДЕЛИРОВАНИЕ ОБЪЕКТОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Исаков С.В., к.т.н.; Стариков А.Д., к.т.н., доцент;

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ **3**

ХОД ВЫПОЛНЕНИЯ РАБОТЫ **3**

1. Сбор случайных данных 3
2. Первичная обработка одномерной информации 4
3. Построение гистограммы распределения 5
4. Определение эмпирических моментов 7
5. Проверка правильности статистической гипотезы о соответствии распределения случайной величины нормальному закону 10

ПРИЛОЖЕНИЯ **15**

ВВЕДЕНИЕ

Цель выполнения работы

Освоение методов сбора и обработки случайных данных.

Краткая теория

Проблема статической обработки информации многогранна. Задачи, связанные с ней, имеются и в области управления технологическими процессами, и в области управления производством в целом, они актуальны также в экономике, социологии при проведении научно-экспериментальных исследований и т.д.

Сама обработка информации необходима для того, чтобы иметь возможность управлять ходом процессов и явлений. На управляемые процессы воздействует бесчисленное множество случайных факторов, которые невозможно учесть, поэтому обработка информации должна иметь статистический характер. Задачей этой статистической обработки является выявление тенденций в развитии тех или иных процессов и явлений и повышении достоверности получаемых сведений.

Задача статистической обработки информации является весьма сложной, многоплановой и требующей больших временных и материальных затрат. Поэтому важна обоснованность требований, предъявляемых к качеству статистической обработки информации-достоверности и оперативности.

ХОД ВЫПОЛНЕНИЯ РАБОТЫ

1. Сбор случайных данных

Случайные величины - величины, способные принимать в результате опыта то или иное неизвестное заранее значение.

С вероятностной точки зрения случайная величина полностью описана в том случае, если для каждого конкретного значения *(x)*, случайной величины *(X)* указана вероятность его появления *(p)*.

Различают два типа случайных величин:

- непрерывная величина может быть описана только функцией распределения вероятностей

- дискретная величина - таблицей, связывающей конкретное значение случайной величины с вероятностью появления этого значения. Графически дискретная величина наиболее часто изображается с помощью полигона частот или гистограммы.

Сбор случайных данных осуществить в зависимости от указаний преподавателя одним из двух способов:

а) Получить заранее подготовленные исходные данные в соответствии с вариантом;

б) Выбрать явление, характеризующееся случайной величиной предположительно подчиняющееся нормальному закону распределения (например, антропологические данные – рост, вес и т.п.). Согласовать свой выбор с преподавателем. Провести не менее 20 опытов (измерений), результаты записать в виде таблицы.

2. Первичная обработка одномерной информации

2.1. Построить график реализации случайной величины x (рис.1)

2.2. По графику определяют максимальное и минимальное значение случайной величины x_{min} и x_{max}.

2.3. Вычислить разброс ряда по формуле:

$$R = x_{max} - x_{min}$$

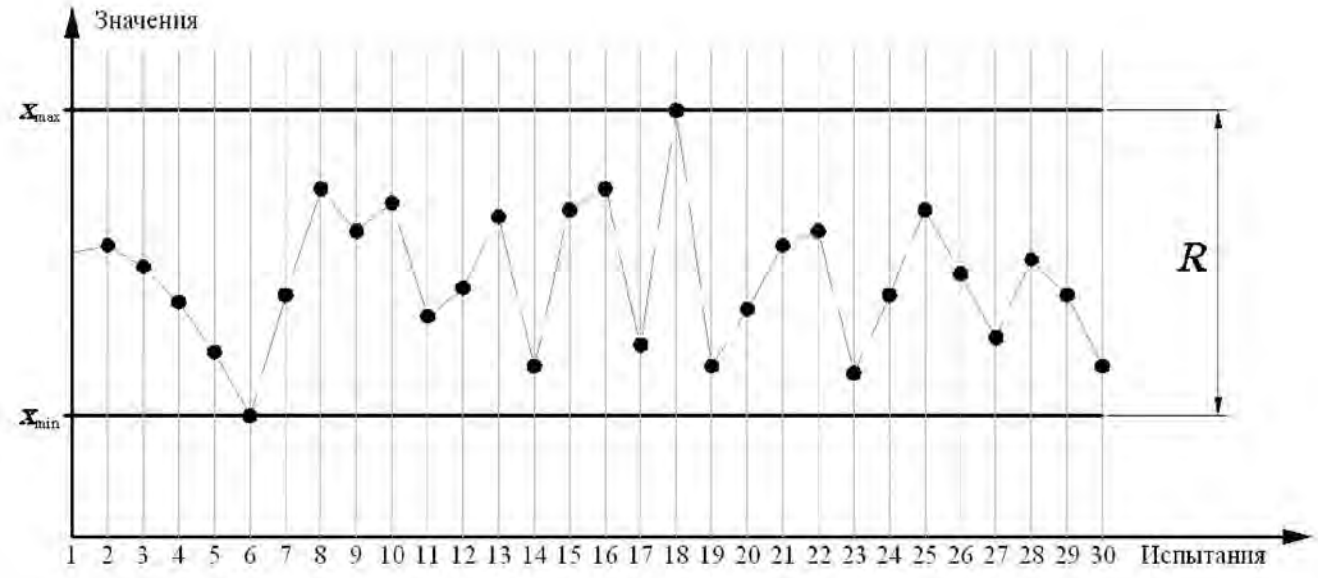


Рис.1. Пример графика реализации случайной величины

3. Построение гистограммы распределения

Гистограммой называется полигон частот для случайных величин, сгруппированных по интервалам возможных значений

3.1. Определить количество интервалов:

Величины интервалов определяются эмпирическими правилами:

- в каждый интервал должно попасть не менее 5 наблюдений,
- общее количество интервалов должно быть не менее 5-7.

Ориентировочное значение числа интервалов может быть определено по формуле Г.А. Стерджесса:

$$n = 1 + 3.322 * lg\,(N) \qquad (3.1)$$

где N - количество измерений (объем выборки).

Полученное значение округляется до ближайшего целого числа и проверяется на вхождение в пределы от 5 до 7 (рис.2).

3.2. Вычислить размер интервала:

$$h = R / n \qquad (3.2)$$

3.3. Определить границы интервалов и вписать соответствующие значения в табл.1. столбец I.

3.4. Определить значения середин интервалов и вписать в табл.1. столбец II.

3.5. На график реализации случайной величины нанести горизонтали соответствующие границам интервалов (рис.2.). Частоту попадания случайной величины в каждый интервал ($x_э$) подсчитать и зафиксировать в табл.1. столбец III. Пример заполнения табл. 1. приведен в табл.2.

3.6. По данным столбца III, табл.1. построить гистограмму распределения случайной величины (рис.3.).

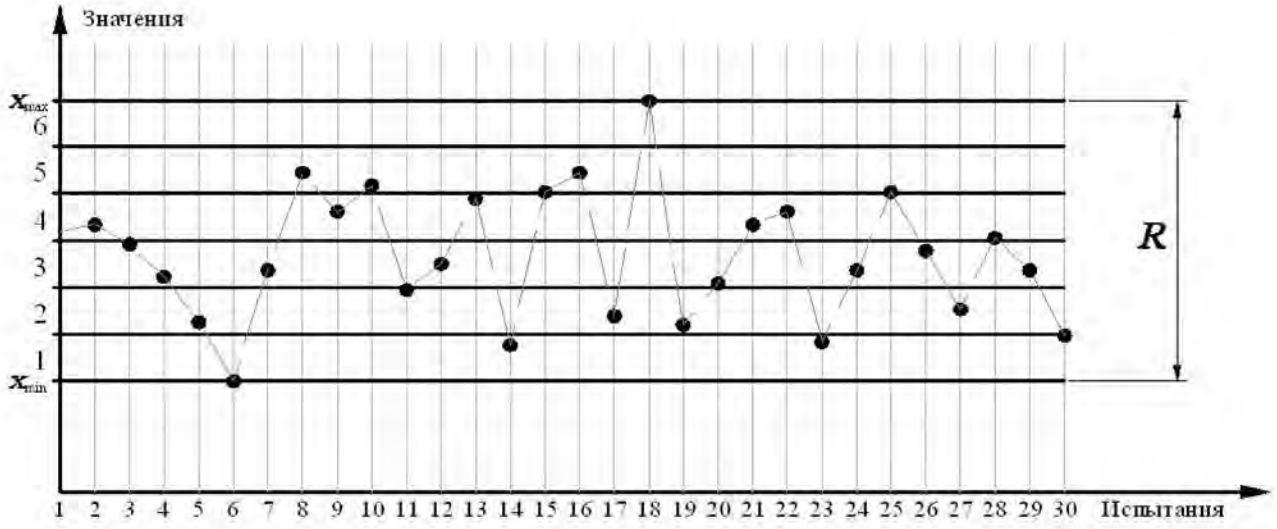


Рис.2. Пример графика реализации случайной величины
с нанесенными границами интервалов (n' = 6)

Пример 1:

В результате серии из 5 опытов получен следующий ряд реализации случайной величины:

1;2;3;4;5

В этом случае:

Xmin=1

Xmax=5

$R = x_{max} - x_{min} = 5 - 1 = 4$

$n' = 1+3{,}322 \cdot \lg 5 = 3{,}000043 \approx 3$

$h = 4/3 = 1{,}333(3) \approx 1{,}34$

Таким образом, получаем три интервала:*

[1.00;2.34) или (-∞; 2.34)

[2.34;3.68)

[3.68;5.02) или [3.68; +∞)

Середины интервалов:

1 интервал – (1.00+2.34)/2 = 1.67

2 – (2.34+3.68)/2 = 3.01

3 – (3.68+5.02)/2 = 4.35

* [- число входит в интервал;
) - число не входит в интервал.

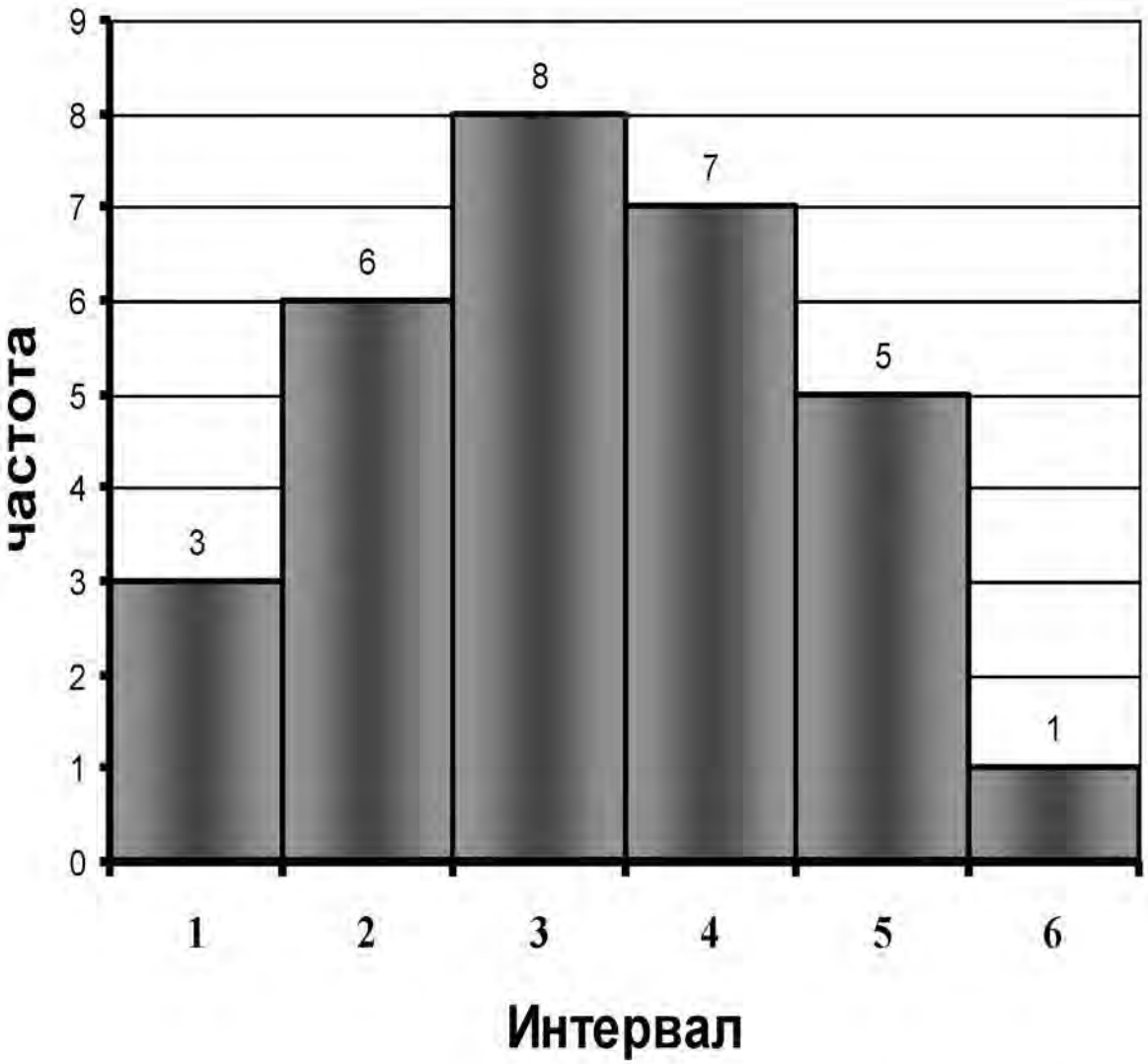


Рис.3. Гистограмма распределения случайной величины

4. Определение эмпирических моментов

Эмпирическим моментом *k*-го порядка называется математическое ожидание *k*-х степеней разностей случайной величины и какой-либо константы:

$$\mu_k = M\left[(x_i - c)^k\right] \qquad (4.1)$$

Если константа с совпадает с началом отсчета значений случайной величины, то момент распределения называют начальным, если константа с равна математическому ожиданию случайной величины, то такой момент называется центральным. В

случае условного выбора значения константы говорят об условном моменте распределения.

4.1. Математическим ожиданием случайной величины называется сумма произведений всех значений случайной величины на их вероятности. Математической ожидание является начальным моментом первого порядка:

$$M(x) = \mu_1 = M\left[(x_i - 0)^1\right] = \Sigma x_i \cdot p(x_i) \approx \frac{\Sigma x_i}{N} \qquad (4.2)$$

4.2. Центральный момент второго порядка является дисперсией. Под дисперсией случайной величины понимается математическое ожидание квадрата разности между случайной величиной и ее математическим ожиданием:

$$D(x) = \mu_2 = M\left[(x_i - M(x))^2\right] \approx \frac{\Sigma(x_i - M(x))^2}{N} \qquad (4.3)$$

4.3. Для практических целей также широко используются среднеквадратическое (стандартное) отклонение σ:

$$\sigma = \sqrt{D(x)} \qquad (4.4)$$

4.4. Асимметрия характеризует меру скошенности кривой плотности распределения относительно от ее максимума (моды*)

- Если асимметрия равна нулю, то кривая плотности распределения симметрична относительно своего максимума.
- Положительная асимметрия говорит о том, что распределение случайной величины характеризуются повышенной частотой появления значений больших, чем значение, соответствующее наиболее вероятному (максимуму кривой плотности распределения вероятностей).
- Отрицательная асимметрия, напротив, свидетельствует о большем количестве отрицательных отклонений.

---

* ***Мода*** - наиболее вероятное значение случайной величины. В тех случаях, когда кривая плотности распределения, построенная по результатам проведенных измерений, имеет несколько локальных максимумов, то говорят о полимодальном распределении случайной величины. Это может быть обусловлено как неверно выбранным интервалом группирования при построении гистограммы или малым количеством измерений, не отражающим генеральную совокупность, так и грубыми ошибками измерений или регистрацией в одной выборке значений, обусловленных различными факторами.

Ассиметрия – центральный момент третьего порядка:

$$A(x) = \mu_3 = M\left[\left(x_i - M(x)\right)^3\right] \approx \frac{\Sigma\left(x_i - M(x)\right)^3}{N} \qquad (4.5)$$

4.5. Эксцесс используется для характеристики островершинности кривой плотности распределения. Эксцесс – центральный момент четвертого порядка:

$$Э(x) = \mu_4 = M\left[\left(x_i - M(x)\right)^4\right] \approx \frac{\Sigma\left(x_i - M(x)\right)^4}{N} \qquad (4.6)$$

Пример 2:

*Для упрощения процесса вычислений эмпирических моментов удобно воспользоваться таблицей (см. табл.3.). В этом случае значения в столбцах начиная с III определяется путем умножения предыдущего столбца на столбец II (III = II * II, IV = III * II, V = IV * II).*

При проведении вычислений можно воспользоваться электронными таблицами. Пример организации вычислений в среде MS Excel приведен на рис.4.

Полученные таким образом значения сумм Σx, $\Sigma(x\text{-}xcp)^2$, $\Sigma(x\text{-}xcp)^3$ и $\Sigma(x\text{-}xcp)^4$ подставляются в соответствующие формулы для определения эмпирических моментов.

В данном случае:

$$M(x) = \mu_1 \approx \frac{\Sigma x_i}{N} = \frac{15}{5} = 3$$

$$D(x) = \mu_2 \approx \frac{\Sigma\left(x_i - M(x)\right)^2}{N} = \frac{10}{5} = 2$$

$$\sigma = \sqrt{D(x)} = \sqrt{2} \approx 1{,}41$$

$$A(x) = \mu_3 \approx \frac{\Sigma\left(x_i - M(x)\right)^3}{N} = \frac{0}{5} = 0$$

То что A = 0, означает, что кривая плотности распределения симметрична относительно своего максимума.

$$Э(x) = \mu_4 \approx \frac{\Sigma\left(x_i - M(x)\right)^4}{N} = \frac{34}{5} = 6{,}8$$

Таблица 3.

Результаты вычисления эмпирических моментов

Измерение	x	(x-M(x))	$(x- M(x))^2$	$(x- M(x))^3$	$(x- M(x))^4$
	I	II	III	IV	V
1.	1	-2	4	-8	16
2.	2	-1	1	-1	1
3.	3	0	0	0	0
4.	4	1	1	1	1
5.	5	2	4	8	16
∑	15	0	10	0	34
∑ / N	3	0	2	0	6,8

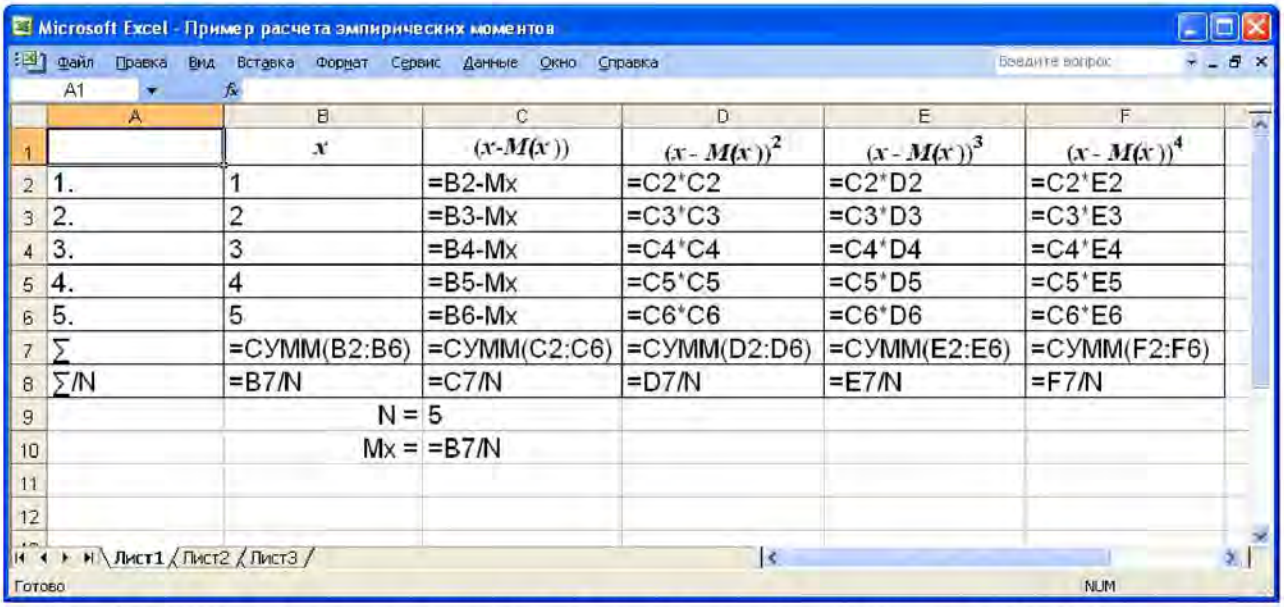


Рис. 4. Пример расчета данных для определения эмпирических моментов с использованием среды MS Excel

5. Проверка правильности статистической гипотезы о соответствии распределения случайной величины нормальному закону

Закон распределения - любое соотношение, устанавливающее связь между значением случайной величины и вероятностью ее появления.

Нормальным называется распределение вероятностей непрерывной случайной величины, которое описывается плотностью вероятности:

$$f(x)=\frac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}}e^{-\frac{(x-a)^2}{2\sigma^2}} \qquad (5.1)$$

где a – математическое ожидание случайной величины.

Нормальный закон распределения также называется законом Гаусса.

График плотности нормального распределения называется нормальной кривой или кривой Гаусса (рис.5.).

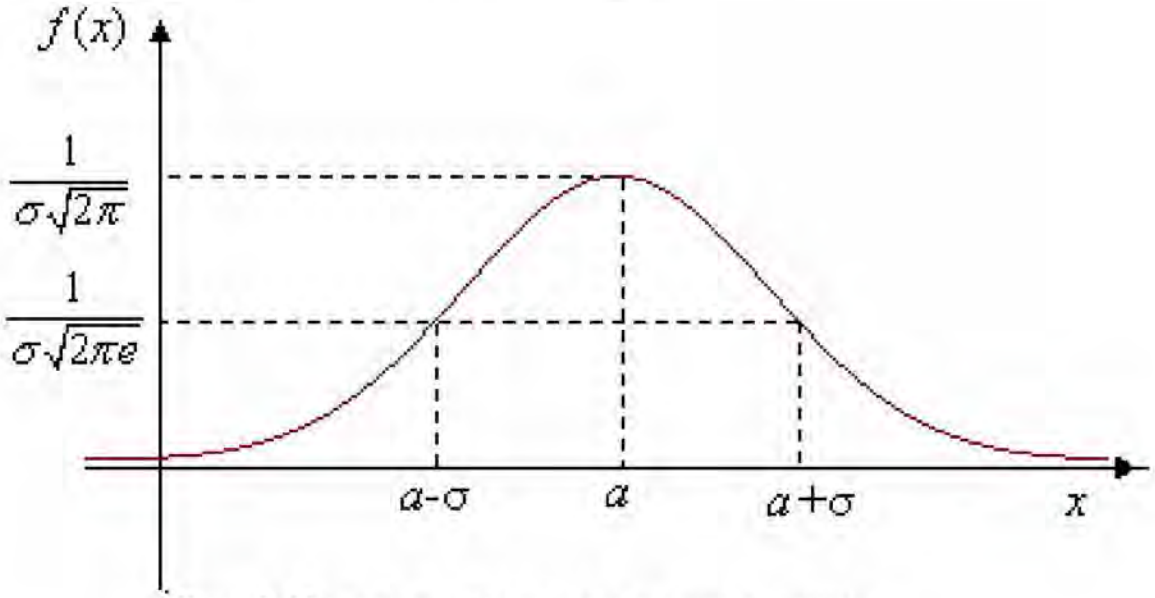


Рис. 5. Кривая нормального распределения

Часто необходимо знать закон распределения генеральной совокупности. Если он неизвестен, но есть основания предположить, что он имеет определенный вид (назовем его «З»), выдвигают гипотезу: генеральная совокупность распределена по закону «З». Таким образом, в этой гипотезе речь вдет о виде предполагаемого распределения.

Статистической называют гипотезу о виде неизвестного распределения или о параметрах известных распределений.

В качестве количественной оценки согласия выбранного теоретического закона распределения с полученной кривой обычно используется критерий А.Н. Колмогорова.

5.1. На основании формы гистограммы распределения случайной величины принимается или отвергается статистическая гипотеза

о соответствии распределения случайной величины нормальному закону. Для этого:

- производится визуальное сравнение формы полученной гистограммы с формой кривой нормального распределения (рис.5.).
- если форма гистограммы близка к форме нормального распределения, делается вывод о принятии статистической гипотезы, в противном случае гипотеза отвергается.

В учебных расчетах проверка гипотезы должна быть продолжена независимо от результатов полученных при выполнении пунктов 5.1. и 5.2., а в описании хода работы после этих пунктов должны быть сделаны соответствующие выводы.

5.2. Вычисляются относительные значения ассиметрии (*A'*) и эксцесса (*Э'*):

$$A' = \frac{A}{\sigma^3}, \quad Э' = \frac{Э}{\sigma^4} - 3. \qquad (5.2)$$

Если значения *A'* и *Э'* близки к нулю, делается вывод о принятии статистической гипотезы, в противном случае гипотеза отвергается.

5.3. Производится проверка статистической гипотезы с использованием критерия А.Н. Колмогорова.

В столбец IV табл.1. заносятся значения параметра *t*, рассчитанные для каждого интервала по формуле:

$$t = \frac{c - A}{\sigma}, \qquad (5.3)$$

где c – середина интервала.

Используя функцию Лапласа (5.4), вычисляются теоретические значения функции распределения для каждого интервала и фиксируются в табл.1. столбец V:

$$F(t) = \frac{2}{\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{t^2}{2}} \qquad (5.4)$$

где e – основание натурального логарифма, $e \approx 2{,}718$;

π - число «пи», $\pi \approx 3{,}14$.

Рассчитываются значения теоретических частот попадания случайной величины в интервал (x_m):

$$x_m = F(t) \cdot N \qquad (5.5)$$

Полученные значения округляются до меньшего целого и фиксируются в столбце VI табл.1.

Вычисляются накопленные эмпирические (полученные в результате опыта) и теоретические частоты (столбцы VII, VIII табл.1).

В столбце IX табл.1. приводятся разности накопленных теоретических и эмпирических частот.

Вычисляется величина λ:

$$\lambda = \frac{D}{\sqrt{N}} . \qquad (5.6)$$

где $D = \max|x_э - x_m|$ - максимум модуля разности между эмпирической и теоретической накопленными частотами (максимальное из значений столбца IX, табл. 1).

Вычисляется критерий Колмогорова:

$$P(\lambda) = 1 - \sum_{k=-\infty}^{\infty} (-1)^k e^{-k^2\lambda^2} \qquad (5.7)$$

Значения функции P(λ) приведены в табл. 4.

Таблица 4.

λ	P(λ)	λ	P(λ)	λ	P(λ)	λ	P(λ)
0,37	1,000	0,47	0,980	0,57	0,901	1,30	0,068
0,38	0,999	0,48	0,975	0,58	0,890	1,40	0,040
0,39	0,998	0,49	0,970	0,59	0,877	1,50	0,022
0,40	0,997	0,50	0,964	0,60	0,864	1,60	0,012
0,41	0,996	0,51	0,957	0,70	0,711	1,70	0,006
0,42	0,995	0,52	0,950	0,80	0,544	1,80	0,003
0,43	0,993	0,53	0,941	0,90	0,393	1,90	0,001
0,44	0,990	0,54	0,933	1,00	0,270	2,00	0,001
0,45	0,987	0,55	0,923	1,10	0,178	2,10	0,000
0,46	0,984	0,56	0,912	1,20	0,120		

Если полученное значение критерия Колмогорова больше чем 0.5, то делается вывод о правильности статистической гипотезы – распределение случайной величины соответствует нормальному закону.

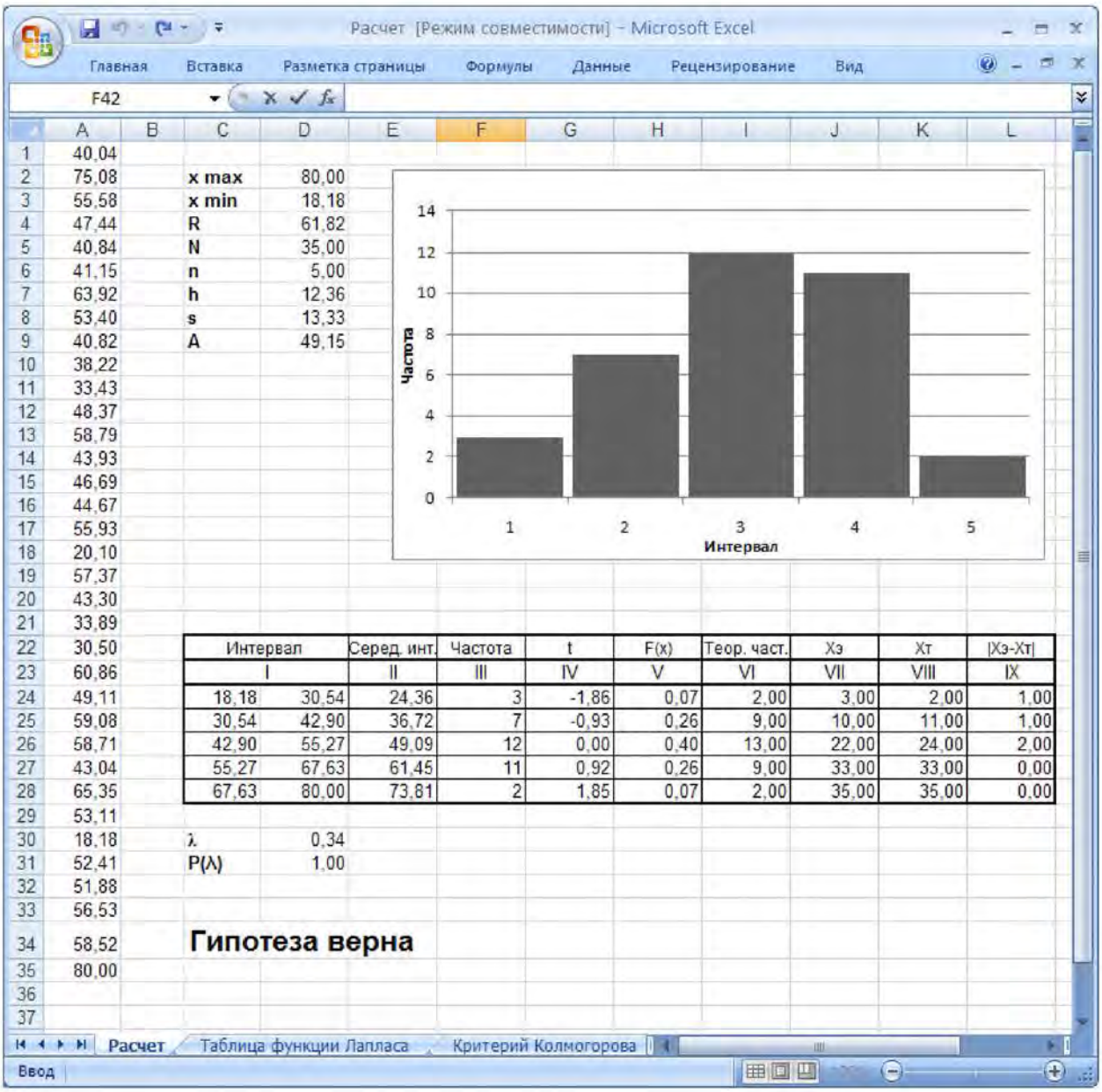
Если значение $P(\lambda)$ меньше 0,5 – гипотеза ошибочна. В этом случае в качестве гипотезы принимается предположение о соответствии распределение случайной величины другому закону распределения и проводится процедура проверки соответствующая этому закону.

В учебных расчетах при не подтверждении гипотезы работа прекращается, в отчете по расчетно-графической работе делается соответствующий вывод.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1

Пример проверки статистической гипотезы с использованием среды MS Excel



x max	80,00		
x min	18,18		
R	61,82		
N	35,00		
n	5,00		
h	12,36		
s	13,33		
A	49,15		

Интервал		Серед. инт.	Частота	t	F(x)	Теор. част.	Xэ	Xт	|Xэ-Xт|
I		II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX
18,18	30,54	24,36	3	-1,86	0,07	2,00	3,00	2,00	1,00
30,54	42,90	36,72	7	-0,93	0,26	9,00	10,00	11,00	1,00
42,90	55,27	49,09	12	0,00	0,40	13,00	22,00	24,00	2,00
55,27	67,63	61,45	11	0,92	0,26	9,00	33,00	33,00	0,00
67,63	80,00	73,81	2	1,85	0,07	2,00	35,00	35,00	0,00

λ	0,34
P(λ)	1,00

Гипотеза верна

Приложение 2

Набор случайных величин для самостоятельных занятий

5	52	37	63	53	49	44	69	64	60	36	66	58	51	42	17	30	45	34	35
35	56	48	44	26	54	62	63	51	42	67	59	76	72	51	34	49	39	66	38
45	30	57	26	14	71	41	41	53	57	65	59	49	38	60	49	48	75	60	31
51	85	60	44	36	56	50	27	58	50	34	75	34	70	58	42	47	28	77	57
59	46	41	53	57	60	59	49	33	45	65	23	51	56	47	31	75	71	52	44
37	61	65	46	50	68	21	88	53	25	51	37	65	55	56	37	65	33	32	60
40	34	6	27	63	66	38	32	52	17	32	48	60	57	52	28	48	37	58	42
37	44	36	89	48	93	31	55	30	48	72	25	69	42	39	61	47	37	55	54
37	60	52	70	40	37	54	58	53	44	50	29	60	54	55	57	63	34	53	67
31	67	66	60	35	43	29	29	55	64	52	48	47	42	49	50	35	43	60	43
54	76	28	67	56	43	31	50	39	42	71	52	56	32	50	45	50	62	50	46
60	50	45	62	52	45	76	55	36	45	33	60	75	54	21	43	26	55	33	65
36	55	44	43	45	56	63	63	51	54	63	69	34	55	46	40	34	66	27	47
69	62	60	54	45	66	39	66	39	40	52	82	26	29	51	47	30	40	69	39
74	65	51	65	58	46	40	11	51	75	46	39	53	40	57	74	48	68	13	73
66	27	63	56	58	63	51	57	34	57	59	61	22	67	56	58	29	52	74	27
39	51	69	31	69	48	29	62	36	79	61	67	38	48	10	60	32	46	43	87
56	56	70	48	71	56	35	55	53	47	74	52	53	51	40	46	44	23	62	37
48	57	46	65	53	37	75	67	46	84	37	69	53	48	55	58	25	42	40	46
44	59	60	59	60	34	37	41	57	70	45	51	32	70	38	51	56	48	57	30
59	37	58	54	56	52	31	52	25	79	49	78	59	51	57	58	45	46	25	63
54	61	46	44	65	74	55	92	26	52	66	46	42	41	21	54	46	19	22	48
62	49	53	53	53	64	57	44	15	41	44	39	61	45	67	32	59	55	69	36
55	37	54	41	40	59	62	36	58	49	29	63	66	33	42	53	49	61	37	59
45	62	39	55	39	38	78	41	20	61	35	25	15	44	56	44	47	47	30	52
66	49	30	52	58	62	66	66	42	67	56	60	64	61	67	70	70	51	48	31
57	63	35	34	25	44	19	80	56	26	71	55	47	20	40	46	56	62	20	64
54	31	82	60	35	48	58	95	61	55	55	74	57	42	53	42	52	58	40	52
55	70	53	71	50	50	48	68	73	36	40	38	59	73	55	24	55	23	52	52
56	47	47	38	57	35	50	50	63	48	11	44	45	33	64	59	68	56	56	51
67	61	24	47	73	28	35	38	32	53	32	55	53	57	59	71	57	42	63	45
45	42	32	37	25	61	61	68	6	48	47	63	49	50	60	39	52	30	71	69
52	26	51	62	58	20	59	52	71	67	62	42	46	49	26	56	3	61	60	38
42	49	67	29	31	34	34	71	43	45	63	25	63	39	69	40	41	38	39	65
69	55	52	70	51	59	98	78	67	65	34	45	41	36	79	60	59	22	56	63
48	14	39	47	35	71	50	40	60	70	38	22	61	39	52	63	66	43	51	86
43	69	37	73	33	66	69	48	39	55	52	55	47	18	66	34	41	42	57	52
60	44	69	49	61	25	55	20	57	78	50	58	41	64	56	54	41	65	48	60
47	72	46	51	15	79	67	48	58	44	54	50	52	24	45	39	73	66	77	54
53	38	41	52	67	40	42	59	67	39	37	48	68	53	22	89	27	55	40	36
47	72	54	42	49	46	75	52	65	62	63	54	67	43	73	41	74	59	33	61
62	62	56	42	62	71	65	40	50	20	28	22	44	59	47	36	42	36	60	33
40	53	44	52	56	67	72	74	31	35	52	63	69	28	67	64	46	52	57	48
44	39	49	58	74	57	82	39	51	39	69	49	43	51	53	44	44	36	42	38
44	24	49	19	65	55	52	54	53	61	55	58	61	67	35	47	62	20	48	24
66	44	39	42	25	87	36	28	38	42	62	56	29	40	34	38	52	36	55	31
62	10	55	55	54	54	37	80	39	24	39	40	46	62	41	69	45	59	38	26
37	41	44	51	42	38	31	31	58	65	57	64	12	50	54	73	42	54	60	67
31	47	21	57	40	36	39	37	66	61	25	49	26	76	29	52	77	53	68	47
47	75	54	37	47	44	55	63	11	31	46	41	43	64	66	43	37	52	49	89
47	54	61	29	35	38	30	43	49	55	44	29	54	34	41	64	48	88	38	31
39	42	49	43	47	61	65	46	47	59	59	30	29	60	65	55	45	49	30	47

Сергей Владимирович Исаков
Андрей Дмитриевич Стариков

СТАТИСТИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА ОДНОМЕРНОЙ ИНФОРМАЦИИ

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КОНТРОЛЬНЫХ РАБОТ ПО ДИСЦИПЛИНЕ

ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Специальность

21.05.04 Горное дело

Специализация

№3 «Открытые горные работы»

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Авторы: Кокунин Р.В., к.т.н.
Кокунина Л.В., к.т.н.

Екатеринбург
2019

С О Д Е Р Ж А Н И Е

	стр.
ВВЕДЕНИЕ	4
1. РАСЧЕТ И ПОСТРОЕНИЕ С ПОМОЩЬЮ ПЭВМ РАЗВЕРНУТЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ	5
2. ВЫБОР И РАСЧЕТ КАМНЕРЕЗНЫХ МАШИН И СТРОЧЕЧНЫХ БУРОВЫХ УСТАНОВОК ДЛЯ ДОБЫЧИ БЛОКОВ ПРИРОДНОГО КАМНЯ	6
3. ВЫБОР И РАСЧЕТ ПОДЪЕМНО-ТРАНСПОРТНЫХ МАШИН, ПРИМЕНЯЕМЫХ НА КАРЬЕРАХ ДЛЯ ДОБЫЧИ БЛОКОВ ПРИРОДНОГО КАМНЯ	16
4. ВЫБОР И РАСЧЕТ ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ДОБЫЧИ БЛОКОВ ПРИРОДНОГО КАМНЯ	22
5. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ МЕХАНИЧЕСКОГО РЫХЛЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД БУЛЬДОЗЕРНО-РЫХЛИТЕЛЬНЫМИ АГРЕГАТАМИ	24
6. МЕТОДИКА РАСЧЕТА И ВЫБОРА БУЛЬДОЗЕРОВ	27
Список литературы	30
Приложения	31

В В Е Д Е Н И Е

Методические указания к практическим занятиям разработаны на основании рабочей программы дисциплины "Добыча строительных горных пород" для студентов специализации "Открытая разработка месторождений " специальности 09.05 "Открытые горные работы". Практические занятия проводятся на 7 семестре.

Указания составлены по первой части курса - добыче строительных горных пород.

Основная цель практических занятий заключается в освоении студентами практических навыков в расчете технологического оборудования для карьеров по добыче нерудных материалов и блоков природных облицовочных камней с учетом особенностей разработки месторождений данного типа.

При выполнении практических работ предусмотрено широкое ознакомление студентов со специальной литературой. В связи с этим значительная часть справочных данных не приводится в методических указаниях, а даются ссылки на первоисточник.

В процессе выполнения практических работ студент должен закрепить лекционный материал по основным разделам курса, освоить методы расчета технологического оборудования, применяемого для добычи строительных горных пород, используя их при проектировании карьеров и подготовке календарных планов развития горных работ.

Отдельные специальные вопросы, не достаточно полно освещенные в литературе разработаны более подробно в настоящих методических указаниях. Некоторые сложные расчеты предполагается выполнить на индивидуальных занятиях.

1. РАСЧЕТ И ПОСТРОЕНИЕ С ПОМОЩЬЮ ПЭВМ РАЗВЕРНУТЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Цель работы - изучение методики расчета и построения на ЭВМ развернутых технологических характеристик производительности оборудования или конкретного технологического процесса для широкого диапазона горных пород.

1.1. Исходные данные:

а) заданный вид технологического оборудования для добычи и обработки природного камня или технологический процесс (Приложение 1);

б) закономерность изменения производительности оборудования (скорости резания, бурения и т.д) или технологической операции, полученная на основе данных заводских испытаний, справочных и фактических данных для горных пород, различающихся по прочности, коэффициенту крепости или другим технологическим показателям (Приложение 2,3,4).

1.2. Инструменты и принадлежности: персональная ЭВМ IBM с операционной системой MS-DOS, прикладная программа Суперкалк-4, бумага для принтера, тетрадь для лабораторных работ.

1.3. Литература используемая для работы: [1], [2], [4], [5], [6], [8].

1.4. Порядок выполнения работы:

1.4.1. Изучить прикладную программу Супер-кали-4 в части составления электронных таблиц и построения графических зависимостей типа X-Y.

1.4.2. Составить базу данных для указанного в приложении технологического оборудования или определенной операции, воспользовавшись известными справочными данными. Построить график в координатах X-Y, выполнить поясняющие надписи.

1.4.3. Ввести переменные X и Y, наименование осей координат, основной и вспомогательный заголовки, метки точек, тип линейного графика X-Y, проверить правильность выполненных операций на экране дисплея, на котором должно появляться изображение при нажатии клавиши F10.

1.4.4. Составить аналогичные базы данных для 2х,-3х подобных машин или операций, воспользовавшись полученной ранее зависимостью на основе одного фиксированного значения показателей.

1.4.5. Скорректировать данные для построения совмещенных графиков по всем машинам или технологическим операциям. Переменную X сделать общей для всех графиков так, чтобы она охватывала диапазоны значений каждой машины. Повторно ввести данные в порядке, указанном в п. 1.4.3.

1.4.6. Проверить правильность выполненных операций по изображению графиков на экране дисплея. В случае необходимости внести корректировки.

Распечатать совмещенные графики на принтере.

1.5. Форма отчетности: содержание работы и выполняемых операций занести в тетрадь, приложить графики, выполненные на ПЭВМ.

2. ВЫБОР И РАСЧЕТ КАМНЕРЕЗНЫХ МАШИН И СТРОЧЕЧНЫХ БУРОВЫХ УСТАНОВОК ДЛЯ ДОБЫЧИ БЛОКОВ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Цель работы - изучение методики выбора и расчета основного камнедобывающего оборудования - камнерезных машин и строчечных буровых установок.

2.1. Исходные данные приведены в Приложении 8.

2.2. Инструменты и принадлежности: чертежный инструмент, микрокалькулятор, тетрадь для лабораторных работ.

2.3. Литература, используемая для работы: [6], [7], [8], [9], [13].

2.4. Порядок выполнения работы:

2.4.1. Выбор типа основного технологического оборудования производится на основе анализа геологических данных месторождения и технических характеристик конкретных машин, которые можно применить для данного способа добычи блочного камня. К установке принимается машина с лучшей технической характеристикой [6], [7] и [8].

2.4.2. Расчет производительности основного технологического оборудования на добыче камня.

Следует иметь в виду, что производительность основного оборудования в большинстве случаев не равна производительности добычного способа, т.к. способ суммирует в себе выполнение нескольких операций. Производительность технологического оборудования следует рассчитывать пооперационно по своей технологической характеристике (рис. 2.1 - 2.5) в интервале прочности горных пород для каждого вида работ или принимать по справочным данным [6],[8],[12],[13].

Для камнерезных машин с кольцевой фрезой производительность рассчитывается отдельно для продольного и поперечного резания, для канатных пил и баровых машин раздельно рассчитывается производительность для вертикального и горизонтального резания.

Годовая производительность камнерезных машин всех типов рассчитывается по формуле:

$$Qм\ год = Qр\ час \cdot Тг \cdot Кк^{к}\ , м2/год\ , \qquad (2.1)$$

где, Qр час - часовая производительность резания камнерезной машины, м2/час; для каждого вида резания раздельно определяется по технической или технологической характеристике машины (Рис. 2.3- 2.5);

Тг - годовой фонд рабочего времени машины, час (Приложение 5);

Кк - коэфф-т использования рабочего времени камнерезной машины (Приложение 5).

Годовая производительность буровых установок или ручного бурения определяется по выражению:

$$Qм\ год = Qб\ час \cdot Тг \cdot Кб^{б}\ , м/год\ , \qquad (2.2)$$

где, Qб час - часовая производительность бурения, м; определяется по технологической характеристике в интервале прочности горных пород месторождения (рис. 2.1 -2.2), Кб - коэффициент использования буровой установки (Приложение 5).

Для буровых работ рассчитывается раздельно производительность вертикального и горизонтального бурения.

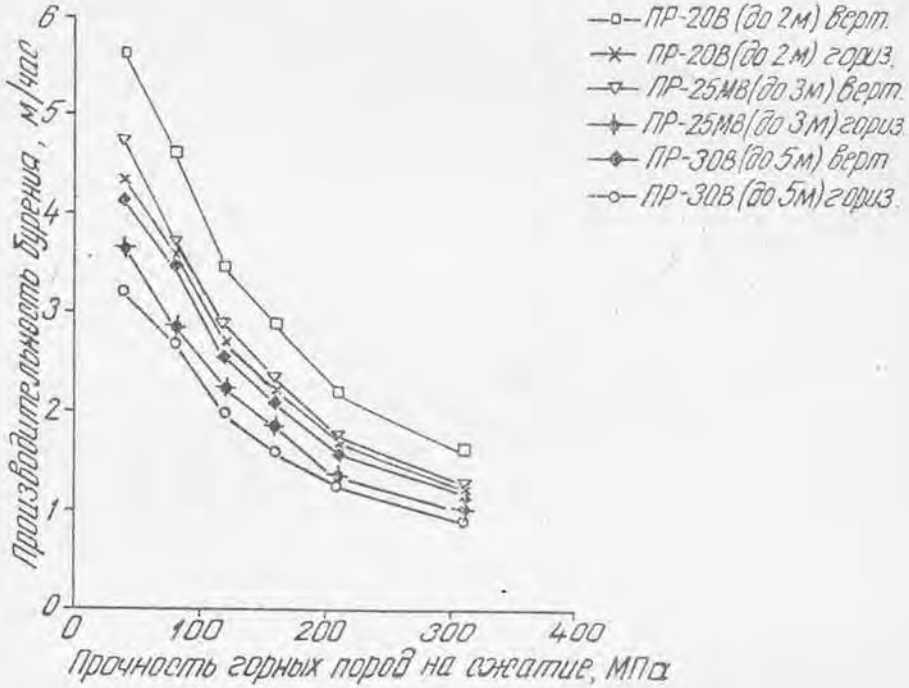


Рис. 2.1 Производительность ручного бурения перфораторами

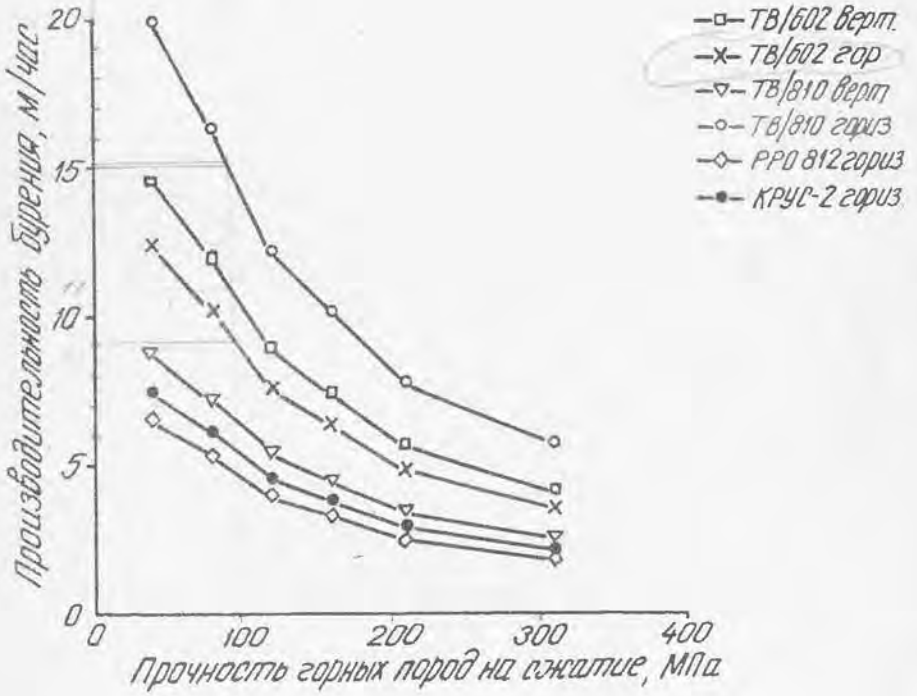


Рис. 2.2. Производительность бурения строчечными установками

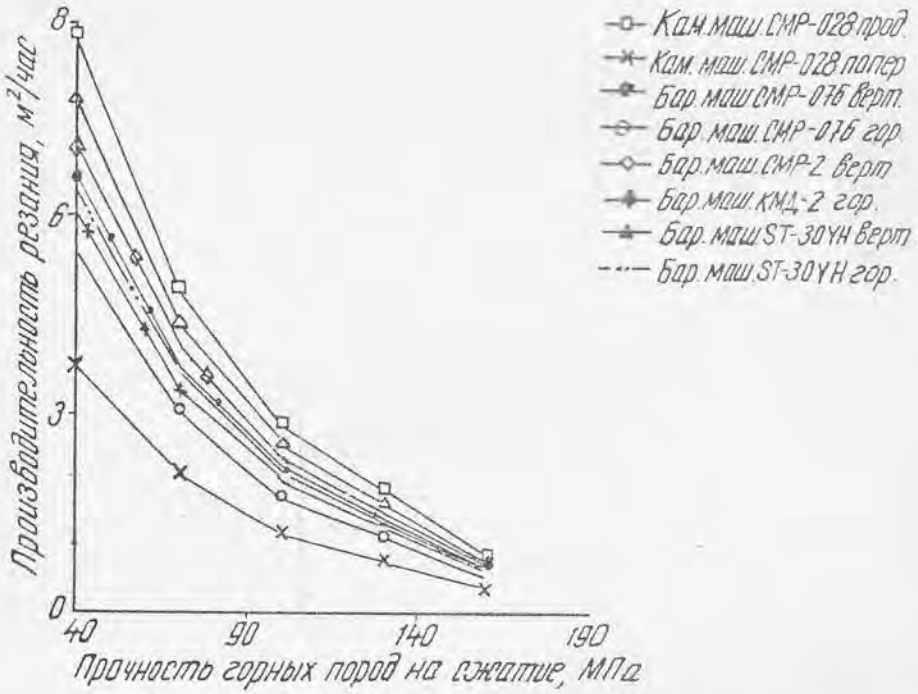


Рис. 2.3 Производительность камнерезных машин с кольцевой фрезой и баровых машин с твердосплавными резцами

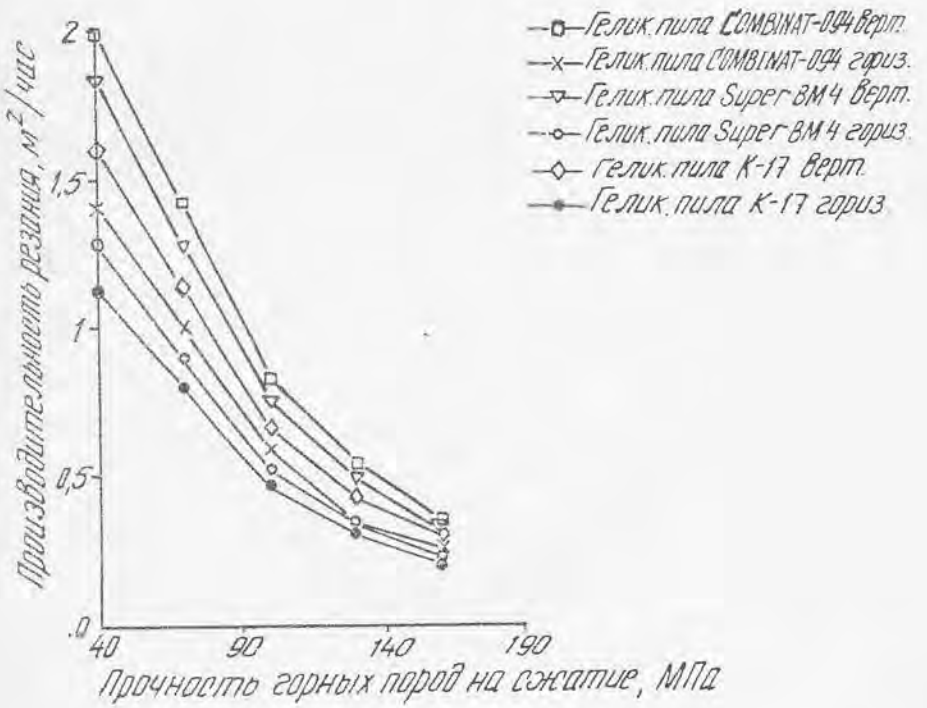


Рис. 2.4 Производительность геликоидальных канатных пил

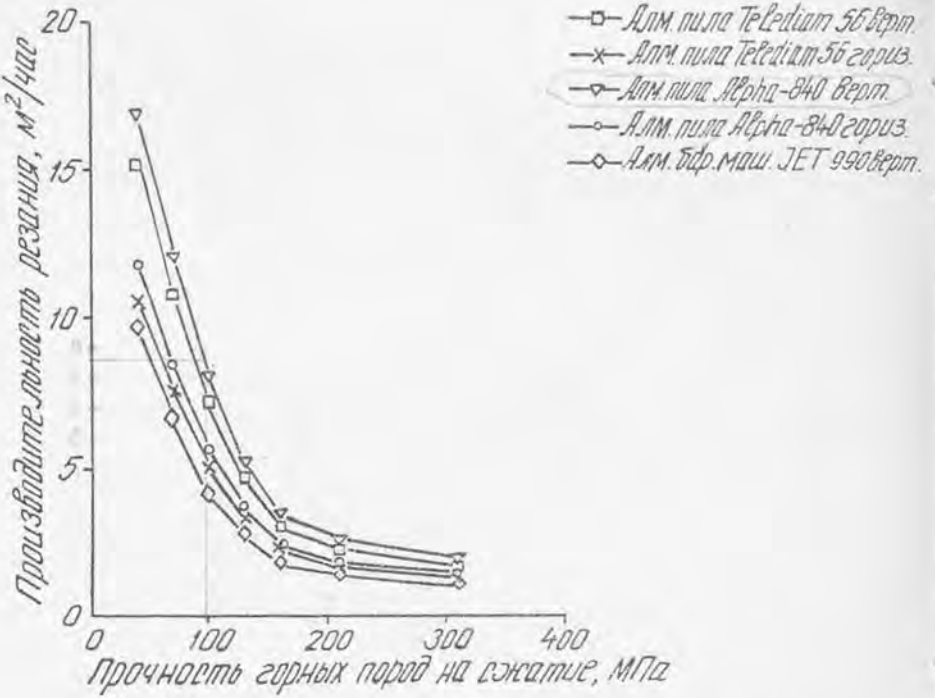


Рис. 2.5. Производительность канатных пил и баровых машин с алмазным режущим органом

2.4.3. Потребность в основном технологическом оборудовании для выполнения отдельных операций определяется по формуле:

$$N_{сп} = \frac{K_р \cdot Q_{км\ год} \cdot q}{Q_{м\ год}}, \text{ шт}, \qquad (2.6)$$

где, $K_р$ – коэффициент резерва, учитывающий неравномерность работы оборудования в течение года; $K_р = 1,1...1,15$;

$Q_{км\ год}$ - годовая производительность карьера по горной массе, добываемой данным способом, м³ год, $Q_{км}=Q_м/K_в$;

q – удельный расход резания или бурения на 1 м3 добытой горной массы, м²/м3 или м/м3 (1/м или 1/м²).

$Q_м$ - производительность карьера по блокам м³/год; (приложение 6)

$K_в$ - коэффициент выхода блоков из горной массы (Приложение 6).

2.4.4. Удельный расход резания или бурения определяется на основе карты технологического процесса как на операции отделения монолита от массива, так и на операциях разделки монолита на блоки по выражениям [8]:

а) для камнерезных машин с использованием фрез

- на продольном вертикальном и горизонтальном резании

$$q_{км} = \frac{B_г + B_б}{B_б \cdot B_г}, \text{ 1/м}, \qquad (2.7)$$

- на поперечном резании

$$q_{км} = 1/B_б, \text{ 1/м} \qquad (2.8)$$

б) для канатных пил и баровых машин

- на вертикальном резании

$$q_{кп} = \frac{L_м - B_м}{L_м \cdot B_м}, \text{ 1/м}, \qquad (2.9)$$

- на горизонтальном резании

$$q_{кп} = 1/H_у, \text{ 1/м}; \qquad (2.7)$$

в) для буровых установок и ручного бурения

- в вертикальной плоскости

$$q_{б}^{в} = \frac{L_{ш}(L_{м} + B_{м})}{b \cdot H_{у} \cdot B_{м} \cdot L_{м}}, \ 1/м2, \qquad (2.8)$$

- в горизонтальной плоскости

$$q_{б}^{г} = \frac{L_{ш}}{b \cdot H_{у} \cdot B_{м}}, \ 1/м2; \qquad (2.9)$$

где, Нб, Вб и Lб - высота, ширина и длина блока, м;

Ну - высота уступа, м;

Вм и Lм - ширина и длина монолита, м;

Lш - длина шпуров или скважин, м;

b - шаг бурения, м; на эксплуатирующимся карьерах определяется экспериментально.

Параметры Нб, Вб, Lб, Ну, Вм и Lм принять самостоятельно исходя из типа оборудования и условий залегания пород и размеров отделяемого монолита (приложение 5).

При отсутствии данных шаг бурения определяется по выражению [9]:

$$b = \frac{So}{K_{чк} \cdot L_{ш}} + d_{ш}, \ м, \qquad (2.11)$$

где, So - площадь откола, приходящаяся на один клин, м2; значения So для случаев раскола по слоистости и поперек приведены на графике (рис. 2.6);

Кчк - коэффициент, учитывающий частоту установки клиньев; при установке клиньев в соседних шпурах Кчк = 1, через шпур Кчк = 2, через два шпура К чк = 3;

dш - диаметр шпура (скважины), м.

2.4.5. Полная потребность в оборудовании определяется сложением потребностей по операциям (при использовании для различных целей однотипного оборудования) и округлением до целого большего числа:

$$N_{общ} = N_{оп_1} + N_{оп_2}, \ шт. \qquad (2.12)$$

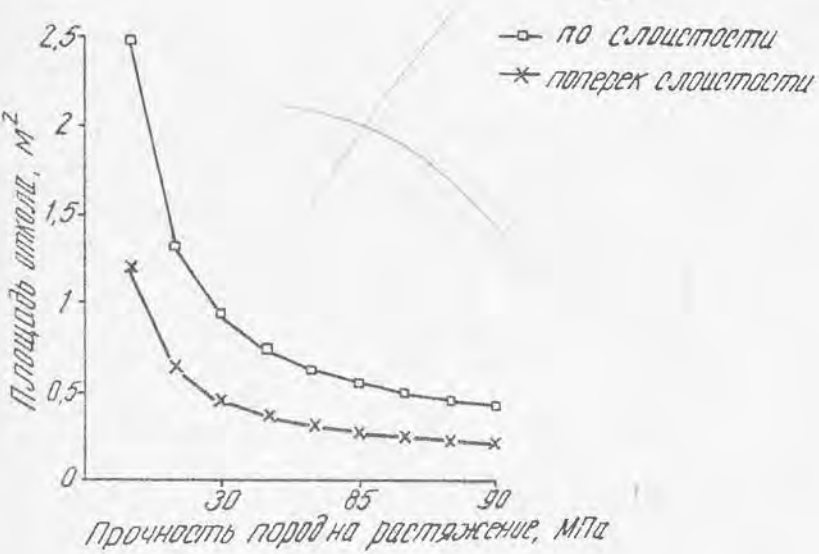


Рис. 2.6. Зависимость площади откола от прочности пород на растяжение

2.4.6. Занести в тетрадь все расчеты и графические зависимости (рис. 2.1-2.6) с указанием рабочих точек.

2.5. Форма отчетности. Текст работы, расчетные формулы, результаты расчетов и графики заносятся в тетрадь и представляются преподавателю.

3. ВЫБОР И РАСЧЕТ ПОДЪЕМНО-ТРАНСПОРТНЫХ МАШИН, ПРИМЕНЯЕМЫХ НА КАРЬЕРАХ ДЛЯ ДОБЫЧИ БЛОКОВ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Цель работы - изучение методики выбора и расчета подъемно-транспортных машин - кранов, погрузчиков, тяговых лебедок, применяемых на карьерах для добычи блоков природного камня.

3.1. Исходные данные приведены в Приложении.

3.2. Инструменты и принадлежности: чертежный инструмент, микрокалькулятор, тетрадь для лабораторных работ.

3.3. Литература, используемая для работы: [10], [11].

3.4. Порядок выполнения работы:

3.4.1. Определяется тип подъемно-транспортных машин в зависимости от способа добычи блоков, принимаемого уровня механизации подъемно-транспортных работ и объемов погрузочных работ. При углубочной схеме развития карьера используются стационарные краны. Наибольшее распространение получили жестконогие мачтово-стреловые краны - "деррик-краны". На карьерах с широтной схемой развития целесообразно применение передвижных стреловых кранов, в том числе и экскаваторов в крановом исполнении. При небольших объемах погрузки применяются мощные погрузочно-транспортные машины. Технические данные по деррик-кранам приведены в Приложении 6, по остальным кранам - в работе [10], по погрузочно-транспортным машинам - в работе [11]. От типа грузоподъемной машины зависит один из технологических параметров карьера - расстояние между соседними транспортными площадками.

Если кран имеет небольшую длину стрелы и грузоподъемность, то каждая рабочая площадка должна быть транспортной. Это в значительной степени усложняет транспортную схему карьера.

3.4.2. Грузоподемность крана Gкр подбирается по наибольшему весу поднимаемого груза Gгр. Обычно - это вес наибольшего блока, получаемого на карьере. В отдельных случаях за основу принимается вес камнерезной или погрузочно-транспортной машины, переставляемой с одного уступа на другой. В любом случае должно соблюдаться соотношение

$$Gкр > Gгр. \qquad (3.1)$$

Для стреловых кранов грузоподъемность принимается при рабочем вылете стрелы, поэтому при выборе крана следует проверять его грузоподъемность не только на максимальном вылете стрелы, но и на данном вылете, используя график грузоподъемности крана или следующую зависимость:

$$Gкр = \frac{g \cdot Lmax}{L}, \qquad (3.2)$$

где g - грузоподъемность стрелового крана на наибольшем вылете стрелы, т;

Lmax - наибольший вылет стрелы, м;

L - заданный вылет стрелы, м, принять в расчетах L=15м.

3.4.3. Эксплуатационная производительность грузоподъемной машины определяется по формуле:

$$Qч экс = 60 Gкр \cdot Кг \cdot Кв / Тц, \text{ т/час}, \qquad (3.3)$$

где, Кг - коэффициент использования крана по грузоподъемности, Кг = 0,3-0,75. Для определения коэф-та Кг следует весь поднимаемый груз разбить на категории: крупные блоки, мелкие блоки и окол, штуф, штучный груз и т.д. После этого вычисляется средний вес груза, поднимаемого за один подъем. Значение коэф-та определяется делением среднего веса груза на максимальную грузоподъемность крана.

Кв - коэффициент использования крана по времени: Кв=0,35-0,5;

Тц - продолжительность цикла в мин.;

$$Тц = Тмаш + Тпр + Туст + Тотц \text{ , мин,} \qquad (3.4)$$

где, Тмаш - машинное время цикла, мин; определяется исходя из длины пути и скорости перемещения крана и стрелы при повороте, подъеме и опускании груза:

$$Тмаш = \frac{Sг}{Vг} + \frac{Sв}{Vг} \text{ , мин,} \qquad (3.5)$$

где, Sг и Sв - пути перемещения груза по горизонтали и вертикали, м; для горизонтального перемещения длина пути считается по пробегу грузовой платформы [10];

Vг и Vв - скорости перемещения груза по горизонтали и вертикали, м/мин, берутся по технической характеристике крана [10];

Тпр, Туст и Тотц - время на прицепку, установку и отцепку груза; для блоков можно приближенно принять: Тпр = 5-7мин, Туст = 2 мин и Тотц = 1 мин.

3.4.4. Расчет и выбор одноковшовых погрузчиков. Основное назначение этих погрузчиков - механизация процесса уборки сильно трещиноватой горной массы, погрузка которой краном невозможна, уборка штыба, получающегося в результате выпиливания блоков из массива. При небольших объемах погрузки блоков так же целесообразно применение погрузчиков. В этом случае ковш погрузчика заменяется на вилочные захваты. Для уборки трещиноватой горной массы применяются мощные погрузчики с ковшом емкостью 4 - 8 м3, а для уборки штыба - 0,85-2 м3. Технические данные советских погрузчиков приведены в работах [10] и [11].

Эксплуатационная производительность одноковшового погрузчика определяется по формуле:

$$Qч\ экс = 3600 \cdot Кв \cdot Кн \cdot V_п / Тц \text{ , м3/час,} \qquad (3.6)$$

где Кв - коэффициент использования погрузчика во времени; Кв=0,3-0,4;

Кн - коэффициент наполнения ковша Кн=0,5-1,25;

V - геометрическая емкость ковша или средний объем транспортируемых блоков, м3;

Тц - время цикла, сек.

Время цикла определяется по формуле

$$T_{ц} = \frac{t_1+t_2+t_3+t_4+t_5+t_6}{60}, \qquad (3.7)$$

где t_1 - время наполнения ковша или захвата блока, сек;

t_2 - время запрокидывания ковша, сек; t_2=8-6 сек.;

t_3 - время перемещения к месту разгрузки, сек, t_3=16-17 сек.;

t_4 - время разгрузки ковша или снятия с захватов блока, сек;

t_5 - время возвращения в исходный пункт с опусканием ковша, сек, t_5=8-12 сек.;

t_6 - время переключения рычагов, t_6=2 сек..

Время захвата блока погрузчиком t_1 =30 сек, время снятия блока с захватов при разгрузке на почве t_4 = 10 сек, а при погрузке в автотранспорт t_4 = 30 сек.

3.4.5. Потребное количество кранов или погрузчиков

$$N_{кр} = \frac{K_н \cdot Q'_{год}}{Q_{час} \cdot T_г}, \text{шт}, \qquad (3.8)$$

где, $K_н$ - коэффициент неравномерности отгрузки блоков; $K_н$=1,2;

$Q'_{год}$ - объем горной массы, отгружаемой в течение года с использованием кранов или погрузчиков, м3/год;

$T_г$ - годовой фонд работы крана, час.

3.5 Форма отчетности. Текст работы, расчетные формулы, результаты расчетов заносятся в тетрадь и предоставляются преподавателю.

4. ВЫБОР И РАСЧЕТ ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ДОБЫЧИ БЛОКОВ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Цель работы - изучение методики выбора и расчета вспомогательного камнедобывающего оборудования.

4.1. Исходные данные приведены в приложении.

4.2. Инструменты и принадлежности: чертежный инструмент, микрокалькулятор, тетрадь для лабораторных работ.

4.3. Литература, используемая для работы: [8], [9], [10], [11], [12], [13].

4.4. Порядок выполнения работы:

4.4.1. Определяется набор вспомогательного технологического оборудования. Он зависит от способа добычи блоков и принимаемого уровня механизации вспомогательных работ. К вспомогательному оборудованию относятся: специальные буровые установки, гидромониторы, гидравлические установки.

4.4.2. Выбор специальных буровых установок. Специальные буровые установки применяются в комплекте с пневмодвигателями и алмазными канатными пилами. В первом случае пробуренные экземпляры используются для установки в них пригнанных систем, а во второй - для захода в рез алмазного каната в начале резания.

Годовая производительность буровых установок определяется по времени:

$$Q_{год} = Q_{час} \cdot T \cdot K_в, \text{ м/год}, \qquad (4.1)$$

где $Q_{час}$ - часовая производительность бурения, м; определяется по технологической характеристике в интервале прочности горных пород месторождения (рис. 4.1).

$K_в$ - коэффициент использования буровой установки, $K_в = 0.8$;

Для буровых работ рассчитывается раздельно производительность вертикального и горизонтального бурения.

Тип и количество машин определяется исходя из общей потребности в бурении по технологической карте и технических данных буровых установок [6], [8], [12].

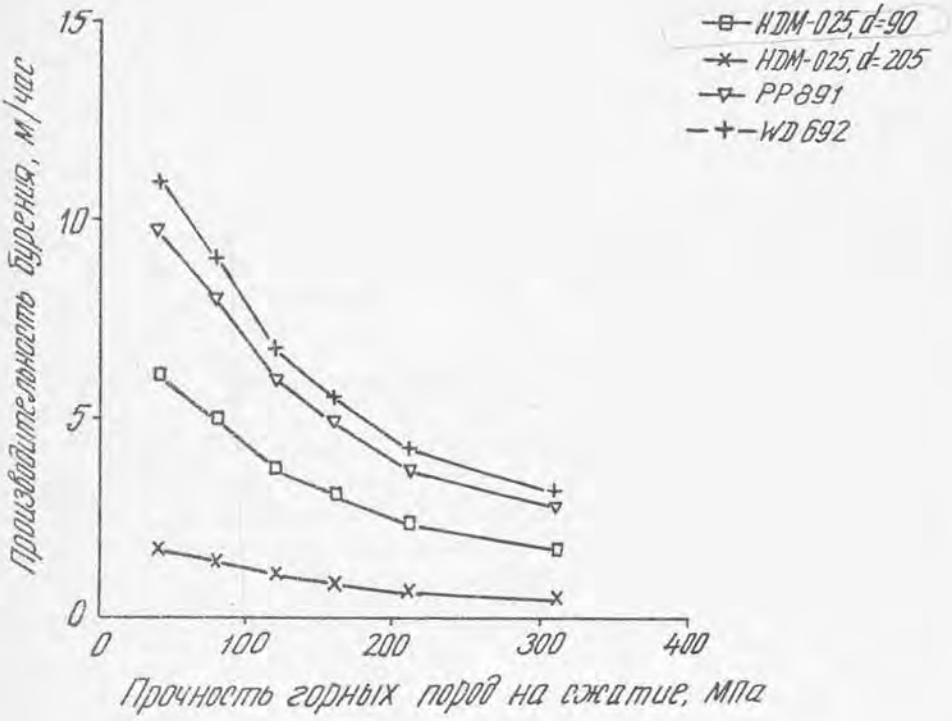


Рис.4.1 Зависимость производительности буровых установок от прочности горных пород

4.4.2. Расчет оборудования для опрокидывания монолита, отделенного от массива.

Опрокидывание монолита может производиться двумя способами: с помощью мощных тягачей или специальными гидравлическими домкратами. Иногда применяются комбинации из этих способов, а также применяются пневматические подушки.

Из предельного условия равновесия системы, находящейся под воздействием внешнего усилия F, приложенного в верхней части монолита высотой Ну, шириной Вм и весом Р получаем величину необходимого опрокидного усилия:

$$F \geq \frac{k \cdot P \cdot B_м}{2 \cdot H_у}, \text{ кг}, \qquad (4.2)$$

где k - коэффициент запаса, учитывающий трение монолита о массив; k=1,1 ÷ 1,2.

Тяговое усилие тягача или грузоподъемность гидравлических домкратов должны быть не ниже расчетного опрокидного усилия [6], [11], [12].

Отечественная промышленность гидродомкратов для этих целей не выпускает. К установке следует принимать гидродомкраты фирмы Бенетти Impiardo mod. 166 модификаций 166/1 и 166/2 грузоподъемностью 147 тонн и 166/3 грузоподъемностью 80 тонн или фирмы Пел- . тонн типа Titano грузоподъемностью 150 тонн.

Расчетное количество гидродомкратов определяется по выражению [37]:

$$N_{гд} = \frac{Q_{к\ год} \cdot K_н}{V_м \cdot T_{гд} \cdot N_{оп}}, \text{ шт}, \qquad (4.3)$$

где, $Q_{к\ год}$ - годовой объем горной массы, добываемой с использованием гидродомкратов, м3/год;

$K_н$ - коэффициент неравномерности работы гидродомкратов; $K_н = 1,1 \div 1,2$;

$V_м$ - средний объем монолита, отделяемого от массива;

$T_{гд}$ - годовой фонд работы гидродомкратов в днях; $T_{гд}$ = 250 дней;

Nоп – число опрокидываний в день; ввиду повышенной опасности работ опрокидывание монолитов производится только в светлое время суток, поэтому Nоп = 3 ÷ 4.

4.4.4. Расчет гидроклиновых устройств для раскола горных пород по линии бурения.

Расчетное число гидроклиньев по линии раскола определяется по выражению [8]:

$$n = \frac{100\,\sigma_p L_ш L_ш (1 - d/b)}{F_г K_{нр}} \qquad (4.4)$$

где, σ_p - прочность горной породы на растяжение, кг/см^2;

$L_ш$ - длина шпура (или высота раскалываемого монолита), м;

$L_р$ - длина линии раскола,м;

D - диаметр шпура,м;

b - шаг бурения.м;

$K_{нр}$- коэффициент, учитывающий текстуру горной породы и направление плоскости раскола к слоистости; для массивных пород $K_{нр}$=1; для слоистых рассчитывается по выражению $K_{нр} = (0{,}75+\cos\alpha)$;

α - угол падения слоистости.

$F_г$ - оптимальное разрывное усилие на один гидроклин гидроустановки; тонн

К установке могут приниматься гидроклиновые установки отечественного производства или импортные, данные по которым приведены в работе [8]. Кроме того, можно принять гидроклиновые установки фирмы Бенетти mod. Fluospek 186 с разрывным усилием одного гидроклина 295 т или mod. Fluospek 188 с усилием 270 т. Каждая установка оснащена шестью гидродомкратами [6].

4.4.5. Занести в тетрадь все расчеты и графические зависимости (рис. 4.1) с указанием рабочих точек.

4.5. Форма отчетности. Текст работы, расчетные формулы, результаты расчетов и графики заносятся в тетрадь и предоставляются преподавателю.

5. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ МЕХАНИЧЕСКОГО РЫХЛЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД БУЛЬДОЗЕРНО-РЫХЛИТЕЛЬНЫМИ АГРЕГАТАМИ

Цель работы - изучение методики расчета и выбора бульдозерно-рыхлительных агрегатов для механического рыхления горных пород.

5.1. Исходные данные приведены в Приложении.

5.2. Инструменты и принадлежности: чертежный инструмент, тетрадь для лабораторных работ.

5.3. Литература, используемая для работы: [10], [11],.

5.4. Порядок выполнения работы:

5.4.1. Определяется необходимое расчетное усилие на крюке бульдозерно-рыхлительного агрегата:

$$F_{кр\ р} = 10^{-2} \cdot Кн \cdot n \cdot Кец \cdot hр \cdot bпр \ , кН, \qquad (5.1)$$

где, Кн - коэффициент, учитывающий неравномерность сцепления горных пород, Кн=1,1-1,3;

n - количество зубьев рыхлителя;

Кец - средняя величина сцепления горных пород.

Принимается с учетом коэффициента структурного ослабления :

$$Кец = \lambda \cdot Кецо \ , кг/см2, \qquad (5.2)$$

где, λ - коэффициент структурного ослабления горной породы в массиве (Приложение 5);

Кецо - коэффициент сцепления в образце горной породы, МПа (Приложение 5);

hр - глубина рыхления, см. Для рыхлителей класса до 250 квт глубина рыхления принимается в пределах от 10 до 70 см;

bпр - приведенная ширина зуба рыхлителя, см. Для рыхлителей среднего класса bпр - 11 см.

5.4.2.По полученному значению усилия на крюке выбирается соответствующая модель бульдозерно-рыхлительного агрегата[10], [11].При этом следует иметь в виду,что расчетное усилие на крюке машины должно находится в пределах области эффективного использования мощности машины в режиме рыхления Модель рыхлителя выбирается по значению тягового усилия по кривым мощности в пологих частях характеристик вблизи ее максимума (Рис.5.1).

5.4.3.Зарисовать в рабочую тетрадь тяговую характеристику бульдозерно-рыхлительного агрегата.Определить по ней техническую скорость агрегата Vр в режиме рыхления.В случае,если расчетное усилие на крюке выходит за пределы области эффективного использования мощности машины,следует изменить глубину рыхления и выполнить расчет усилия заново.

5.4.4.Рассчитать оптимальное расстояние между соседними проходами рыхлителя

$$C = 0{,}95 \cdot hp \cdot ctg\varphi + bн \text{ ,м ,} \qquad (5.3)$$

где, φ - угол наклона боковых стенок прорези;для выветрелых,сильно трещиноватых пород он составляет 31-36 град.,для глин и суглинков - 23-25 град.,для почвенно-растительного слоя с глиной - 18-22 градусов;

bн - ширина наконечника в нижней части сечения,м; в расчетах принять bн = 1,5bпр.

5.4.5.Определить производительность бульдозерно-рыхлительного агрегата на операции рыхления

а)при параллельных проходах

$$Qp = \frac{3600 \cdot C \cdot hp \cdot Киг \cdot Кир \cdot n}{1/Vp + 1/Vxx + t1/L_1}, \text{ м3/час,} \qquad (5.4)$$

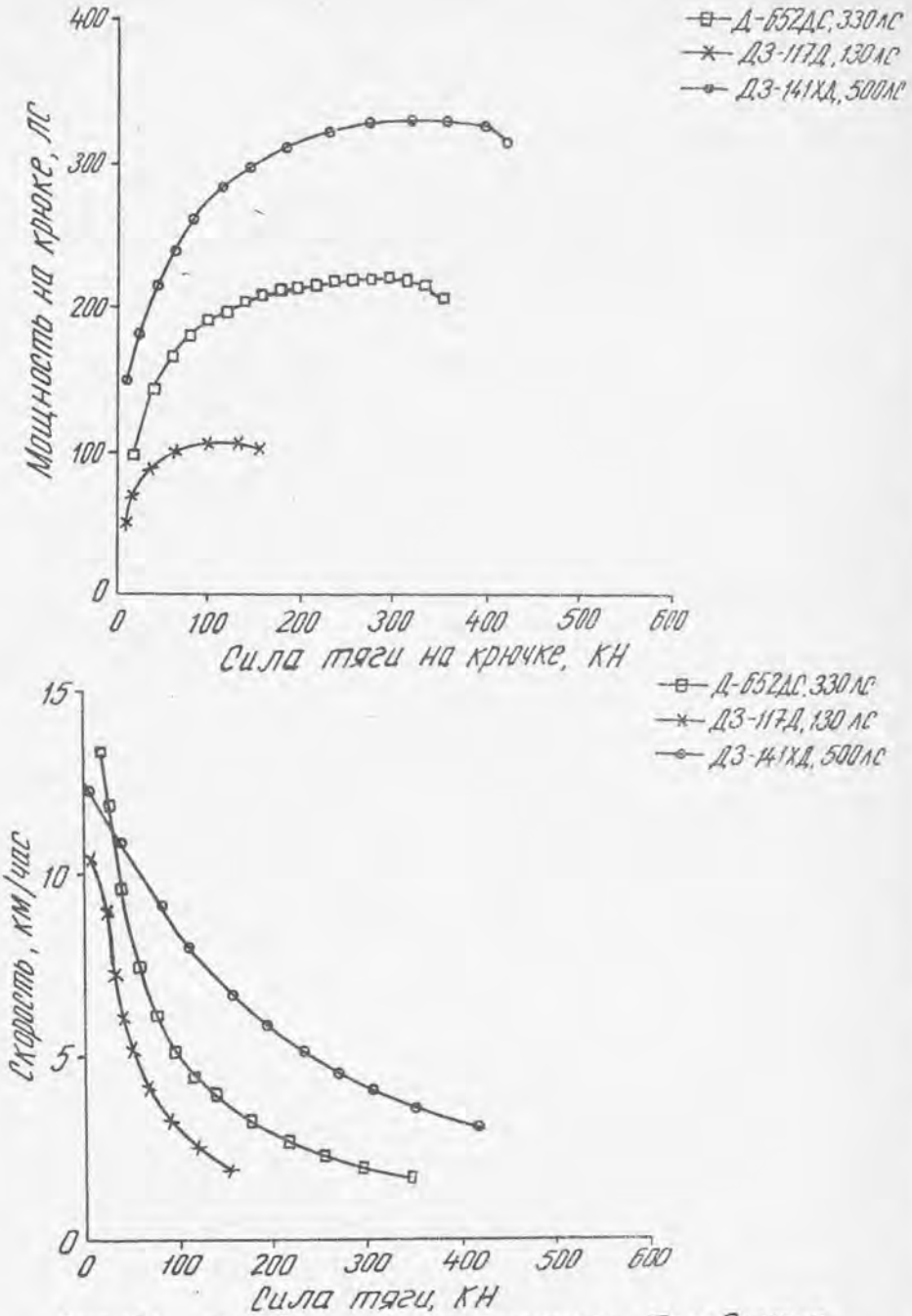


Рис. 5.1 Тяговые характеристики бульдозерно-рыхлительных агрегатов

б)при параллельно-перекрестных проходах

$$Qp' = \frac{3600 \cdot C \cdot hp \cdot Киг \cdot Кир \cdot n}{2(1/Vp+1/Vxx)+t_1(1/L_1+1/L_1')}, м3/час, \quad (5.5)$$

где, Vp - скорость рыхления, м/сек.; принимается по тяговой характеристике бульдозерно-рыхлительного агрегата;

Киг - коэффициент использования глубины рыхления; при параллельных проходах Киг=0,52-0,70, при параллельно-перекрестных проходах Киг=0,65-0,80;

Кир - коэффициент использования рыхлителя; Кир=0,7-0,8;

Vxx - скорость холостого хода агрегата м/с; Vxx= 2,2-2,4 м/с;

t_1 - время переезда рыхлителя на следующую борозду, сек; t_1=30-60 с;

L_1 и L_1' - соответственно, длина параллельного и перекрестного реза, м.

При работе агрегата по челночной схеме без холостых перегонов выражение 1/Vxx в формулах (5.4) и (5.5) опускается.

5.4.6. Определить фактическую производительность агрегата с учетом времени на бульдозерные работы. Принять в расчете, что агрегат занят на бульдозировании горной породы 30% рабочего времени машины.

5.5. Форма отчетности. Все расчетные формулы и результаты расчетов заносятся в тетрадь по практическим работам и представляются преподавателю.

6. МЕТОДИКА РАСЧЕТА И ВЫБОРА БУЛЬДОЗЕРОВ

Цель работы - изучение методики расчета и выбора бульдозеров при разработке с перемещением пород для последующей погрузки.

6.1. Исходные данные приведены в приложении 5.

6.2.Инструменты и принадлежности:чертежный инструмент, тетрадь для лабораторных работ.

6.3.Литература,используемая для работы: [3].

6.4.Порядок выполнения работы:

6.4.1.Определяется продолжительность одного цикла бульдозирования

$$Tц = L_1/V_1 + L_2/V_2 + (L_1 + L_2):Vз + tп + 2tр, \text{ сек}, \quad (6.1)$$

где, L_1 - длина пути резания грунта,м;
V_1 - скорость перемещения бульдозера при резании пород,м/с;
L_2 - расстояние транспортирования породы,м;
V_2 - скорость движения бульдозера с горной породой,м/с;
Vз - скорость холостого хода,м/с;
tп - время переключения скоростей,с;
tр - время одного разворота трактора,с;t=10 сек.

6.4.2.Принять необходимые расчетные элементы Тц по нормам технологического проектирования [3] и приложению 5.

6.4.3.Определить часовую производительность бульдозера в плотном теле при разработке грунта с перемещением:

$$Пс = 3600 \cdot V \cdot Ку \cdot Ко \cdot Кп \cdot Кв / (Кр \cdot Тц), м3. \quad (6.2)$$

где, V - объем грунта в разрыхленном состоянии,перемещаемый отвалом бульдозера:

$$V = Lот \cdot h_{от} \cdot a / 2, м3. \quad (6.3)$$

где, Lот - длина отвала бульдозера,м;
$h_{от}$ - высота отвала бульдозера,м;
a - ширина призмы перемещаемого грунта:

$$a = h / tg\varphi, м, \quad (6.4)$$

где, φ - угол естественного откоса грунта (30-40 градусов);
Ку - коэфф-т,учитывающий уклон на участке работы бульдозера:

Уклон,%	0	+10	+20	> 20	-10	-20 и >
Значения Ку	1,0	0,95	0,8	0,6	1,1	1,3

где, Ко - коэффициент,учитывающий увеличение производительности при работе бульдозера с открылками (отвал ящичного типа);Ко=1,15;
Кп - коэффициент, учитывающий потери породы в процессе ее перемещения; Кп =1- βL_1; β = 0,008÷0,004;большие значения для рыхлых сухих пород;
Кв - коэффициент, учитывающий использование бульдозера во времени;Кв = 0.8; при перемещении взорванной скальной горной массы Кв = 0,75;
Кр - коэффициент разрыхления грунта принимается по нормам технологического проектирования [3] табл.IV.1.

6.4.4.Определить производительность бульдозера при использовании его только на планировочных работах:

$$Ппл = 3600 \cdot Tсм L_1 (Lот \cdot Sin\alpha - c) Кв / [n(L_1 / V + tp)], м2/см, \quad (6.5)$$

где, L_1 - длина планируемого участка,м,(Приложение 5);
α - угол установки отвала бульдозера к направлению его движения, α = 90 град;
с - ширина перекрытия смежных проходов,м;с = 0,3-0,5 м;
n - число проходов бульдозера по одному месту; n = 1÷2;
V - средняя скорость движения бульдозера при планировке,м/с, соответствующая обычно первой или второй передаче трактора, V = 2,2-2,4 м/сек.

6.5.Форма отчетности.Все расчетные формулы и результаты расчетов заносятся в тетрадь по практическим работам и представляются преподавателю.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1.Добыча и обработка природного камня:Справочник/Под общей ред.А.Г.Смирнова -М.:Недра,1990.

2.Нормы технологического проектирования предприятий промышленности по добыче и обработке облицовочных материалов из природного камня.Вторая редакция.-Л.:Союзгипронеруд,1976.

3.Нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов.-Л.:Стройиздат,1977.

4.Дойл У.Табличный процессор Суперкалк для персонального компьютера:Пер.с англ.-М.:Финансы и статистика,1987.-320с.

5.Справочник по добыче и переработке нерудных строительных материалов./Под ред.В.Я.Валюжанича.-Л.:Стройиздат,1975.

6.Технические характеристики технологического оборудования для добычи блоков.:Рекламный каталог.-Италия,Каррара, фирма "Бенеттимаккине",1990.- 50 с.

7.Методические указания к практическим занятиям по дисциплине "Добыча строительных горных пород","Расчет технологических процессов на добыче блочного камня" для студентов специализации "Открытая разработка месторождений"-Екатеринбург,УГИ,каф.РМОС,1992г.

8.Оборудование для добычи и обработки природного камня:каталог -М.:Объединение "Машмир",1993.

9.Гидроклиновые устройства для разработки горных пород и пути их усовершенствования:Обзорная информация /Гайдуков Э.Э.-М.:ЦНИИТЭстроймаш,1985.

10.Строительные машины и оборудование:Справочник для строительных специальностей вузов и инженерно-технических работников. -М.: Высшая школа,1991.- 456 с.

11.Технологическое оборудование на карьерах:Справочник/Под общей ред.В.С.Виноградова.-М.:Недра,1981.

12.Технические характеристики технологического оборудования фирмы "Пеллегрини":Рекламный каталог.-Италия,Верона, фирма "Пеллегрини" 1990.- 80 с.

13.Оборудование для добычи и обработки природного камня:Отраслевой каталог-Бадумян К.Л.,Барсегян Э.Е.и Мсрян Ф.А.:ЦНИИТЭстроймаш, 1987.

Приложение 1

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ПОСТРОЕНИЯ РАЗВЕРНУТЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК КАМНЕРЕЗНЫХ И БУРОВЫХ МАШИН

Показатели	Варианты			
	1	2	3	4
Базовый аналог для закономерности изменения производительности	Камнерезная машина с кольцевой фрезой (приложение 2)		Перфораторное бурение шпуров [2] табл.14	Станок БМК-4М [5] табл.37
Типы и марки машин которых строятся характеристики	Баровые камнерезные пилы КМХ-2,ST-30VH, CMP-076,JET BELT 990. (приложение 3)	Канатные пилы CMP-083,Alpha840, TL920,BETA 870. (приложение 4)	Строчечные буровые установки ТВ-602,ТВ-610, ТВ-611.[6]	Буровые станки PP691,HDM025, WD692.[6]

Приложение 2

ЗАВИСИМОСТЬ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАМНЕРЕЗНОЙ МАШИНЫ СМР-028А ОТ ПРОЧНОСТИ ГОРНОЙ ПОРОДЫ

Прочность горных пород на сжатие, МПа	400	600	800	1000	1200
Производительность камнерезной машины, м2/час (2 фрезы)	3,85	2,7	1,7	1,1	0,6

На поперечном резании следует применять поправочный коэфициент К = 0,45

Приложение 3

Технические характеристики баровых камнерезных машин

Показатели	Типы машин			
	КМХ-2	ST-30VH	CMP-076	JET BELT 990
Мощность привода, квт	39,2	25,0	25,5	55,0
Производительность, м2/ч				
при прочности 70 МПа			4,6	
100 МПа				4-5,6
160 МПа			1,5	
Тип режущего органа	Цепь с твердосплавными резцами			Алмазная лента
Глубина пропила, м				
-вертик.рез	2-3,0	2-3,0	2,04	1,7-4,8
-горизонт.рез	2,0	2,0	1,5	-
Скорость резания, м/с	0,6-1,25	0,3-1,4	0,33-1,33	15,0
Расход воды, л/мин.		8,0		100,0
Вес, кг	4500	2600		4400
Изготовитель	Болгария	ФРГ	СССР	Италия Ф.Benett machin
Скорость передвижения машины, см/мин.	2-10	2-10		
-твердые породы	0,65-12,8			
-мягкие породы	1,25-23,0	2-15		
Предел прочности на сжатие, кг/см2		5000		
Давление породы				
Габаритные размеры, мм				
ширина	1950		2100	
длина	2090		1900	
высота	1775		1890	

Приложение 4

Техническая характеристика камнерезных машин с алмазным канатам

Показатели		Типы машин			
		CMF-083	TL 920	Alpha 840	BETA870*
Мощность привода, квт		41	14,7	30-37	37-55
Производительность, м2/ч для камня прочностью	75 МПа	8,87	6,0	8,0	12,0
	120 МПа	5,3	5,0	6,0	7,0
Размеры выпиливаемых блоков, м					
длина		2,6	15,0	15-20	15-20
ширина		1,4	1-1,25	1-2,5	1-2,5
высота		1,4	5-6	5-6	5-10
Длина каната, м		20-25	20-35	25-70	25-70
Диаметр каната, мм		10-12	10	10	10
Осевое усилие, кг		100	-	-	-
Вес, кг		3000	641	1020	1525
Скорость резания, м/с		1,7...26	-	40	40
Расход воды, л/мин.		15	15	25	25-40
Изготовитель		СССР	Италия фирма Benetti-macchine		

* Машина BETA 870 применяется для прочных горных пород типа гранита

Приложение 5

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ
для расчета технологического оборудования для добычи блочного камня

Показатели	Обозначение	Варианты			
		1	2	3	4
1	2	3	4	5	6
1. Тип горной породы		Мрамор белый	Мраморизов. известняк розовый	Гранит серый	Серпентенит антигоритовый
2. Залегание пород пород		Спокойное, горизонтальными слоями. Без явно выражен. слоистости	Крутопадающее <70 гр. Явно выраженная слоистость	Спокойное горизонтальными слоями. Слои разделены трещинами	Линзообразное, слоистость по 3 сист. трещин
3. Тектоническая характеристика месторождения		1 система трещинов. Азимут падения 345 град., угол падения 0-90 град., частота трещин редкая	Три системы трещинов. 1-азимут падения 350 град., угол падения 70град.; 2-азимут падения 240 град., угол падения 30-75 град.; 3-азимут падения, 15-30 град.	Две системы трещинов. 1-гориз. по постельной слоистости через 1,5-3,5 м; 2-азимут падения 350 град., угол падения 90 град., расстояние между трещинами 6-7м	Три системы трещино 1-азимут 24 град., угол падения 80 гр 2-азимут падения 11 град., угол падения 62 град; 3-азимут падения, 284 град., угол падения 46 град.

Продолжение 1 Приложения 5

1	2	3	4	5	6
			Расстояние между трещинами отдельности: 0,15-2,0 м Преобладают трещины: 1 и 2 систем		Расстояние между щинами отдельности 2,0-3,0 м Раскол по: 3 сист.хорошо, 1 сист. удовлетв., 2 сист. плохо
4. Вскрышные породы		Мрамор эрозированный	Эрозированный известняк	Выветрелый гранит	Выветрелые серпентиниты
5. Мощность вскрыши, м	Нв	8,7	1,0-12,0	1,5	0,5-1,5
6. Прочность пород, кг/см2					
- на сжатие,	$\sigma_{сж}$	600	1200	950	1450
-на растяжение,	$\sigma_{р}$	60	40	70	85
7. Сцепление вскрышных пород в образце, Кецо, кг/см2		250	220	350	590
8. Коэф-т структурного ослабления		0,15	0,075	0,25	0,3
9. Годовой фонд работы оборудования, час	Тг	6075	6075	4050	4050
10. Коэф-т использования машинного времени камнерезн. машины, бурового станка,					
бульд. рыхл. агрегата,	Кбр	0,7	0,80	0,75	0,7
11. Размеры участка, м:					
-длина,	L1	50	75	150	200
-ширина,	L1'	25	35	50	100

Продолжение 2 Приложения 5

1	2	3	4	5	6
12. Расст. транспоритровки породы бульдозером м,	L2	25	50	50	75
13. Длина отвала бульдозера, м,	Lот	4,31	4,31	4,31	4,31
14. Высота отвала,	hот	1,37	1,37	1,37	1,37
15. Значения параметров для расчета рыхлителей и бульдозеров					
	tп, сек.	6	6	6	6
	tр, сек.	10	10	10	10
скорости		0,3	0,3	0,3	0,3
	V1, м/сек.				
	V2, м/сек.	0,67	0,67	0,67	0,67
	V3, м/сек.	1,0	1,0	1,0	1,0
	L1, м	17	17	17	17
16. Годовая производительность картера по блокам, т.м3,	Qк. год	30	10	15	5
17. Коэф-т выхода блоков из горной массы,	Кв	0,31	0,65	0,30	0,55
18. Размеры отделяемого монолита, м	LмхВ мх	Нм15х1х4,5	20х1,5х3	6х1,5х3	5х1,5х3
19. Объемный вес, кг/см2		2,7	2,45	2,8	2,75
20. Диаметр шпуров строчечной установки, м.		0,040	0,040	0,034	0,040

Приложение 6

Технические характеристики деррик-кранов

Тип крана	DK 20	DK 25	DK 30	DK 40S	DK 50S
Грузоподъемность,т:					
- максимальная	20	25	30	40	50
- при макс.вылете стрелы	15	20	25	30	40
Вылет стрелы,м:	Для всех типов кранов:				
-максимальный	20	25	30	35	40	45	50
- при макс.грузоподъемности	18,5	23	27,5	32,5	36,5	41	45,5

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ПРАКТИЧЕКИХ РАБОТ ПО ДИСЦИПЛИНЕ

ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Специальность
21.05.04 Горное дело

Специализация
№3 «Открытые горные работы»

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Авторы: Кокунин Р.В., к.т.н.
Кокунина Л.В., к.т.н.

Екатеринбург
2019

С О Д Е Р Ж А Н И Е

	стр.
В В Е Д Е Н И Е	4
Р а б о т а 1. Изучение особенностей геологического строения месторождения и оценка полноты сведений в геологическом отчете	5
Р а б о т а 2. Обоснование схем вскрытия и расчет параметров вскрышных работ на месторождениях природных облицовочных камней	9
Р а б о т а 3. Выбор рационального способа подготовки блоков природного камня к выемке	11
Р а б о т а 4. Расчет основных параметров системы разработки месторождений облицовочного камня	19
Р а б о т а 5. Расчет параметров предохранительного взрывания на вскрышных работах и добыче блочного камня	29
Р а б о т а 6. Расчет параметров технологии добычи блоков облицовочного камня невзрывчатыми разрушающими средствами	39
Список литературы	44
Приложения	45

В В Е Д Е Н И Е

Руководство по выполнению практических работ разработано на основании рабочей программы дисциплины "Разработка строительных горных пород" для студентов специализации "Открытая разработка месторождений" специальности 09.05 "Открытые горные работы".

Практические занятия проводятся на 7 семестре.

Основная цель практических занятий заключается в освоении студентами практических навыков в проектировании карьеров по добыче нерудных материалов и блоков природных облицовочных камней с учетом специфических технологических требований к производству горных работ.

При изучении открытой разработки месторождений строительных горных пород предусмотрено широкое ознакомление студентов со специальной литературой. В связи с этим некоторые справочные данные не приводятся в руководстве, а даются ссылки на первоисточник.

В процессе выполнения практических работ студент должен закрепить лекционный материал по основным разделам курса, освоить методы расчета технологических процессов добычи строительных горных пород, используя их при проектировании карьеров и подготовке календарных планов развития горных работ.

Отдельные специальные вопросы, не достаточно полно освещенные в литературе, разработаны более подробно в настоящих методических указаниях. Ряд сложных технологических расчетов предполагается выполнить на индивидуальных занятиях.

Приведенные в настоящем руководстве рекомендации и методики расчетов могут использоваться при подготовке дипломного и курсового проектов по добыче и переработке строительных горных пород.

Работа N1

ИЗУЧЕНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ГЕОЛОГИЧЕСКОГО СТРОЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ И ОЦЕНКА ПОЛНОТЫ СВЕДЕНИЙ В ГЕОЛОГИЧЕСКОМ ОТЧЕТЕ

Цель работы - научиться работать с геологической документацией, определять целесообразность разработки месторождения на облицовочный камень.

1.1.Исходные данные:

-геологический отчет по одному из месторождений строительных горных пород;

-стандарт "Горная графическая документация.Обозначения условные полезных ископаемых,горных пород и условий их залегания"[13];

-государственные стандарты на блоки и плиты из природного облицовочного камня,нерудные материалы,изделия архитектурно-строительные щебень и песок декоративный [2],[3],[8],[9],[10],[11],[12].

1.2.Инструменты и принадлежности:чертежный инструмент,тетрадь для лабораторных работ.

1.3.Порядок выполнения работы:

1.3.1.Изучить условные обозначения ,необходимые для чтения геологической техдокументации (рис.1.1 и 1.2).

1.3.2.Изучить представленный геологический отчет на предмет использования горной породы месторождения в качестве сырья для строительных материалов.

1.3.3.Выписать из отчета в тетрадь основные характеристики горных пород и особенности геологического строения месторождения:

-генетическое происхождение,минеральный и петрографический состав,физико-механические свойства,качественные и технологические характеристики горных пород;

-тектонические особенности,закономерности развития трещиноватости;

-гидрогеологию месторождения;

Графическое изображение	Наименование
С-21 / 354,6 ○ 0,2 / 8,0	Разведочная скважина: слева — номер скважины / абсолют. отметка устья скв.; справа — мощность почв. раститт. слоя / мощность рыхлых отложений
С-70 / 357,1 ● 0,2 / 3,3	Вскрышные скважины
С-2^{г} / 351,8 ◉	Гидрогеологические скважины
———	– по категории А
— — —	– по категории В Границы запасов
——— · ———	– по категории C_1
⊢——⊣ ⊢——⊣	Проектный контур карьера
	Вскрышной уступ
	Отвальный уступ (откос)
353.5 / 353.5 327.7	Добычный уступ (подуступ) по блочному камню и отметка верхнего основания
350(347)	Изогипсы кровли полезной толщи горных пород в скобках - свежих, за скобкой - запрокинутых выветр.
3	Изолинии мощности рыхлой вскрыши

Рис. 1.1. Условные обозначения, применяемые в геологической документации

Условное обозначение	Наименование
	Дресва
	Песчаник средне-зернистый
	Слой почвенно-растительный
	Известняк
	Доломит
	Гранит в общем виде
	Мрамор
	Серпентинит

Рис. 1.2. Условные обозначения строительных горных пород

-горно-технические условия разработки месторождения;
-запасы полезного ископаемого.

Материал изложить кратко, без излишних подробностей.

1.3.4. По данным геологического отчета определить:

-основные области использования основной и попутно добываемых горных пород,

- соответствие горной породы качественным требованиям получаемых из нее строительных материалов,
- блочность и декоративность (для пород, рекомендуемых в качестве природного облицовочного камня),
- конъюнктурный спрос на внутреннем и внешнем рынке. Если это не указано в отчете, изложите свои соображения по имеющимся у Вас сведениям.
- нанести на геологическом плане направления основных систем трещиноватости.

1.3.5. Оцените качество выполненного геологического отчета, его достоинства и недостатки. Укажите какие данные следовало бы привести дополнительно в отчете для полной характеристики горной породы, как сырья для строительных материалов.

1.4. Форма отчетности. Представляется отчет по п.п. 1.3.1 - 1.3.5.

Работа №2

ОБОСНОВАНИЕ СХЕМ ВСКРЫТИЯ И РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ВСКРЫШНЫХ РАБОТ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ПРИРОДНЫХ ОБЛИЦОВОЧНЫХ КАМНЕЙ

Цель работы - изучение способов вскрытия и обоснование основных параметров вскрышных работ на месторождениях природных облицовочных камней.

2.1.Исходные данные :

- геологический отчет по одному из месторождений природного облицовочного камня.

2.2.Литература,используемая для работы:[1],[4],[5],[6],[14].

2.3.Инструменты и принадлежности:чертежный инструмент, микрокалькулятор,тетрадь для лабораторных работ.

2.4.Порядок выполнения работы:

2.4.1.На основе данных о месторождении принять:

- способ вскрытия месторождения [1],[6];
- место заложения и способ проходки въездной траншеи [4],[5];
- способ подготовки к выемке вскрышных горных пород [1],[14];
- состав и содержание предохранительных мероприятий в случае производства буровзрывных работ [14].

При выборе схемы вскрытия и места заложения въездной траншеи учитываются:

- мощность,ширина и протяженность,угол и азимут падения залежи;
- порядок отработки месторождения;
- место расположения перерабатывающего предприятия и пунктов примыкания к автомобильным и железно-дорожным магистралям.Трассы от карьера к этим объектам должны быть кратчайшими.

Капитальные въездные траншеи целесообразно закладывать за пределами утвержденных запасов,с тем,чтобы при строительстве с

применением буровзрывных работ не вызывать нежелательных разрушений, в отрабатываемой части месторождения.

В случае применения схемы с внутренним заложением траншей проходка ее должна осуществляться, как правило, добычным оборудованием без применения буровзрывных работ.

Способ подготовки к выемке вскрышных пород должен обеспечивать сохранность основного массива блочного камня от разрушения.

Сильно выветрелые горные породы с относительно невысоким сцеплением (7...10 МПа) целесообразно подготавливать к выемке бульдозерно-рыхлительными агрегатами [14].

Прочные скальные трещиноватые породы подготавливаются к выемке либо добычным способом, либо с применением буровзрывных работ.

Применение буровзрывных работ целесообразно при мощности слоя выветрелых пород более 4 м с обязательным выполнением предохранительных мероприятий, изложенных в работе 5(п.5.4.1).

При проходке въездных траншей кроме того целесообразно устройство вертикальных щелевых экранов, предохраняющих от разрушения основной массив в зоне контакта с траншеей [14].

2.4.2. Рассчитать ширину основания и уклон въездной траншеи для двухполосного движения автомобилей, проходимой экскаватором в соответствии с требованиями норм технологического проектирования [4] и правил безопасности [15]. Нанести карандашом на плане карьера контуры въездной траншеи.

Тип экскаватора и автомобиля принять по приложению 1.

Угол откоса бортов траншеи принять по нормам технологического проектирования для нерудных предприятий [5].

2.5. Форма отчетности. Представляются аргументированные ответы по п.п.2.4.1, 2.4.2 и план месторождения контурами въездной траншеи.

Работа №3

ВЫБОР РАЦИОНАЛЬНОГО СПОСОБА ПОДГОТОВКИ БЛОКОВ ПРИРОДНОГО КАМНЯ К ВЫЕМКЕ

Цель работы - изучение методики выбора и обоснования способа добычи блоков природного камня.

3.1. Исходные данные: геологический отчет по месторождению облицовочного камня.

3.2. Литература, используемая для работы: [1], [4], [7], [16], [17], [18].

3.3. Инструменты и принадлежности: чертежный инструмент, микрокалькулятор, тетрадь для лабораторных работ.

3.4. Порядок выполнения работы.

3.4.1. На основе данных о месторождении принять:

- тип камнераспиловочного станка в камнеобрабатывающем цехе [1] табл.8.2 и 8.3 - для твердых и вязких пород, табл.8.4 и 8.5 - для пород средней прочности, (см. рекомендации в приложении 2);
- способ добычи блоков и тип основного добычного оборудования [1], [7], [16], [17] (см. приложение 3).

При выборе типа камнераспиловочного станка следует учитывать геологическое строение месторождения в части возможности получения блоков требуемых размеров.

В идеальном случае рабочее пространство камнераспиловочного станка должно загружаться одним блоком, размеры которого соответствуют размерам рабочего пространства. Однако возможен вариант загрузки станка несколькими блоками. В этом случае станок должен иметь приспособление для крепления блоков. Во всех случаях рабочее пространство станка должно загружаться полностью.

Принять необходимые размеры блоков ($L_б$, $B_б$, $H_б$), исходя из размеров рабочего пространства камнераспиловочного станка.

Выбирая способ добычи блоков, следует руководствоваться следующими положениями.

Для мягких пород и средней твердости типа туфа, известняка, ракушечника, травертина, мраморизованного известняка, мрамора и подобных им применяется, как правило, камнерезный способ добычи:

- машинами с кольцевой или дисковой фрезой при высоте уступа H_y и ширине монолита $B_м$ не более 1 м, [16];
- баровыми машинами с твердосплавными резцами при H_y и $B_м$ от 1,5 до 3 м, [16];
- баровыми камнерезными машинами с алмазным режущим органом - только вертикальные резы при H_y от 1,7 до 4,8 м, [17];
- канатными геликоидальными пилами при H_y =3÷6 м и $B_м$=1,5÷2м, [17];
- алмазными канатными пилами при H_y до 6 м и ширине монолита $B_м$ до 3 м, [17]. При этом вертикальный продольный рез целесообразно выполнять пилой с геликоидальным канатом, специальной канатной пилой мод. "200" или баровой машиной с алмазным режущим органом.

Для крупнокристаллических разновидностей этих пород с явно выраженным напластованием иногда целесообразно применение буроклинового способа.

В отдельных случаях возникает необходимость применять комбинированные способы отделения монолитов от массива. Наиболее типичные комбинации: камнерезные машины с кольцевой фрезой или баром на продольном резании и буроклиновой метод - на поперечном; канатная геликоидальная пила на вертикальном резании и буровзрывной метод - на горизонтальном, алмазная баровая камнерезная машина на вертикальном резании и алмазная канатная пила на горизонтальном.

Камнерезные машины с кольцевой или дисковой фрезой и баровым режущим органом применяются на месторождениях с пологим залеганием.

При наклонном или крутом залегании целесообразно применение канатных пил или буроклинового способа добычи блоков.

Примеры типовых схем добычи блоков мягких пород и средней прочности приведены на рис. 3.1.

Для прочных горных пород типа гранитов и аналогичных изверженных пород применяются следующие способы отделения блоков и монолитов от массива:

-буроклиновой;
-буровзрывной;
-термогазоструйный;
-с применением неварывчатых разрушающих средств (НРС);

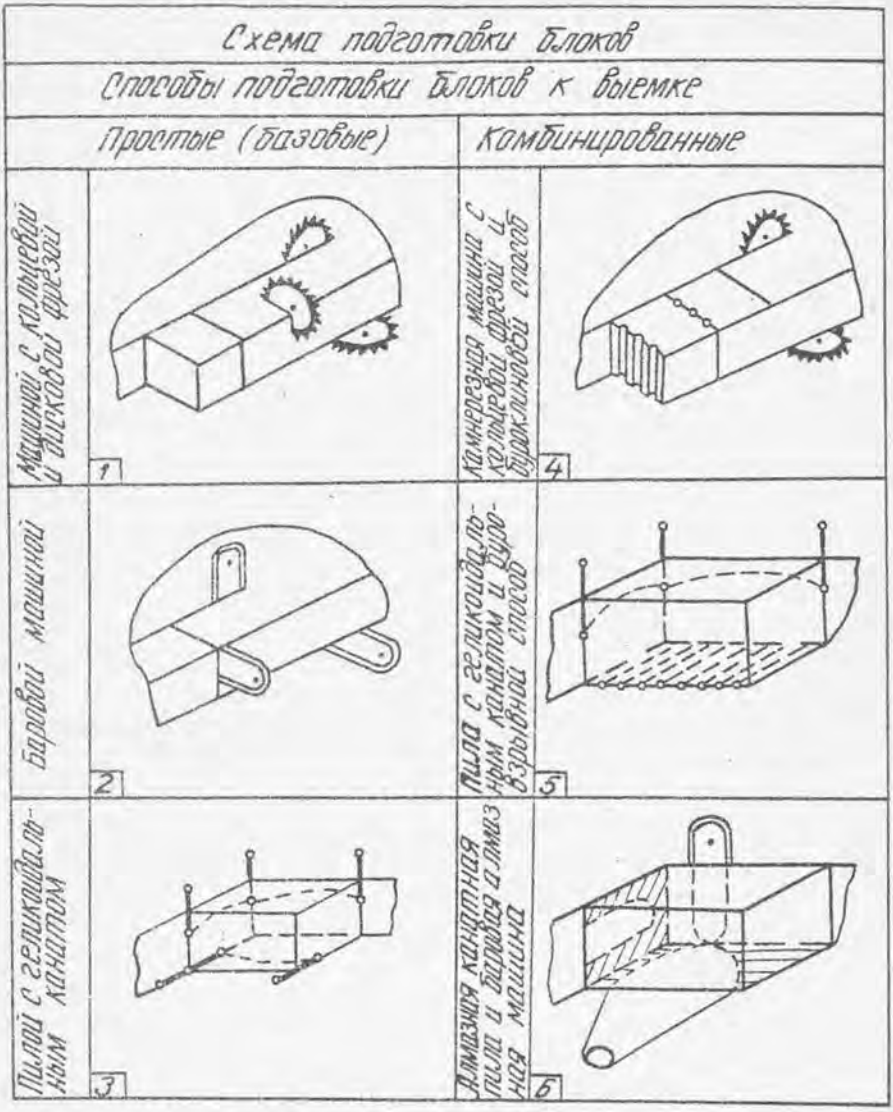


Рис. 3.1. Схемы подготовки к выемке блоков из осадочных и метаморфических горных пород (типа мраморов, известняков)

-комбинированный из перечисленных выше способов.

Процесс получения блоков может быть одностадийным или многостадийным.

В первом случае сразу отделяются от массива готовые блоки, размеры которых соответствуют размерам рабочего пространства камнераспиловочного станка.

Во втором - от массива отделяется крупный монолит, который разделяется затем на блоки с необходимыми размерами. Для камнерезных машин с кольцевой или дисковой пилой и баром с твердосплавными резцами процесс добычи, как правило, одностадийный, в остальных случаях - многостадийный.

Добыча блоков из прочных горных пород при простых способах подготовки к выемке производится в одну стадию, а при комбинированных способах - в две стадии и более.

Типовые схемы добычи блоков из прочных пород приведены на рис. 3.2.

При выборе добычного оборудования необходимо согласовать параметры рабочего пространства камнераспиловочного станка с размерами отделяемых монолитов и блоков.

3.4.3. Произвести окончательный выбор способа подготовки блоков к выемке на основе анализа технологических характеристик различных способов добычи (рис. 3.3 и 3.4). Выбранный Вами способ добычи должен быть наиболее производительным.

При этом следует иметь в виду, что применение на добычных работах камнерезных и баровых машин с алмазным режущим органом необходимо специально обосновать, в связи с тем, что отечественная промышленность не выпускает эти машины и инструмент к ним.

Применение этих машин возможно только в тех случаях, если блоки или изделия из них пользуются спросом на внешнем рынке и возможен обмен их на оборудование по бартерным сделкам.

Запишите в тетрадь типы выбранного оборудования, размеры рабочего пространства камнераспиловочного станка, монолитов и блоков.

Начертите в тетрадь схему добычи блоков принятого Вами способа для условий рассматриваемого месторождения.

Дайте краткое обоснование принятых решений.

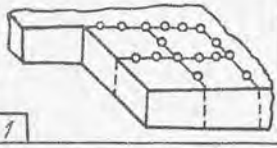
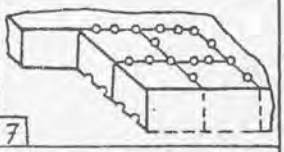
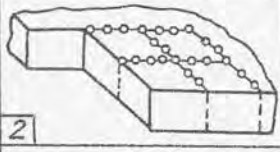
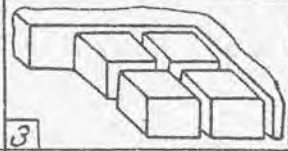
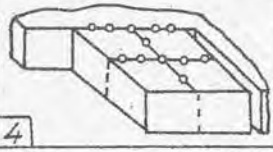
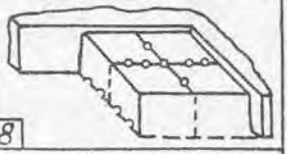
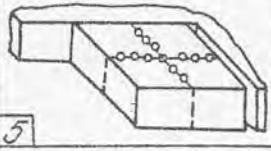
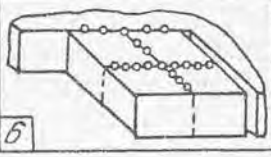
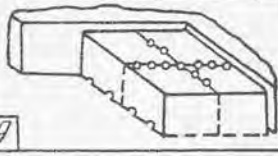
Способы подготовки блоков к выемке		Схема подготовки блока	
		При наличии пологих трещин	Без пологих трещин
Простые (базовые)	Буровзрывной		
	Буроклиновой		—
	Термический		—
Комбинированные	Термовзрывной		
	Термоклиновой		—
	Термовзрыво-клиновой		

Рис. 3.2. Схемы подготовки к выемке блоков из изверженных горных пород (типа гранитов)

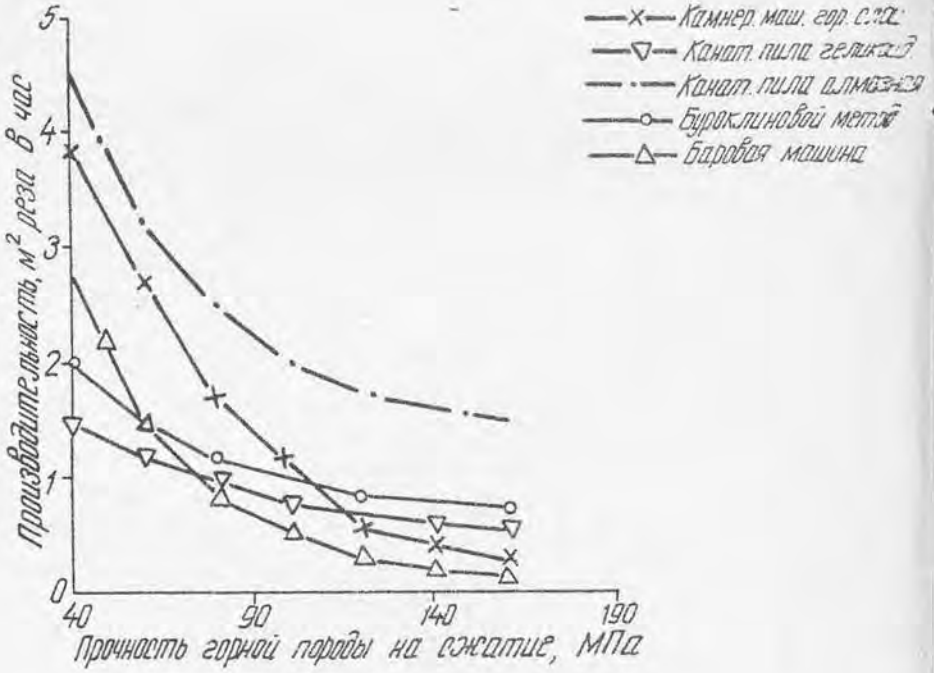


Рис. 3.3. Средняя производительность рабочего основной профессии на добыче блоков группы осадочных и метаморфических горных пород

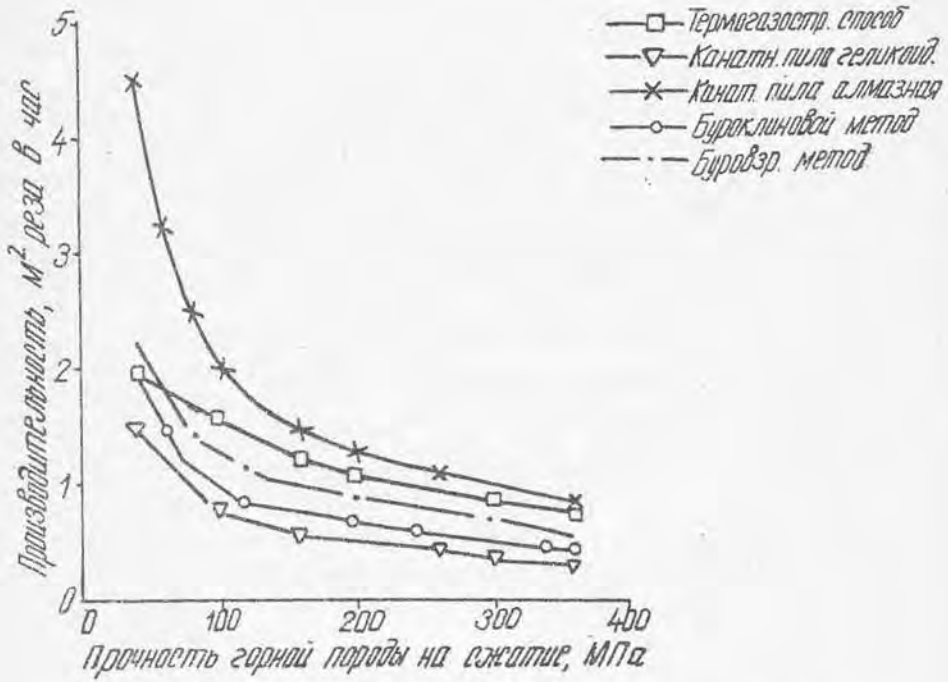


Рис. 3.4. Средняя производительность рабочего основной профессии на добыче блоков изверженных горных пород типа гранита

3.4.4. Рассчитайте срок службы карьера

$$T_{сл} = \frac{З \cdot К_в}{Р_б}, \text{ лет,} \qquad (3.1)$$

где, З - суммарные запасы полезных ископаемых по категориям А,В и $С_1$, тыс.$м^3$;

$К_в$ - коэффициент выхода блоков из горной массы;

$Р_б$ - производственная мощность карьера по блокам. Производственная мощность по блокам принимается исходя из запасов месторождения и конъюнктуры внешнего и внутреннего рынка на блоки и изделия из них, но не менее 3 тыс.$м^3$ в год. [4].

3.4.5. Определить годовую производительность карьера по горной массе на добычных работах:

$$Q_{к\ год} = Р_б/К_в, м^3/год. \qquad (3.2)$$

3.4.6. Составьте и опишите технологическую схему добычных работ по принятому способу подготовки блоков к выемке. Образец схемы приведен в приложении 4.

3.5. Форма отчетности. Представляется отчет по пунктам 3.4.1, 3.4.2, 3.4.3, 3.4.4, 3.4.5, 3.4.6 данной работы.

Работа №4

РАСЧЕТ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОБЛИЦОВОЧНОГО КАМНЯ

Цель работы - изучить методику определения основных параметров систем разработки, выбрать способ отделения монолитов или блоков от массива.

4.1. Исходные данные.

Способ добычи блоков, тип основных технологических машин и размеры блоков ($H_б$, $B_б$ и $L_б$) принять по результатам предыдущей работы (№ 3). Остальные необходимые для расчетов данные приведены в приложении или в используемой литературе.

4.2. Инструменты и принадлежности: микрокалькулятор, линейка метрическая, карандаш, тетрадь для лабораторных работ.

4.3. Литература, используемая для работы: [1], [3], [4], [15].

4.4. Порядок выполнения работы:

4.4.1. Определяется предельно возможная высота уступа $H_у$ исходя из :

- требований правил безопасности в зависимости от вида горных пород и способа механизации работ [15];
- устойчивости массива по выражению:

$$H_у' = \frac{2\,K_{см}}{\gamma} \cdot tg\left(45^\circ - \frac{\rho}{2}\right), \text{ м}, \qquad (4.1)$$

где, $K_{см}$ - сцепление в массиве, т/м^2;

γ - плотность породы, т/м^3;

ρ - угол внутреннего трения, град (для свежих скальных пород $\rho_с$ = 35÷37 град, для выветрелых $\rho_в$ = 30÷33 град).

Сцепление в массиве определяется с учетом его структурного ослабления. Обычно величина его задается в геологическом отчете.

Если используются справочные данные, то значение сцепления в образце умножается на коэффициент структурного ослабления массива:

$$K_{см} = K_{о} \cdot \lambda \ , т/м^2, \qquad (4.2)$$

где, $K_{о}$ - сцепление в образце породы, $т/м^2$ [3];

λ - коэффициент структурного ослабления массива, λ принимается для сильно трещиноватых пород 0,05÷0,15, для средне трещиноватых 0,2÷0,55, для малотрещиноватых 0,6÷0,9.

4.4.2. Принимается окончательная высота уступа, исходя из технологических факторов:

- способа отделения монолита от массива [1];
- параметров камнераспиловочного оборудования;
- возможностей добычного оборудования;
- особенностей геологического строения месторождения.

Следует иметь в виду, что высота уступа должна быть кратной одному из размеров ставки камнераспиловочного станка.

$$H_{у} = K_1(L_{б}, B_{б}, H_{б}), \ м \ , \qquad (4.3)$$

где, K_1 - коэффициент кратности одному из размеров блока, K_1=1,2,3...n (всегда целое число);

$L_{б}, B_{б}, H_{б}$ - геометрические размеры блоков.

Принятая высота уступа не должна превышать предельных значений, рассчитанных в п.4.4.1.

Перечислите факторы, по которым Вы приняли данную высоту уступа. Дайте краткое обоснование принятого решения.

4.4.3. Принимается ширина монолита исходя из возможностей способа добычи. Она так же принимается кратной одному из размеров ставки:

$$B_{м} = K_2(L_{б}, B_{б}, H_{б}), \ м \ , \qquad (4.4)$$

где, K_2 - коэффициент кратности одному из размеров блока, K_2=1,2,3...n (всегда целое число).

Если ширина монолита не ограничена возможностями добычного оборудования,ее не следует принимать более 2 м по технологическим соображениям в связи с повышенной трудоемкостью горизонтального резания и бурения.Для машин с кольцевой фрезой и баровым режущим органом $K_2 = 1$.

4.4.4.Определяется оптимальная длина монолита исходя из размеров блоков

$$L_м = K_з(L_б, B_б, H_б), \text{ м}, \qquad (4.5)$$

где,$K_з$ - коэффициент кратности одному из размеров блока, $K_з$=1,2,3...n (всегда целое число),

Для пил с геликоидальным канатом рассчитывается допустимая длина монолита по износу пильного каната

$$L^д = L_к \cdot N_з/(q \cdot H_у), \text{ м}, \qquad (4.6)$$

где, $L_к$ - емкость каната на одной навеске,м,$L_к$ = 1500 м;
$N_з$ - количество замен каната при резании одного монолита;
q - удельный расход каната на 1 $м^2$ реза,м; q = 15...20м/$м^2$.

Принятая длина монолита не должна превышать предельно допустимую по износу каната

$$L_м \leqslant L^д_м . \qquad (4.7)$$

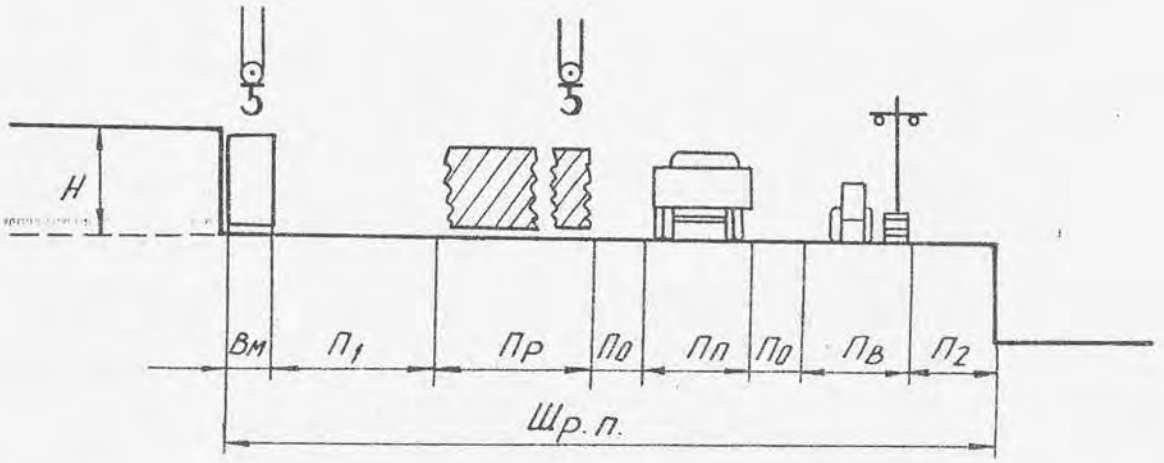
4.4.5.Определяется минимальная ширина рабочей площадки на транспортном горизонте:

- для карьеров по добыче блоков из твердых пород (рис.4.1)

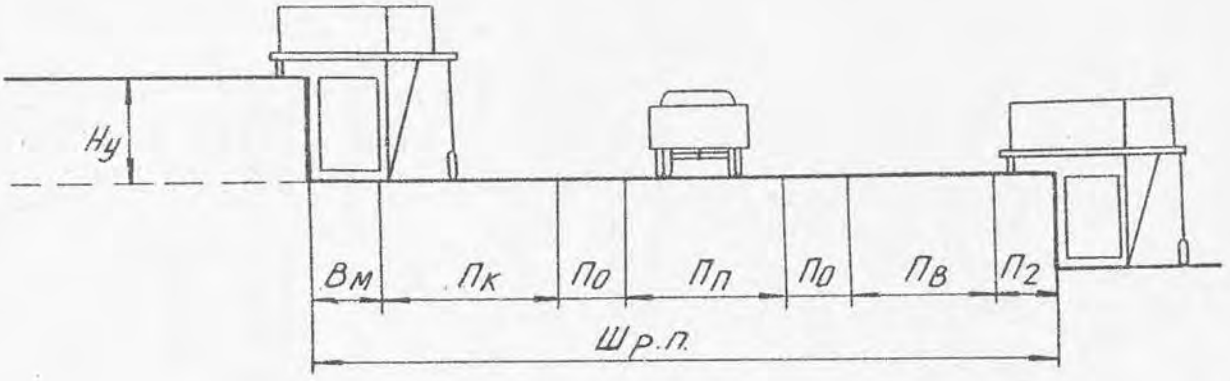
$$Ш^т_{рп} = B_м + П_1 + П_р + П_п + 2П_о + П_в + П_2 , \text{ м}; \qquad (4.8)$$

- для карьеров с камнерезными машинами с кольцевой фрезой (рис.4.2)

$$Ш^{кф}_{рп} = B_м + П_к + П_п + 2П_о + П_в + П_2 , \text{ м}; \qquad (4.9)$$



4.1. Ширина рабочих площадок при добыче блоков твердых пород.



4.2. Ширина рабочих площадок при добыче блоков камнерезными машинами с кольцевой фрезой.

- для карьеров с канатными пилами (рис.4.3)

$$Ш^{кп}_{рп} = В_м + П_р' + П_к + П_п + 2П_о + П_в + П_2, \text{ м}; \quad (4.10)$$

- для карьеров с камнерезными машинами с баровым режущим органом (рис.4.4)

$$Ш^{бм}_{рп} = В_м + П_к + П_п + 2П_о + П_в + В_{бм}, \text{ м}, \quad (4.11)$$

где, $В_м$ - ширина отделяемого монолита (или выпиливаемого блока),м;
$Н_у$ - высота уступа (подуступа), м;
$П_р'$ - ширина площадки для разделки монолита для канатных пил, $П_р' = Н_у + 1,5$, м (минимальное значение приведено в табл.4.1);
$В_{бм}$ - габаритная ширина баровой машины,м.

Значения остальных параметров приведены в таблице 4.1.

4.4.6.Минимальная ширина рабочей площадки на подуступе:
-для машин с кольцевой фрезой

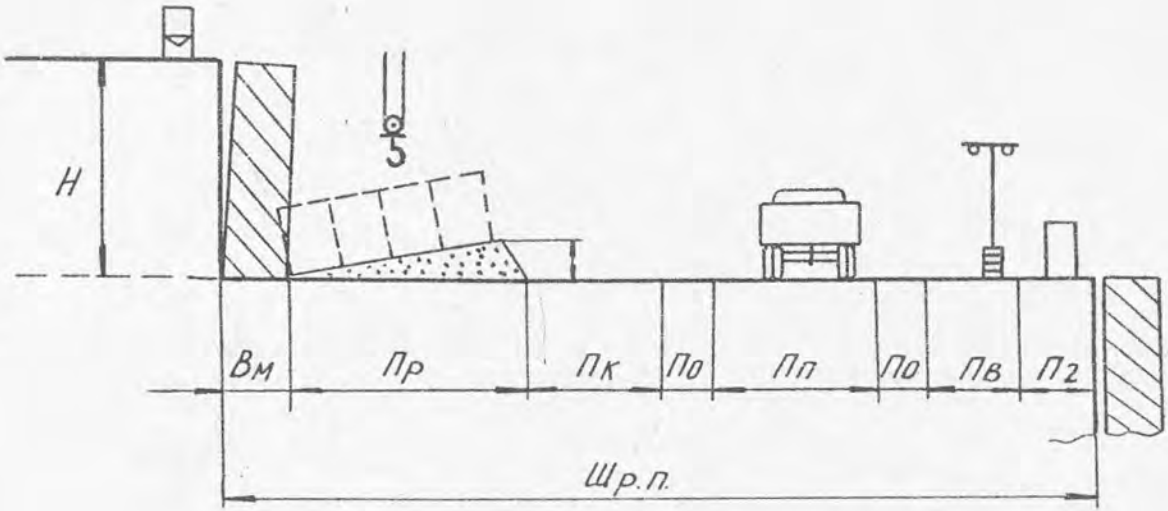
$$Ш^{кф}_{min} = В_м + В_{км} + П_э, \text{ м}, \quad (4.12)$$

- для баровых машин

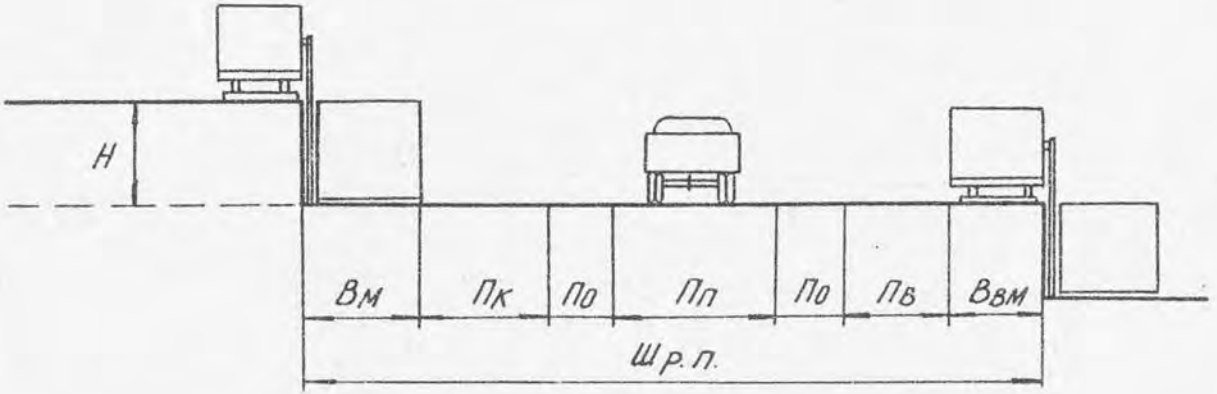
$$Ш_{min} = 2В_{км} + В_м + П_э, \text{ м}, \quad (4.13)$$

- для прочих способов добычи - не менее 3 м [15],

где, $В_м$ - ширина выпиливаемого блока,м ;
$В_{км}$ - габаритная ширина камнерезной машины,м;
$П_э$ - расстояние между камнерезными машинами на соседних уступах (см.приложение 5).



4.3. Ширина рабочих площадок при добыче блоков канатными пилами



4.4. Ширина рабочих площадок при добыче блоков баровыми машинами

4.4.7. Минимальная длина фронта работ на добычном уступе (подуступе)

Для карьеров твердых горных пород

$$L_{ф}^{т} = L_1 + L_2 + L_3 + L_4 \text{ , м ;} \qquad (4.13)$$

где, L_1 -рабочая длина фронта работ, $L_1 = 10\ N_р$, м;
$N_р$ -количество забойных комплексов;
L_2 -длина участка перемещения монолитов от забоя до разделки, м;
L_3 -длина участка погрузки блоков и уборки окола, L_3=20...25м;
L_4 -длина резервного участка, м. Значение L_4 принимается в пределах 10...20 % от рабочей длины фронта.

Для карьеров с камнерезными машинами с кольцевой фрезой и баровым режущим органом:

$$L_{ф}^{кф} = K_к N_{км} L_{фм}, \text{ м,} \qquad (4.14)$$

где, $N_{км}$ - количество камнерезных машин;
$L_{фм}$- фронт работы на одну камнерезную машину, принимается по таблице 4.1;
$K_к$ - коэффициент уменьшения фронта работ при разработке камня комплексом машин, $K_к$=0,80...0,85 при 2-х машинах и $K_к$=0,7...0,6 при 3-х машинах.

Таблица 4.1

Предел прочности породы на сжатие, кг/см^2	Минимальная длина фронта на одну машину, $L_{фм}$, м	
	с кольцевой фрезой	с баром
300 ... 500	150...200	60...90
500 ... 800	100...150	45...80
более 800	60...100	30...60

Для карьеров с комбинированным способом добычи - буроклиновым или буровзрывным способом в сочетании с подрезкой камнерезной машиной с кольцевой фрезой или с баром:

$$L_{Ф}^{кб} = nkL_{ФМ} + L_З + L_5 \text{ , м,} \qquad (4.15)$$

где, k - коэффициент, учитывающий совмещение фронта камнерезной машины с остальными операциями, принимается k = 0,7..0,9;
n - количество камнерезных машин на уступе;
L_5 - длина участка для раскалывания монолитов на кондиционные блоки, L_5=10...15м.

Для карьеров с канатными пилами:

а) при последовательном расположении канатных пил:

$$L_{Фп}^{кп} = (L_М + L_Щ) N_{кп}, \text{ м ,} \qquad (4.16)$$

в) при ступенчатом расположении забоев канатных пил

$$L_{Фс}^{кп} = L_М \cdot N_{кп}, \text{ м ,} \qquad (4.17)$$

где, $L_М$ - фронт одной канатной пилы, м, в данном случае он равен длине монолита;
$L_Щ$ - ширина разрезной щели, м;
$N_{кп}$ - количество канатных пил.

4.4.8. Рассчитать параметры для принятого способа разработки, вычертить его расчетную схему.

4.5. Форма отчетности. По результатам работы представляется расчеты системы разработки и расчетная схема. Расчетная схема должна соответствовать способу подготовки блоков к выемке (рис.4.1 - 4.4).

Работа №5

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНОГО ВЗРЫВАНИЯ НА ВСКРЫШНЫХ РАБОТАХ И ДОБЫЧЕ БЛОЧНОГО КАМНЯ

Цель работы - изучить методику расчета параметров БВР и защитных мероприятий при производстве вскрышных, горно-капитальных и добычных работ на месторождениях природных облицовочных камней.

5.1. Исходные данные приведены в приложении 6.

5.2. Инструмент и материалы: микрокалькулятор, логарифмическая линейка, чертежный инструмент.

5.3. Литература, используемая для работы: [1], [4], [14].

5.4. Порядок выполнения работы.

Производство буровзрывных работ на карьерах природных облицовочных камней имеет свои специфические особенности ввиду опасности нарушения целостности массива блочного камня. В связи с этим если есть возможность применения альтернативных безвзрывных способов подготовки пород к выемке как на вскрыше, так и на добыче от взрывания следует отказаться.

Применение буровзрывных работ для рыхления вскрышных пород целесообразно при значительной мощности вскрыши - 4 м и более. При меньшей мощности вскрыши применяются добычные способы. В случае применения буровзрывных работ для рыхления вскрышных пород должны применяться специальные мероприятия, предупреждающие возникновение трещиноватости в массиве, разрабатываемом на блоки.

5.4.1. Выбор и расчет предохранительных мероприятий.

Возможно применение нескольких видов предохранительных мероприятий:

- применение взрывчатых веществ с пониженными энергетическими показателями,
- устройство щелевых экранов (рис.5.1),
- оставление защитного слоя вскрышных пород (рис.5.2),
- применение зарядов с демпферами (рис.5.3).

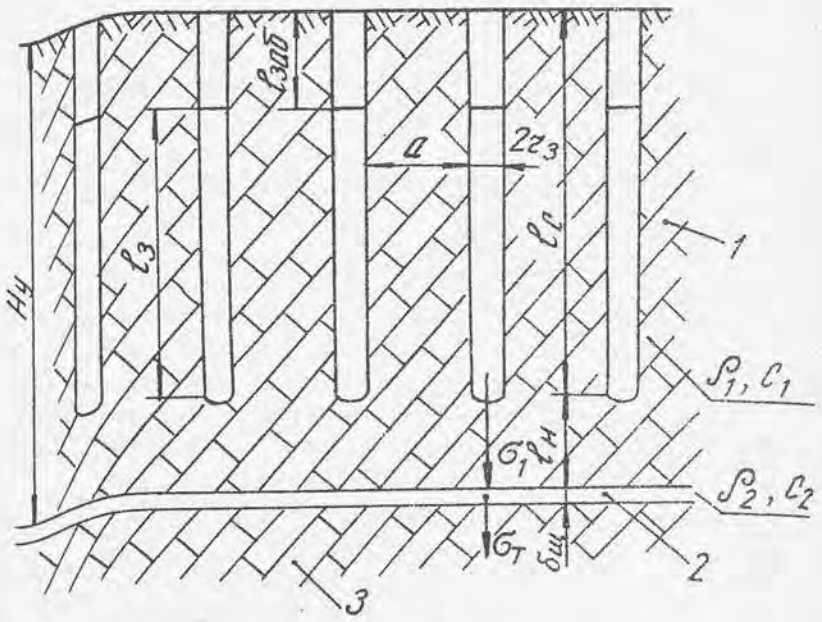


Рис.5.1. Защита основного массива щелевым экраном
1- взрываемый массив;
2- защитная щель;
3- охраняемый массив.

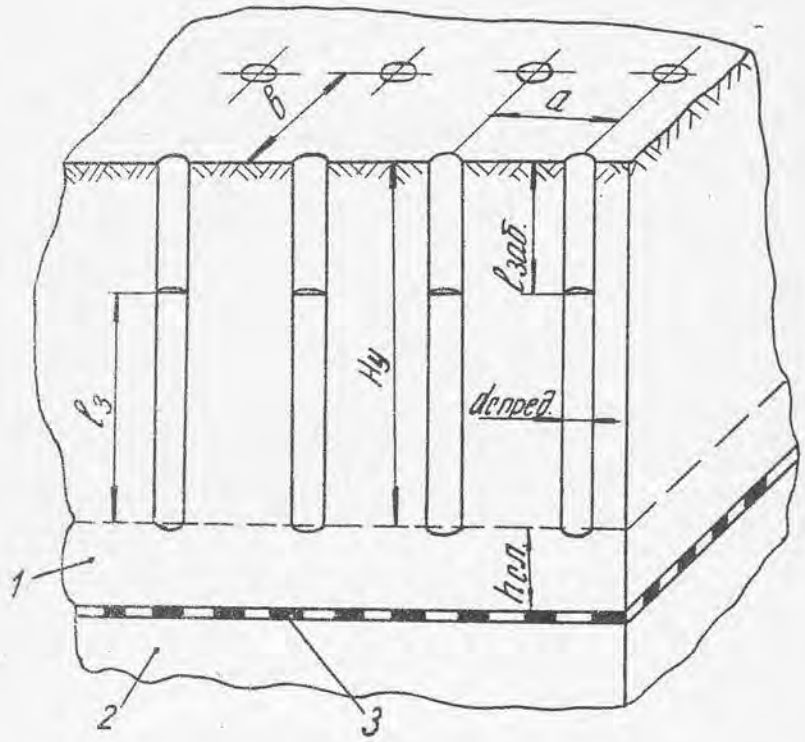


Рис.5.2. Защита основного массива слоем вскрышных пород
1- защитный слой выветрелых вскрышных пород;
2- охраняемый массив;
3- кровля свежих горных пород

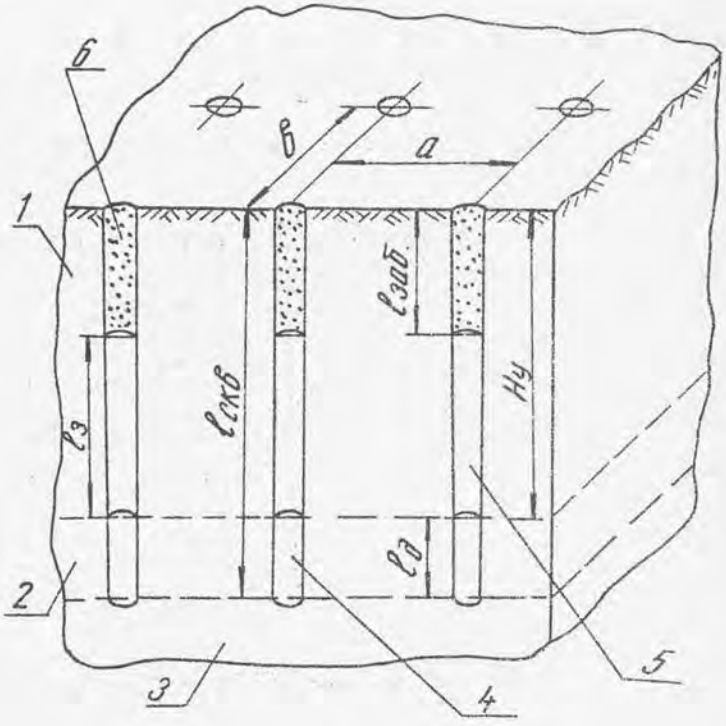


Рис.5.3. Защита основного массива с использованием демпферных устройств
1- массив взрываемых вскрышных пород;
2- защитный слой вскрышных пород;
3- охраняемый массив;
4- демпферное устройство;
5- заряд ВВ;
6- забойка

Взрывчатые вещества с пониженными энергетическими показателями целесообразно применять на добычных работах и для рыхления шпуровыми зарядами вскрышных пород при небольшой мощности слоя (около 4м). В качестве взрывчатого вещества применяется черный дымный порох или угленит N5. Применение черного дымного пороха для скважинных зарядов не рекомендуется из-за повышенной чувствительности его к удару. Это мероприятие наиболее эффективно при наличии пластовой трещиноватости в породах.

Параметры буровзрывных работ можно принять по работе [1], табл.4.5.

Метод щелевого экранирования является наиболее дорогим и применяется в исключительных случаях на месторождениях осадочных или метаморфических горных пород, где возможна проходка щели с помощью камнерезной машины или канатной пилы.

Ввиду большой разницы акустической жесткости выветрелого массива ρ_1 и C_1 и воздушной щели ρ_2 и C_2 (рис.5.1) напряжение, возникающее при взрыве гасится до безопасной величины. Параметры буровзрывных работ для данного случая приведены в нормах проектирования [4], табл.12.

Сущность метода с использованием защитного слоя состоит в том, что под массивом, отрабатываемым с применением буровзрывных работ, оставляется часть выветрелых сильно трещиноватых горных пород, в которой гасится волна напряжений до безопасной величины (рис.5.2).

Минимальная высота буферного защитного слоя выветрелых горных пород, обеспечивающая снижение волны напряжений на подходе к охраняемому массиву до безопасной величины определяется по выражению:

$$H_{зс} = (P_{р.ср}\, \sigma_{пред}^{-1})^{1/\mu_c} \cdot R_{кр}\ , м, \qquad (5.1)$$

где, $P_{р.ср}$ - среднее расчетное давление газообразных продуктов взрыва, МПа, (Приложение 6).

μ_c - коэффициент затухания сферической взрывной волны в горной породе; принимается по данным работы [14]. Для учебных расчетов этот коэффициент приведен в прилож.6.

Предельная величина напряжения, при которой в массиве не возникают разрушения:

$$\sigma_{пред} = \sigma_{рр} \cdot K_д \cdot K_с, \text{ МПа}, \qquad (5.2)$$

где, $б_{рр}$ - предел прочности горной породы на растяжение, МПа; для учебных расчетов его значение дано в прилож.5;

$К_д$ - коэффициент динамичности нагружения материала при взрыве; принимается по данным работы [14];

$К_с$ - коэффициент влияния среды (прилож.6).

Радиус кривизны днища скважины:

$$R_{кр} = 1,1 \cdot D_с, \quad м, \qquad (5.3)$$

где, $D_с$ - диаметр скважины, м; значение $D_с$ взять из приложения 5.

В последующем буферный защитный слой выветрелых горных пород отрабатывается добычным оборудованием.

Принцип защиты демпферами основан на снижении амплитуды волны напряжений, проходящих вдоль оси заряда вниз за счет высокого волнового сопротивления материала, размещенного в нижней части скважины. Для этих целей используются: глина, резиновая крошка, буровая мелочь и др. подобные материалы.

Минимальная длина демпфера для зарядов с защитой вдоль оси скважины:

$$L_д = (Р_{р.ср}/б_{пред})^{1/\mu_д} \cdot R_{зар}, \quad м, \qquad (5.4)$$

где, $\mu_д$ - коэффициент затухания взрывной волны в демпфере; принимается по данным работы [14]. Для учебных расчетов этот коэффициент приведен в приложении 6.

$R_{зар}$ - радиус заряда, м; $R_{зар} = 0,5D_с$.

5.4.2. Обосновать наиболее рациональный метод защиты нижележащего массива от разрушения взрывными работами. Зарисовать принятую схему защиты в тетрадь.

5.4.3. Расчет буровзрывных работ для рыхления выветрелых вскрышных пород с использованием серийно выпускающихся взрывчатых веществ следует производить по методике, приведенной в нормах технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов ([5], приложение VII) с учетом применения защитных мероприятий, описанных в п.5.4.1.

При этом следует иметь в виду следующие особенности:

а)Удельный расход взрывчатого вещества не должен превышать величин, приведенных в табл.VII [5];

б)Схема размещения зарядов шахматная (рис.5.4);

в)Действие зарядов должно быть независимым, т.е. не должны взрываться одновременно два соседних заряда.

Вычертите в тетради по лабораторным работам взрывную заходку (в плане и в разрезе) с указанием рассчитанных параметров БВР.

5.4.4. Применение взрыва для отделения монолитов и блоков от массива. Применять взрывание для этих целей следует в исключительных случаях, если невозможно использование других более безопасных методов. Буровзрывной метод наиболее распространен на добыче блоков из прочных горных пород типа гранита, а так же на породах средней прочности для отделения монолитов от массива в горизонтальной плоскости (рис.5.5) и ряде других случаев.

При конструировании зарядов можно воспользоваться рекомендациями, приведенными в работе [1]. При этом следует соблюдать следующие условия:

1. Для производства взрывных работ применять только низкоэнергетические взрывчатые вещества или детонирующий шнур.

2. Заряд должен иметь линейную конструкцию и, желательно, направленного действия. Линейная конструкция создается за счет применения детонирующего шнура в одну или несколько ниток или навески на шнур патронов взрывчатого вещества.

3. Диаметр шпура или скважины должен быть, по возможности, наименьшим, обеспечивая размещение заряда принятой конструкции.

4. Расстояние между соседними шпурами (шаг бурения) определяется по площади откола методом, изложенным в методике по расчету технологического оборудования для добычи блоков [18]. Следует иметь в виду, что при увеличении расстояния между зарядами увеличивается зона разрушений в массиве и в отделяемом блоке.

5. Определить расчетом размер возможного распространения вторичной трещиноватости в массив и в отделяемый монолит или блок:

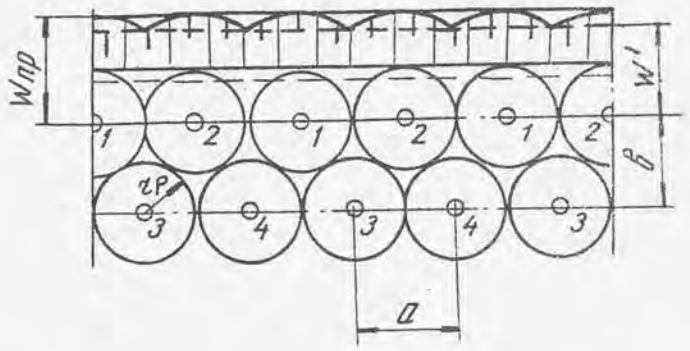


Рис.54. Шахматная схема размещения зарядов
- предельная величина сопротивления на подошве;
- эффективная величина сопротивления на подошве;
1,2,3,4 - последовательность взрывания зарядов;
а, в - расстояние между зарядами и рядами скважин

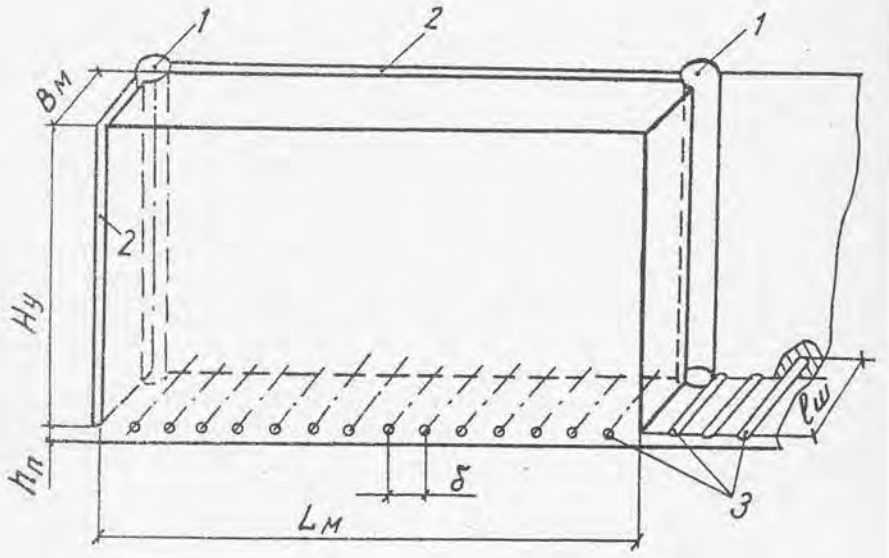


Рис. 5.5. Схема подрезки монолита в горизонтальной плоскости с использованием буровзрывных работ.
1. Скважины для проникающих систем
2. Щели, выполненные канатными пилами

$$L_{тр} = 0{,}5\, R_з \left[(P_н / \sigma_{рд})^{-1} - 1 \right]^{1/\mu_ц}, м, \qquad (5.5)$$

где, $R_з$ - радиус заряда (шпура, скважины), м;

$P_н$ - начальное давление продуктов взрыва в скважине, МПа. (приложение 6);

$\mu_ц$ - коэффициент затухания цилиндрической взрывной волны в горной породе; принимается по данным работы [14]. Для учебных расчетов эти коэффициенты приведены в приложении 6.

$\sigma_{рд}$ - динамический предел прочности горной породы на растяжение, МПа:

$$\sigma_{рд} = \sigma_{рр} \cdot K_д \cdot K_с \cdot \lambda \text{ , МПа ,} \qquad (5.6)$$

где, λ - коэффициент структурного ослабления массива (прилож. 6).

Если расчетная величина зоны распространения вторичной трещиноватости в массиве и отделяемом блоке окажется слишком большой, от принятой конструкции заряда или от взрывания вообще следует отказаться.

5.5. Форма отчетности. Все расчетные формулы, схемы и результаты расчетов заносятся в тетрадь по практическим работам и представляются преподавателю.

Работа N 6

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ БЛОКОВ ОБЛИЦОВОЧНОГО КАМНЯ НЕВЗРЫВЧАТЫМ РАЗРУШАЮЩИМ СРЕДСТВОМ

Цель работы - изучить методику расчета технологических параметров при разрушении горных пород невзрывчатыми разрушающими средствами.

6.1. Исходные данные приведены в приложении 7.

6.2. Инструмент и материалы: микрокалькулятор, логарифмическая линейка, чертежный инструмент.

6.3. Литература, используемая для работы: [1], [21].

6.4. Порядок выполнения работы.

6.4.1. Теоретическая основа технологии отделения блоков и монолитов от массива с применением НРС.

Применение невзрывчатых разрушающих средств типа НРС-1, НРС-2 и НРС-3 позволяет значительно повысить эффективность отработки месторождений мрамора высокой прочности. На таких месторождениях НРС обычно используют в сочетании с различными типами камнерезных машин. Последними выполняют пропилы, плоскости которых совпадают с направлением наиболее трудного раскола мрамора, а с помощью НРС осуществляют отделение мрамора по плоскостям наилучшего раскола.

Технико-экономические показатели такой технологии зависят от расхода бурения и НРС, которые в свою очередь, связаны с расстоянием между шпурами,

$$R_б = K_1 / a; \qquad (6.1)$$

$$R_н = q \cdot R_б, \qquad (6.2)$$

где, $R_б$ и $R_н$ - удельный расход бурения и НРС соответственно, $м/м^2$ и $кг/м^2$;

$K_1 = 0,9$ - отношение глубины шпура к высоте раскола;

a - расстояние между центрами шпуров, м;

q - вместимость шпура, кг/м.

Известно, что расстояние между шпурами обусловлено прочностью мрамора, величиной давления НРС на стенки шпура и временем действия нагрузки.

Аналитическое выражение, связывающее перечисленные параметры, можно получить, рассматривая процесс направленного разрушения в соответствии со второй теорией прочности хрупких материалов, согласно которой разрушение материала происходит при выполнении следующего условия

$$\sigma_1 - \mu(\sigma_2+\sigma_3) \geq \sigma_p, \qquad (6.3)$$

где, $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ - главные нормальные напряжения, возникающие в мраморе в результате давления НРС на стенки шпура, МПа;

μ - коэффициент Пуассона;

σ_p - предел прочности породы при растяжении, МПа.

$$\sigma_p = \sigma_{pp} K_c \cdot \lambda, \qquad (6.4)$$

где σ_{pp} - предел прочности образца породы при растяжении, МПа;

K_c - коэффициент влияния среды (прилож.7);

λ - коэффициент структурного ослабления массива (прилож.7).

Для задачи, когда $\sigma_3 = 0$, справедливо

$$\sigma_1 - \mu\sigma_2 \geq \sigma_p. \qquad (6.5)$$

Напряжение $[\sigma_1] = [\sigma_2]$ и их можно определить по общеизвестной формуле Ляме, используемой для расчета прочности бесконечно толстостенного цилиндра

$$\sigma_1 = \sigma_2 = \pm P \frac{r^2}{R^2}, \qquad (6.6)$$

где, P - давление НРС на стенки шпура, МПа;

r - радиус шпура, м;

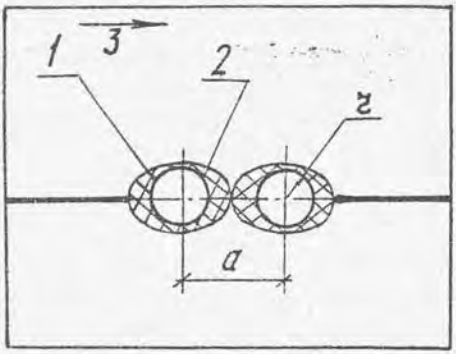
R - наименьшее расстояние от центра шпура до рассматриваемой точки массива, м.

Практика работы с НРС показывает, что они при длительном хранении несколько утрачивают первоначальные свойства по разрушающей способности. В связи с этим при расчете давления, развиваемого НРС следует применять поправочный коэффициент на старение:

$$P = P_{пр} \cdot K_{пс}, \qquad (6.7)$$

где, $P_{пр}$ - паспортное значение давления НРС на стенки шпура, МПа;

а)



б)

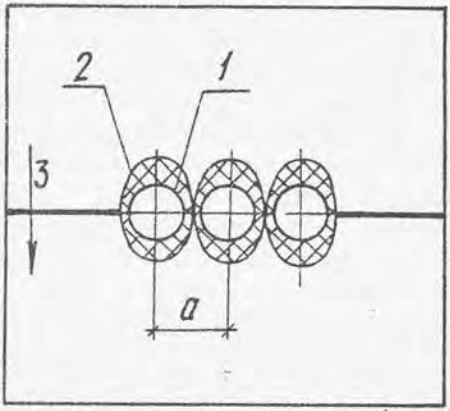


Рис. 6.1. Схемы направленного раскола мрамора невзрывчатым разрушающим средством.

1-шнур; 2-ядро разрушения; 3-направление плоскости облегченного раскола.

$K_{пс}$ - понижающий коэффициент на старение НРС.

Значение понижающего коэффициента определяется лабораторным методом. Ориентировочно значение его можно принять при сроке хранения НРС до 3 месяцев - $K_{пс} = 1,0$, более 3 месяцев - $K_{пс} = 0,90$, более 6 месяцев $K_{пс} = 0,80$ и более года - $K_{пс} = 0,70$.

Поскольку разрушение происходит в результате совместного действия двух зарядов НРС, то при $R = 0,5a$ получаем

$$P \frac{2r^2}{0.25a^2} (1 + \mu) = \sigma_p \qquad (6.8)$$

Решая уравнение (6.8) относительно "а", получаем выражение для расчета расстояний между шпурами

$$a = 2r \sqrt{\frac{2P (1 - \mu)}{\sigma_p}} \qquad (6.9)$$

Выражение (6.9) справедливо для изотропных горных пород, для которых зона нарушения камня вокруг шпура имеет форму круга. Для анизотропных эта зона имеет форму эллипса, длинная ось которого совпадает с направлением облегченного раскола, а малая - перпендикулярна ему (Рис.6.1).

Исследования показали, что при использовании НРС для разрушения горных пород по линии облегченного раскола в выражение (6.9) следует ввести повышающий коэффициент, а при разрушении поперек линии облегченного раскола - понижающий. Для каждой горной породы величина этих коэффициентов определяется испытаниями. Для многих горных пород значение поправочного коэффициента на изменение прочности от направления раскола составляет $K_{нр} = 0,75$ при раскоде поперек слоистости и $K_{нр} = 1,55$ при раскоде вдоль слоистости.

Для учета влияния времени нагружения на эффективность процесса разрушения необходимо в формулу (6.9) ввести коэффициенты, учитывающие изменение прочности от направления раскола $K_{нр}$ и влияние фактора времени K_t.

Значение коэффициента K_t определяется в зависимости от ориентации поверхности разрушения относительно направления облегченного раскола:

- при параллельном расколе

$$K_t = 5,95 \cdot \lg t - 4,50; \qquad (6.10)$$

- при поперечном расколе $K_t = 1$.

Выражение (6.10) справедливо в интервале времени от 24 до 72 часов. В остальных пределах эта зависимость нелинейна.

Окончательное выражение для расчета проектного расстояния между шпурами:

$$a = 2r \cdot K_{нр} \cdot K_t \sqrt{\frac{2P\ (1 - \mu)}{\sigma_p}} \qquad (6.11)$$

6.4.2. Рассчитать основные параметры подготовки к выемке блочного камня с использованием НРС для диаметра шпуров 40, 50 и 60 мм и расчетных условий, приведенных в приложении 7.

Все расчетные данные свести в таблицу:

Таблица 6.1

Время нагружения, t, час	Диаметр шпура, 2r, см	Расстояние между шпурами, a, см	Коэффициент времени нагружения K_t	Расчетный расход: бурения, $R_б$, м/м2	Расчетный расход: НРС, $R_н$ кг/м2
I. Поверхность разрушения параллельна направлению облегченного раскола (P=.... МПа; σ_p =.... МПа; μ =....)					
20					
24					
36					
48					
72					
II. Поверхность разрушения перпендикулярна направлению облегченного раскола					
20					
24					
36					
48					
72					

Выполните анализ полученных расчетных данных. Какие из полученных вариантов наиболее предпочтительны для данных условий?

6.5. Форма отчетности. Все расчетные формулы, схемы и результаты расчетов заносятся в тетрадь по практическим работам и представляются преподавателю.

1.Добыча и обработка природного камня.Справочник/Под общей ред.А.Г.Смирнова -М.:Недра,1990.

2.Пособие к лабораторным занятиям по общей геологии: Учеб. пособие для вузов/В.Н.Павлинов,А.Е.Михайлов,Д.С.Кизевальтер и др. -М.:Недра,1988 - 149с.

3.Справочник (кадастр) физических свойств горных пород. /Под ред.Н.В.Мельниковаа и др.-М.:Недра,1975.

4.Нормы технологического проектирования предприятий промышленности по добыче и обработке облицовочных материалов из природного камня.Вторая редакция.-Л.:Союзгипронеруд,1976.

5.Нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов.-Л.:Стройиздат,1977.

6.Шлаин И.Б. Разработка месторождений нерудного сырья.- М.: Недра,1985.

7.Строительные материалы:Справочник / Под ред.А.С.Болдырева, П.П.Золотова.-М.:Стройиздат,1989.

8.ГОСТ 9479-84.Блоки из природного камня для производства облицовочных изделий.Технические условия.

9.ГОСТ 9480-89.Плиты облицовочные пиленые из природного камня.Технические условия.

10.ГОСТ 22756-77.Щебень и песок декоративные из природного камня.Технические условия.

11.ГОСТ 23342-78.Архитектурно-строительные изделия из природного камня.Технические условия.

12.ГОСТ 23345-86.Породы горные и скальные для производства щебня из естественного камня для строительных работ.Технические условия.

13.ГОСТ 2.857-75.Горная графическая документация.Обозначения условные полезных ископаемых,горных пород и условий их залегания.

14.Бычков Г.Б.Технология подготовки к выемке вскрышных пород на месторождениях природных облицовочных камней: Дисс.канд.техн. наук.- Свердловск:ИГД МЧМ СССР,1985.-194с.

15.Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом.-М.:Недра,1992.

16.Оборудование для добычи и обработки природного камня: Отраслевой каталог - Вадумян К.Л.,Варсегян Э.Е. и Мерян Ф.А.: ЦНИИТЭстроймаш,1987.

17.Оборудование для добычи природного камня:Рекламный каталог фирмы "Benettimacchine"-Каррара:Италия,Benettimacchine,1991.

18.Бычков Г.Б. Методические указания к практическим занятиям по дисциплине "Добыча строительных горных пород" "Расчет и выбор технологического оборудования для добычи блоков" для студентов специализации "Открытая разработка месторождений" специальности 09.05. -"Открытые горные работы".-Екатеринбург,УГИ,1993.-38с.

19.Технологическое оборудование для обработки камня фирмы "Мордентн" Общий каталог.-Ла Специя.Италия:фирма"Mordenti S.p.a", 1992.-48с.

20.Оборудование для добычи природного камня: Рекламный каталог фирмы "Пеллегрини".- Верона,Италия "Pellegrini Meccanica", 1993.- 46с.

21.Определение параметров технологии добычи блоков мрамора невзрывчатым разрушающим средством//Строительные материалы.-1980. - N1.- с.5-6.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1

Исходные данные к работе №2

Показатели	Обозн.	Варианты				
		1	2	3	4	5
Тип экскаватора		ЭКГ-4,6Б	Э-1252	Э-2503	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И
Емкость ковша	м3	4,6	1,25	2,5	5,2	8,0
Радиус черпания,м	Rч	14,0	10,2	11,5	14,5	18,4
Высота черпания,м	Hч	10,2	8,2	8,7	10,3	13,5
Тип а/транспорта		КрАЗ-256	МАЗ-503	КрАЗ-256	БелАЗ-540	БелАЗ-548

Приложение 2

ПЕРЕЧЕНЬ

камнераспиловочных станков, рекомендуемых к применению в практических расчетах

Вид горных пород	Типы и марки станков	
	Отечественных	Импортных
1	2	3
Станки с алмазными штрипсовыми пилами		
Осадочные и метаморфические породы прочностью до 160 МПа	СМР-032А, СМР-069 2992, СМР-007	SUPERMORD-80 , NVD80, DIAGA всех модификаций, DM-1000, DMS 500, TL-15, Diabreton HWS всех модифик., TDG/MK2, SIMEC 80
Станки с дисковыми пилами		
	СМР-072, БК-1200	MORD -T4, GP-800, JET 4, VRS12-16, T-12L, M582

1	2	3
	Станки с неармированными металлическими штрипсами со свободным абразивом	
Изверженные и другие породы прочностью более 160 МПа	СМР-043,1925,	TURBO TESI-MORD, JUMBO S46 JUMBO S 350, LVG SIV, LVG-V
	Станки с дисковыми пилами	
		MORD T4G, GP-800 MG, T-126, M-580

Технические данные оборудования приведены в работах [1],[16] и [18],[19].

Приложение 3

ПЕРЕЧЕНЬ
добычного оборудования, рекомендуемого к применению в практических расчетах

Вид горных пород	Типы и марки оборудования	
	Отечественного	Импортного
1	2	3
Осадочные и метаморфические горные породы (рис.3.1)	Схема 1 Машины с кольцевой и дисковой фрезой: СМР-026/1 СМР-027А, СМР-028А, СМР-029А	
	Схема 2 Баровые камнерезные машины: СМР-076,	КМХ-2 ,ST-80VH, *

1	2	3
	машина Режевского мех.завода	ST-320, JET-BELT-990, JET-BELT-950
	Схема 3	
	Камнерезные машины с геликоидальным канатом:	
	К-17	COMBINAT-094, TELECOMP STANDART, TELECOMP SUPER
	Буровые установки:	HDM 025, PP 691, WD 692, MPH-100, MPH-200
	Дополнительно:	
	а)Домкраты гидравлические, пневмоподушки:	IS 166, "641", TITANO 160, CUSCINI
	б)Строчечные буровые установки или перфораторы, указанные в схеме 1 рис.5.2 для разделения монолита на блоки;	
	в)Гидроклиновые установки:	
	CMP-075	FLUOSPAK 186 и 188, DARDA, HS-230
	Схема 4	
	Камнерезные машины, указанные в схеме 1, буровое оборудование и гидроклиновые установки, указанные в схеме 3.	
	Схема 5	
	Комплект оборудования, указанный в схеме 3. Дополнительно: Буровые установки для горизонтального бурения, указанные в схеме 3.	

1	2	3
	Схема 6	
	Камнерезные машины с алмазным канатом: СМР-083	ALPHA-840, TELEDIAM TD-55
	Алмазная канатная пила мод"200" Камнерезные машины с геликоидальным канатом,указанные в схеме 3 или баровые машины с алмазным режущим органом:	JET BELT 990 SUPER JET-BELT-950
	Буровые установки на бурении технологических скважин для алмазного каната: БКМ-4М,П-31М, СБУ-100Н-35[46]	HDM 025,PP 631,PP 630, MPH 100,MPH 200
	Дополнительно: а)Оборудование,указанное в п.п.а),б),в) в схеме 3; б)Камнерезные машины с алмазным канатом	TL 920, VIP 910
	Схема 1	
Изверженные и другие породы прочностью более 120 МПа (рис. 3.2)	Строчечные буровые установки для вертикального бурения:	ТВ 602,ТВ 610,ТВ 611, SLIM BAR 89,ТВС 90/2, HORIZON, ТВС SLOT
	или ручные перфораторы: ПП36В,ПП54В1, ПП63В,ПП63ВБ	BBD 44,PRU 90,COP 32

1	2	3

Схема 2

Строчечные буровые установки или перфораторы для вертикального бурения, указанные в схеме 1.

Дополнительно:

а)Гидроклиновые установки:

CMP-075 FLUOSPAK 186 и 188, DARDA, HS-230

Схема 3

Термогазоструйные установки для резания камня:

УТР-2, КМРТ-1, ЛТР-5, резак ХАИ, ВВР-60, ТРВ-К2, ТВР-28/40-2, ТВР-1-65Р, ТВР-2-65М, ПуВРГ-1 или 2, ТР-14/25-5М

FA-150, FA-300 GB-650

Схема 4

Комплекты оборудования, предусмотренные схемами 1 и 3.

Схема 5

Комплекты оборудования, предусмотренные схемами 2 и 3.

Схема 6

Комплекты оборудования, предусмотренные схемами 1,2 и 3.

Схема 7

Комплект оборудования, предусмотренный схемой 1.

1	2	3
	Дополнительно:	
	Буровые установки горизонтального бурения:	
	КРУС-2	ТВ 602, ТВ 610, РР 614, РРО 612, ТВС 614, HORIZON

Схема 8

Комплект оборудования, предусмотренный схемой 4 и дополнительное буровое оборудование для горизонтального бурения, предусмотренное схемой 7.

Схема 9

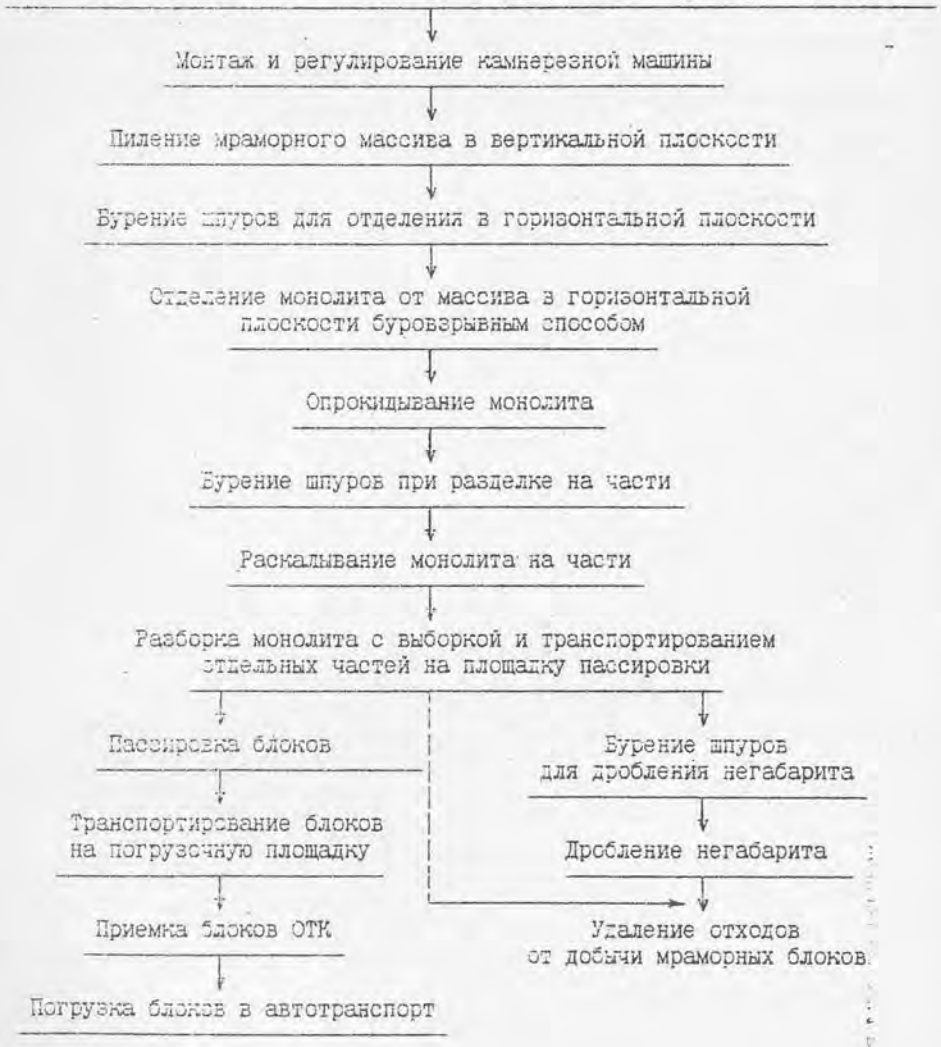
Комплект оборудования, предусмотренный схемой 6 и дополнительное буровое оборудование для горизонтального бурения, предусмотренное схемой 7.

Технические данные оборудования приведены в работах [1], [16], [18], [20].

Приложение 4

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА

добычи блоков из мрамора комбинированным способом с применением камнерезных машин с геликоидальным рабочим органом и буровзрывных работ



Приложение 5

Оптимальные значения параметров для расчета ширины рабочей площадки на карьерах по добыче блоков

Наименование параметра	Обозначение	Значение, м
Ширина полосы безопасности между нижней бровкой верхнего уступа и площадкой для раскалывания монолита	$П_1$	10,0
Ширина площадки для раскалывания монолита	$П_р$	10,0
Ширина полосы для размещения вспомогательного оборудования	$П_в$	8,5
Ширина полосы безопасности до верхней бровки нижележащего уступа	$П_2$	8,0
Ширина полосы для размещения кранов, грузоподъемностью:	$П_к$	
до 16 т		6,0
до 45 т		8,0
до 63 т		10,0
более 63 т		Определяется графическим расчетом
Минимальное расстояние между наиболее выступающими частями камнерезных машин, работающих на соседних уступах	$П_3$	1,0
Ширина проезжей части при однополосном/ двухполосном движении для автомобилей грузоподъемностью:	$П_п$	
до 12 т		4,0/8,0
более 12 т		5,0/10,0
Ширина обочин:	$П_о$	
- однополосное движение		2,5
- двухполосное движение		1,5

Приложение 6

Исходные данные для расчета БВР

Показатели	Обозн.	Варианты						
		1	2	3	4	5	6	7
1. Тип пород	-	мра-мор	гра-нит	извес-тняк	до-ломит	мра-мор	гра-нит	габ-бро
2. Мощность вскрыши, м	$H_в$	15	6	20	13	5	10	8
3. Длина скважин, м	$L_{скв}$	11	5,5	12	8	4	5	5,4
4. Диам. скв., мм	D_c	105	160	105	115	105	160	105
5. Показ. затух. волны в массиве:								
-сферической	μ_c	1,25	1,22	1,12	1,38	1,37	1,28	1,31
-цилиндрической	$\mu_ц$	0,75	0,72	0,62	0,88	0,87	0,78	0,81
6. Показ. затух. волны демпфера	$\mu_д$	1,96	2,00	1,96	2,00	1,90	1,96	1,90
7. Предел прочности: на растяж., МПа	$б_{рр}$	3	7	1,4	16	3	12	27
8. Коэф. динамичности нагружения	$K_д$	0,68	0,80	0,75	0,80	0,99	0,86	0,80
9. Коэффициент влияния среды	K_c	10,7	2,54	8,5	7,0	8,6	2,29	2,29
10. Коэффиц. структур. ослабления породы	λ	0,7	0,35	0,6	0,15	0,3	0,45	0,55
11. Тип ВВ		аммон. 6жв	порох дымн.	угле-нит N 6	граммо-нал А-45	гра-нулит А-8	аммон. серн. N5жв	аммон. скальн. N 1
12. Средняя величина расчетного давления продуктов взрыва, МПа	Ррср	1082	209	130	1006	1038	636	1682
13. Плотность заряжания, кг/дм^3		1,0	0,8	1,35	0,95	1,05	1,05	1,43

Приложение 7

Исходные данные для расчета параметров раскола камня с использованием невзрывчатых разрушающих средств

Показатели	Обозн.	Варианты						
		1	2	3	4	5	6	7
1. Тип пород	-	мрамор	гранит	известняк	доломит	мрамор	гранит	габбро
3. Длина скважин, м	$L_{скв}$	11	5,5	12	8	4	5	5,4
4. Диам. скв., мм	D_c	50	48	43	40	38	34	30
7. Предел прочности на растяж., МПа	$б_{рр}$	3	7	1,4	16	8	12	20
9. Коэффициент влияния среды	K_c	10,7	2,54	3,5	7,0	3,6	2,29	2,29
10. Коэффиц. структур. ослабления породы	λ	0,7	0,35	0,6	0,15	0,3	0,45	0,55
11. Тип НРС		N 3	N 2	N 3	N 1	N 2	N 1	N 1
12. Номинальная величина расчетного давления НРС, МПа	$P_{пр}$	40	45	38	50	47	50	50
3. Коэффициент старения НРС	$K_{пс}$	0,68	0,80	0,75	0,80	0,99	0,86	0,80

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ
К САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ
ПО ДИСЦИПЛИНЕ

ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Специальность
21.05.04 Горное дело

Специализация
№3 «Открытые горные работы»

форма обучения: очная, заочная

Авторы: Кокунин Р.В., к.т.н.
Кокунина Л.В., к.т.н.

Екатеринбург

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	3
1. Методические указания к организации самостоятельной работы студента	3
2. Содержание курса. Контрольные вопросы и упражнения	4
3. Рекомендуемая литература	6

ВВЕДЕНИЕ

Самостоятельная работа студента является важнейшей составной частью образовательной программы подготовки дипломированного специалиста. В соответствии с Государственным образовательным стандартом высшего профессионального образования объем учебной нагрузки студента составляет 144 часа или 4 зачетных единицы. Из них отводится на самостоятельную работу студентов: очной формы – 69 часов, заочной – 119 часов.

По курсу «Технология добычи природного камня» обязательная самостоятельная работа студента осуществляется в следующих направлениях – освоение материалов по отдельным темам, входящим в Рабочую учебную программу дисциплины; подготовка и решение тестовых заданий.

Данное учебно-методическое пособие предназначено для организации второй части самостоятельной работы студентов – освоения отдельных тем дисциплины.

Контрольные вопросы и упражнения предназначены для подготовки студентов очной и заочной форм обучения.

1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА

В последующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «*Технология добычи природного камня*». Она содержит названия 6 основных тем с указанием основных вопросов и разделов темы. Каждая тема является основой вопросов в экзаменационном билете. При чтении лекций по курсу преподаватель указывает те темы дисциплины, которые выносятся на самостоятельную проработку студентами. Причем в экзаменационный билет может включаться один из вопросов по такой теме. Для углубленного освоения темы рекомендуется дополнительная литература.

При освоении указанных ниже тем рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента.

1. Ознакомиться со структурой темы.

2. По конспекту лекций освоить каждый структурный элемент темы.

3. При необходимости использовать указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы можно получить у преподавателя.

4. Ответить на контрольные вопросы и выполнить рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернуться к изучению рекомендованной литературы.

5. Законспектировать материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.

6. Решить указанные задачи. Условия задач приведены в последнем разделе данного учебного пособия. При затруднении обратитесь за консультацией к преподавателю.

При самостоятельной работе над указанными темами рекомендуется вести записи в конспектах, формируемых на лекционных занятиях по курсу, и в том порядке, в котором данные темы следуют по учебной программе.

2. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА. КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ И УПРАЖНЕНИЯ

Тема 1. Введение

Цели, задачи дисциплины. История развития, краткое описание направлений развития камнедобывающей отрасли.

Вопросы для самоконтроля:

1. Области применения природного камня.
2. История и направления развития добычи природного камня.

Тема 2. Горные породы как объект разработки и общие сведения о строительных материалах из них

Виды горных пород. Генезис. Горнотехнические условия. Оценка и разведка месторождений облицовочного камня.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Какие виды горных пород применяются в качестве облицовочного камня.
2. Генезис, условия формирования по видам горных пород, горнотехнические условия, пригодные для разработки месторождений на облицовочный камень.
3. Особенности оценки и разведки месторождений на облицовочный камень.

Тема 3. Основные требования к геологической документации, предъявляемой для подготовки проекта разработки месторождения

Нормативные документы, требования к документации, по геологической оценке, и разведке месторождений облицовочного камня. Работа с документацией по оценке и разведке месторождений облицовочного камня. Выбор исходных данных для проектирования карьеров.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Нормативные документы, основные требования к параметрам оценки и разведки облицовочного камня.

2. Основные принципы работы с документацией по оценке и разведке месторождений на облицовочный камень.

3. Основные документы и методика для формирования исходных данных для проектирования карьеров облицовочного камня.

Тема 4. Схемы вскрытия и способы производства вскрышных работ на месторождениях природного облицовочного камня.

Виды вскрытия с применением транспортных и бестраншейных схем вскрытия месторождений облицовочного камня. Безвзрывные способы подготовки вскрышных пород к выемке. Методы предохранительного взрывания на выветрелых горных породах.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Схемы вскрытия, применяемых при разработке месторождений облицовочного камня.

2. Принципы и технология траншейного и бестраншейного вскрытия месторождений облицовочного камня.

3. Способы подготовки вскрышных пород к выемке.

4. Особенности, технологии безвзрывных способов подготовки вскрышных пород к выемке.

5. Особенности, технологии взрывных способов подготовки вскрышных пород к выемке.

Тема 5. Технология подготовки к выемке блоков природного облицовочного камня.

Способы, основанные на механическом резании горных пород. Резание горных пород специальными методами: струей воды высокого давления, термогазоструйными и плазменными горелками, лазерными установками. Способы подготовки блоков к выемке методом сплошного бурения. Способы подготовки камня к выемке бурением по контуру с последующим механическим и взрывным откалыванием. Управление действием взрыва на массив. Принципы комбинации способов подготовки камня к выемке.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Способы подготовки к выемке блоков природного облицовочного камня, основанные на механическом резании и области их применения.

2. Способы подготовки к выемке блоков природного облицовочного камня, основанные на бурении горных пород и области их применения.

3. Способы подготовки к выемке блоков природного облицовочного камня, основанные на альтернативных методах разрушения горных пород и области их применения.

4. Комбинированные способы подготовки к выемке блоков природного облицовочного камня и области их применения.

Тема 6. Технологические процессы на добыче блочного камня. Погрузочно-транспортные операции.

Процессы подготовки к выемке облицовочного камня: подготовка к выемке, пассировка, погрузка, транспортирование, складирование кондиционного сырья. Погрузка, транспортирование и складирование некондиции.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Виды технологических процессов и их особенности на добыче блочного камня.

2. Механизмы, оборудование и техника, применяемая в процессах подготовки к выемке облицовочного камня.

3. Пассировка блочного камня, ее значение, основные требования, учет кондиционных блоков.

4. Некондиционная горная масса, погрузка, транспортирование складирование и учет.

3. РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА

1. Бычков Г. В. Технология подготовки к выемке вскрышных пород на месторождениях природного камня: Учебное пособие. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2007. 82 с.

2. Синельников О.Б. Добыча природного облицовочного камня. – М.: Издательство РАСХН, 2005. – 245 с.

3. Природный камень. Добыча блочного и стенового камня. Учебное пособие / Ю.Г. Карасев, Н.Т. Бакка. – СПб.: Санкт-Петербургский горный ин-т,1997. – 428 с.

4. Чирков А.С. Добыча и переработка строительных горных пород. – М.: Изд-во МГГУ, 2009. – 622 с.

5. Бычков Г.В. Нетрадиционные схемы вскрытия месторождений природного камня и их классификация // Добыча, обработка, применение природного камня: сб. научн. тр. - Магнитогорск: МГТУ, 2003. - С. 41 – 56.

6. Синельников О.Б. Добыча природного облицовочного камня. М.: Изд-во РАСХН, 2005. – 245 с.

7. Першин Г.Д., Гуров М.Ю., Чеботарев Г.И. Канатные пилы. Обоснование конструктивных параметров и режимов работы. Монография. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ им Г.И. Носова», 2006. – 152 с.

8. Першин Г.Д., Караулов Г.А., Караулов Н.Г. Добыча блоков мрамора алмазно-канатными пилами. Учебное пособие. – Магнитогорск: МГТУ, 2003. – 103 с.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ

К САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ И ВЫПОЛНЕНИЮ КОНТРОЛЬНЫХ РАБОТ ПО ДИСЦИПЛИНЕ УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Специальность – ***21.05.04 Горное дело***

Специализация № 3 – ***Открытые горные работы***

Форма обучения: очная, заочная

Квалификация выпускника: **горный инженер (специалист)**

Автор: Беляев В. Л., старший преподаватель

Екатеринбург

Оглавление

Введение 2
Методические указания по организации самостоятельной работы студента 2
Содержание курса. Контрольные вопросы и упражнения 3
Контрольная работа «Расчет скорости углубки в карьере» 5
Рекомендуемая литература 9

Введение

Самостоятельная работа студентов является важнейшей составной частью образовательной программы подготовки специалистов по специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Открытые горные работы».

В соответствии с рабочей программой дисциплины «Управление качеством минерального сырья» объем учебной нагрузки студента составляет 144 часа или 4 зачетных единицы. Из них отводится на самостоятельную работу студентов: очной формы обучения – 112 часа, заочной – 128 часов.

По курсу «Управление качеством минерального сырья» обязательная самостоятельная работа студентов осуществляется в следующих направлениях: освоение материалов по отдельным темам, входящим в рабочую программу дисциплины; подготовка и решение тестовых заданий; выполнение и защита контрольных работ. Данное учебное пособие предназначено для организации второй части самостоятельной работы студентов – освоение отдельных тем дисциплины и выполнение контрольных работ. Контрольные вопросы и задания предназначены для подготовки студентов очной и заочной форм обучения.

Методические указания по организации самостоятельной работы студента

В последующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «Управление качеством минерального сырья». Она содержит названия 8 основных тем с указанием основных вопросов и разделов каждой темы. Каждая тема является основой вопросов в экзаменационном билете. При чтении лекций по курсу преподаватель указывает те темы дисциплины, которые выносятся на самостоятельную проработку студентами. Причем в экзаменационный билет может включаться один из вопросов по такой теме. Основной объем информации по каждой теме содержится в учебниках по курсу [1,2]. Для углубленного освоения темы рекомендуется дополнительная литература. Для самоконтроля и приобретения навыков решения задач по отдельным разделам дисциплины на кафедре разработки месторождений открытым способом имеется тестовая обучающая программа и мультимедийные средства обучения. Эта программа заложена в каждый компьютер дисплейного класса и может быть скопирована студентом для использования на домашнем компьютере.

При освоении указанных ниже тем рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента.

1. Ознакомьтесь со структурой темы.
2. По учебникам [1, 2] освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.
6. Решите указанные задачи. Условия задач приведены в последнем разделе данного учебного пособия. При затруднении обратитесь за консультацией к преподавателю.
7. Для самоконтроля используйте тестовую обучающую программу

При самостоятельной работе над указанными темами рекомендуется вести записи в конспектах, формируемых на лекционных занятиях по курсу, и в том порядке, в котором данные темы следуют по учебной программе.

Содержание курса. Контрольные вопросы и упражнения

Тема 1: Основные понятия, формирующие термин «Качество минерального сырья»

Актуальность проблемы. Понятия о квалиметрии. Общие понятия, формирующие термин «качество продукции карьеров» при эксплуатации горного предприятия.

Сведения о качестве продукции горного предприятия. Промышленные требования к качеству продукции карьеров. Оценка уровня качества. Качество полезных ископаемых в недрах. Качество добытого полезного ископаемого. Качество горных работ.

Технико-экономическая сущность качества (ценность) полезного ископаемого. [1, 2]

Дополнительная литература [3-6].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Актуальность проблемы качества.
2. Понятие о квалиметрии.
3. Назовите основные факторы формирующие «качество минерального сырья» при эксплуатации горного предприятия.
4. Назовите показатели качества минерального сырья.
5. Какие промышленные требования предъявляются к качеству минерального сырья?
6. Основные понятия и категории, формирующие термин «качество минерального сырья».
7. Какая категория ценности минерального сырья предопределяет комплексное использование недр?
8. Как оптимизируют требования к качеству минерального сырья?

Тема 2: Планирование качества полезного ископаемого

Информация о качестве. Критерии и показатели, качества минерального сырья. Порядок установления кондиций на полезное ископаемое - временных, постоянных, эксплуатационных. Порядок разработки и | утверждения стандарта качества. Показатель комплексной оценки качества полезного ископаемого. Опробование.

Промышленно-экономическая оценка месторождений. Геопотенциал месторождения. Задачи геолого-маркшейдерского обслуживания горных работ на карьерах.

Количественные и качественные потери полезного ископаемого. Методы расчёта потерь. Нормирование потерь. [1, 2]

Дополнительная литература **[3-6].**

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите критерии и показатели качества минерального сырья.
2. Общая схема формирования качества.
3. Элементы системы управления качеством минерального сырья.
4. Задачи геолого-маркшейдерского обслуживания горных работ на карьере.
5. Схема получения информации о качестве минерального сырья.
6. Дайте характеристику количественных и качественных потерь полезного ископаемого при добыче.
7. Назовите методы расчета потерь. Нормирование потерь в черной и цветной металлургии.

Тема 3: Способы формирования качества карьерных рудопотоков

Основные методы стабилизации качества продукции на карьерах. Обеспечение качества в процессе подготовки полезных ископаемых к выемке. Обеспечение качества в процессах добычи. Селекция руд. Усреднение качества полезного ископаемого

Технология и организация внутрикарьерного усреднения. Усреднение руд на промежуточных (прикарьерных) складах. Усреднение руд на складах и в приемных бункерах обогатительных фабрик. [1, 2]

Дополнительная литература **[**3-6**].**

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите основные методы стабилизации качества минерального сырья на карьерах.
2. Какие дополнительные требования должны соблюдаться к буровзрывным работам в сложных забоях?
3. Назовите способы раздельного взрывания, дайте их краткую характеристику.
4. Чем определяется эффективность того или иного способа раздельного взрывания.
5. Назовите виды селективной разработки горной массы во взорванных сложных забоях.
6. Дайте определение термину «усреднение минерального сырья».
7. Характеризуйте способы усреднения по месту его проведения.

Тема 4: Технология обеспечения заданного качества полезного ископаемого

Управление протяженностью фронта работ при стабилизации качества полезного ископаемого. Управление протяженностью фронта работ при изменении интенсивности отработки и регулировании готовых и подготовленных запасов полезного ископаемого

Технологическая связь карьера и обогатительной фабрики. Взаимосвязь качества полезного ископаемого с технологией открытых горных работ. Контроль качества полезных ископаемых. **[**1, 2**]**

Дополнительная литература [3-6].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Дайте характеристику систем управления качеством минерального сырья.
2. Технологическая связь взрыва и обогатительной фабрики.
3. Управление горными работами при стабилизации качества.
4. Контроль качества горных работ.
5. Оперативное управление качеством минерального сырья на карьере.
6. Проблемы оперативного обеспечения стабильности минерального сырья при открытой добыче.

Контрольная работа «Расчёт нормативных потерь и разубоживания при разработке горизонтальных залежей»

Цель работы: освоить принципы подсчёта нормативных потерь и разубоживания для рудных месторождений на примере горизонтальной залежи.

Задачи работы:

1. Ознакомиться с технологическими и экономическими показателями, характеризующими процесс добычи и переработки сырой руды в концентрат.
2. Выполнить расчёты потерь и разубоживания по заданным вариантам.
3. Сделать оценку влияния технологии и ценовых факторов на величину потерь и разубоживания.

Условные обозначения:

$V_б$ – утверждённые балансовые запасы сырой руды, млн. т;

$\alpha_б$ – среднее содержание полезного компонента (железа) в балансовых запасах, %

m – мощность залежи, м;

$\gamma_р$ – плотность полезного ископаемого, т/м^3;

$\gamma_п$ – плотность вмещающих пород, т/м^3;

β – среднее содержание железа в концентрате, %;

θ – среднее содержание полезного компонента (железа) в хвостах обогащения, %;

Ц – отпускная цена концентрата, руб./т;

С – себестоимость концентрата, руб./т.

Порядок выполнения работы:

1. Для установления нормативных потерь и разубоживания производится технико-экономическая оценка вариантов ведения горных работ в приконтакных зонах:

вариант 1 – разработка залежи с разубоживанием без потерь;

вариант 2 – разработка залежи полезного ископаемого без разубоживания;

вариант 3 – разработка залежи с потерями (в почве пласта) и разубоживанием (примешивается слой породы в кровле залежи);

Примечание: во всех случаях высота примешиваемого и теряемого слоя принимается равной 0,5 м.

вариант 4 – разработка залежи с разубоживанием без потерь (как вариант 1). Высота примешиваемого слоя в кровле и почве залежи принимается равной 1,0 м.

2. Потери полезного ископаемого ($k_п$) в долях единицы определяются по формуле:

$$k_п = \frac{h_П + h_К}{m}, \text{ ед}$$

где $h_П$, $h_К$ – высота теряемого слоя полезного ископаемого в почве и кровле пласта, соответственно, м;

3. Коэффициент разубоживания ($k_р$) в долях единицы определяется по формуле:

$$k_р = \frac{(h_{ПП} + h_{КП}) \cdot \gamma_П}{m \cdot \gamma_Р}, \text{ ед.}$$

где $h_{ПП}$, $h_{КП}$ – высота примешиваемого слоя породы, соответственно в почве и кровле пласта, м.

4. Объём извлекаемого полезного ископаемого ($V_д$) с учётом потерь и разубоживания:

$$V_д = V_б(1 - k_П + k_Р), \text{ тыс. т.}$$

5. Содержание железа в добытом (с учётом потерь и разубоживания) объёме руды ($\alpha_д$) определяется по формуле:

$$a_д = \frac{V_б \cdot a_б (1 - k_П)}{V_д}, \%$$

6. Выход концентрата ($\gamma_к$) определяется по формуле:

$$\gamma_к = \frac{\alpha_д - \theta}{\beta - \theta}, \text{ ед}$$

Примечание: Выход концентрата ($\gamma_к$) представляет собой отношение массы концентрата ($V_к$ с содержанием железа β) к массе сырой руды ($V_д$ с содержанием железа $\alpha_д$), т.е. значение $\gamma_к$ можно так же определить исходя из уравнений баланса металлов, т.е. равенства железа в исходной (сырой) руде количеству железа в концентрате и в хвостах после обогащения

7. Определяется объём концентрата по вариантам по формуле:

$$V_к = V_д \cdot \gamma_к, \text{ тыс. т}$$

8. Определяем экономические показатели по вариантам:

8.1. Стоимость произведённого концентрата ($C_к$)

$$C_к = Ц_к \cdot V_к, \text{ руб}$$

8.2. Суммарные затраты на добычу, транспорт и обогащение ($C_д$)

$$C_д = C \cdot V_д, \text{ руб}$$

8.3. Прибыль по вариантам

$$П = C_к - C_д$$

Пример расчёта нормативов потерь и разубоживания

№ п/п	Показатели	Ед. изм.	Вариант			
			1	2	3	4
1	2	3	4	5	6	7
1	Утверждённые запасы, $V_б$	тыс. т	100	100	100	100
2	Содержание полезного компонента (Fe) в руде, $\alpha_б$	м	40	40	40	40
3	Мощность слоя полезного ископаемого	м	15	15	15	15
4	Мощность теряемого слоя • в почве, $h_П$ • в кровле, $h_К$	 м м	 - -	 0,5 0,5	 0,5 -	 - -
5	Мощность примешиваемого слоя • в почве, $h_{ПП}$ • в кровле, $h_{КП}$	 м м	 0,5 0,5	 - -	 - 0,5	 1,0 1,0
6	Коэффициент потерь $k_п = \frac{h_П + h_К}{m}$		0	0,067	0,033	0
7	Коэффициент разубоживания $k_р = \frac{(h_{ПП} + h_{КП}) \cdot \gamma_П}{m \cdot \gamma_Р}$		0,051	0	0,026	0,103
8	Плотность руды, $\gamma_Р$	т/м^3	3,5	3,5	3,5	3,5
9	Плотность породы, $\gamma_П$	т/м^3	2,7	2,7	2,7	2,7

Продолжение таблицы

1	2	3	4	5	6	7
10	Объём извлекаемого полезного ископаемого, $V_д$ $V_д = V_б(1 - k_П + k_Р)$	тыс.т	105,1	93,3	99,3	110,3
11	Содержание полезного компонента (Fe) в добытом объёме руды, $\alpha_д$ $a_д = \frac{V_б \cdot a_б(1 - k_П)}{V_д}$	%	38,06	40,0	38,95	36,26
12	Содержание полезного компонента (Fe) в концентрате, $\beta_к$	%	64	64	64	64
13	Содержание полезного компонента (Fe) в хвостах обогащения, θ	%	6	6	6	6
14	Выход концентрата $\gamma_к = \frac{\alpha_д - \theta}{\beta - \theta}$	ед.	0,553	0,586	0,586	0,522
15	Объём концентрата $V_к = V_д \cdot \gamma_к$	т.т.	58,1	54,7	56,4	57,6
16	Стоимость концентрата $C_к = Ц_к \cdot V_к$ (принято $Ц_К$=3000 руб/т)	млн. руб.	174,3	164,1	169,2	172,6
17	Суммарные затраты на добычу, транспорт и обогащение $C_д = C \cdot V_д$	млн. руб.	157,7	140,0	149,0	165,5
18	Прибыль $П = C_к - C_д$	млн. руб.	16,6	24,1	20,2	7,1

Выводы: по величине прибыли делается вывод об эффективности вариантов при заданной цене концентрата.

Приложение 1

Исходные данные для контрольной работы

№ Вар.	$V_б$, тыс. т	$\alpha_б$, %	m, м	$\gamma_р$, т/м^3	$\gamma_п$, т/м^3	β, %	θ, %	Цк, руб./т	С, руб./т
1	70	47	15	3,5	2,7	64,0	6,0	4500	1500
2	80	46	14	3,6	2,8	63,5	6,5	4200	1500
3	90	45	13	3,7	2,9	63,0	7,0	3900	1500
4	100	44	12	3,8	3,0	62,5	7,5	3600	1500
5	110	43	11	3,9	3,1	62,0	8,0	3300	1200
6	120	42	10	4,0	3,2	61,5	8,5	3000	1200
7	130	41	9	3,5	2,7	64,0	6,0	4500	1400
8	140	40	15	3,6	2,8	63,5	6,5	4200	1400
9	150	39	14	3,7	2,9	63,0	7,0	3900	1400
10	160	38	13	3,8	3,0	62,5	7,5	3600	1200
11	170	37	12	3,9	3,1	62,0	8,0	3300	1200
12	180	36	11	4,0	3,2	61,5	8,5	3000	1200
13	190	35	10	3,5	2,7	64,0	6,0	4500	1400
14	200	34	9	3,6	2,8	63,5	6,5	4200	1400
15	100	33	15	3,7	2,9	63,0	7,0	3900	1400
16	110	32	14	3,8	3,0	62,5	7,5	3600	1400
17	120	31	13	3,9	3,1	62,0	8,0	3300	1200
18	130	30	12	4,0	3,2	61,5	8,5	3000	1200
19	140	29	11	3,5	3,3	61,0	9,0	2800	1200
20	150	28	10	3,6	3,4	62,0	9,0	3300	1200

Рекомендуемая литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
1.	Анистратов Ю.И., Анистратов К.Ю. , Щадов М. И. Справочник по открытым горным работам. – М.: ООО «НТЦ Горное дело», 2010. - 700 с.	32
2.	Анистратов Ю.И., Анистратов К.Ю. Технология открытых горных работ. – М.: ООО «НТЦ Горное дело», 2008. - 472 с., илл.	38
3.	Шестаков В. А. Рациональное использование недр. - М: Недра, 1990. – 223 с.	13
4.	Грачёв Ф. Г. Управление качеством сырья на горнорудных предприятиях. – М: Недра, 1997. - 208 с.	5
5.	Ломоносов Г. Г. Формирование качества руды при открытой добыче. – М.: Недра, 1975. – 224 с.	4
6.	Бызов В. Ф. Управление качеством продукции карьеров: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1991. – 239 с: илл.	2

МИНОБРНАУКИ РОССИИ
Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Управление качеством минерального сырья»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Екатеринбург

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

**Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Управление качеством
минерального сырья»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»**

Екатеринбург

В учебно-методическом пособии даны рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень источников.

Учебно-методическое пособие составлено в соответствии с рабочей программой дисциплины «Управление качеством минерального сырья» и требованиями Государственного образовательного стандарта высшего образования к обязательному минимуму содержания и уровня подготовки специалистов по специализации «Открытые горные работы» специальности 21.05.04 – «Горное дело».

Учебно-методическое пособие предназначено для студентов очного и заочного обучения, изучающих данную дисциплину, а также может быть использовано при выполнении курсового проекта, бакалаврской и дипломной работ.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение 5

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 1 «ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭЛЕМЕНТОВ ЗАЛЕГАНИЯ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА» 6

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 2 «ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНОГО ПОРЯДКА РАЗВИТИЯ ФРОНТА ДОБЫЧНЫХ РАБОТ В КАРЬЕРЕ» 9

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 3 «ОПРЕДЕЛЕНИЕ МАКСИМАЛЬНОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА ПО УГЛЮ С УЧЁТОМ ВЫХОДА ШТЫБА» 12

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 4 «РАСЧЁТ ПАРКА ЭКСКАВАТОРОВ НА ДОБЫЧЕ ПРИ УСРЕДНЕНИИ КАЧЕСТВА РУД» 15

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 5 «РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЪЁМОВ ДОБЫЧИ РУДЫ МЕЖДУ ЭКСКАВАТОРАМИ ПРИ ТРЕБУЕМОМ СОДЕРЖАНИИ МЕТАЛЛА В РУДЕ» 18

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 6 «РАСЧЁТ КОЭФФИЦИЕНТА УСРЕДНЕНИЯ НА ВНУТРИКАРЬЕРНЫХ СКЛАДАХ» 22

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 7 «ОПЕРАТИВНОЕ (ДИСПЕТЧЕРСКОЕ) УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ РУДНОГО СЫРЬЯ (ДЕЛОВАЯ ИГРА)» 26

Приложение №1 30

Приложение №2 31

Приложение №3 32

Приложение №4 33

Приложение №5 34

Рекомендуемая литература 35

Введение

Учебно-методическое пособие по выполнению практических работ «Управление качеством минерального сырья» разработано на основе рабочей учебной программы дисциплины «Управление качеством минерального сырья» для студентов специализации «Открытые горные работы» (ОГР) специальности 21.05.04 – «Горное дело». Оно содержит рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень литературных источников.

Основная цель практических работ – приобретение базовых знаний, умений и навыков по технологии отвалообразования и организации производственных процессов, необходимых для осуществления учебной и профессиональной деятельности.

Задачами практических работ являются:

– приобретение практических навыков по обоснованию технологических параметров карьеров;

– овладение методами расчета, необходимыми для выбора рациональной организации горных работ в конкретных условиях.

Каждая практическая работа рассчитана на два-четыре академических часа при соответствующей подготовке студента.

Общий порядок выполнения работ:

1. Практические работы проводятся после прослушивания студентами лекций по соответствующим разделам курса.

2. Перед выполнением практической работы студент должен проработать рекомендуемую литературу и соответствующие темы лекций, а также изучить порядок и алгоритм её выполнения.

3. Практические работы выполняются на основе индивидуальных исходных данных. Номера вариантов определяются преподавателем.

4. Для выполнения практической работы необходимо иметь при себе конспект лекций, рабочую тетрадь, чертёжные инструменты и калькулятор.

5. Результаты практической работы представляются в виде отчёта – технического документа, оформленного в соответствии с требованиями ГОСТа 2.105-95. Отчёт должен содержать следующие разделы: наименование и цель работы; исходные данные; краткое описание теоретических положений, лежащих в основе данной работы; основные формулы и расчёты, таблицы с результатами расчётов, графики; анализ полученных результатов и выводы.

6. Оценка за практическую работу выставляется на основе защиты отчёта и ответов на контрольные вопросы с учётом качества оформления.

7. Отчёты по практическим работам выполняются в виде отдельной работы со сквозной нумерацией страниц, с титульным листом стандартной формы и содержанием. На титульном листе указывается общая тематика практических работ, наименование студенческой группы, полные фамилия, имя и отчество студента-исполнителя, а также фамилия, имя, отчество и должность преподавателя.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 1 «ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭЛЕМЕНТОВ ЗАЛЕГАНИЯ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА»

Цель работы: Определить элементы залегания пласта

Задачи работы: Построить гипсометрический график поверхности пласта, определить углы простирания пласта.

Порядок выполнения работы:

На участке месторождения пробурено три скважины, известны их координаты в ортогональных проекциях "X" и "Y" и абсолютная отметка "Z" поверхности пласта.

Таблица 1.1

№ скважины	**Координаты устья скважин (м)**		
	X	**Y**	**Z**
1	195	5	+50
2	180	122	+100
3	20	120	+30

Исходные данные: Для выбора исходных данных, студент должен изменить табличные данные (см. таблицу 1.1) в соответствии со своим номером варианта.

$$\begin{cases} X_3 + 2N \\ Z_3 + 2N \end{cases}$$, где N – номер варианта

Графический метод:_Угол падения пласта определяется следующим образом: по направлению наибольшего ската между изогипсами под прямым углом берется отрезок АВ (рис. 1.1). От точки А откладывается величина Δh - превышение между двумя изогипсами. Отмечается точка С, угол СВА и будет углом падения пласта (δ_o).

Масштаб плана поверхности пласта принять 1 : 1000, сечение изолиний через 10 м.

1.1. По координатам X, Y нанести скважины (№№ 1, 2, 3) на план, написать номер скважины, её координаты и абсолютную отметку поверхности пласта (рис 1.1).

1.2. Соединить скважины пунктирной линией и каждую сторону получившегося треугольника проградуировать палеткой по отметке Z с шагом 10 м. Точки с отметками, кратными 10 м, соединить между собой прямыми сплошными линиями. Это будут изогипсы поверхности пласта.

1.3. Определить угол простирания плоскости пласта (α_i). Он измеряется транспортиром между положительным направлением оси X и положительным направлением изогипс. За положительное принимается направление, при расположении лицом по которому падение пласта будет наблюдаться вправо.

1.4. Определить угол падения пласта (δ_o) графическим (см. рисунок 1.1) и аналитическим способами.

Аналитический метод: Угол падения пласта определяется по формуле:

$$tg\delta_0 = \frac{\Delta h}{l}$$

где Δh – разница высотных отметок между изогипсами, м;

l – кратчайшее расстояние между изогипсами, м.

Форма отчётности: По результатам занятия представляется отчет, содержащий краткую теорию существа вопроса, таблицу исходных данных, результат работы в виде чертежа и расчетов.

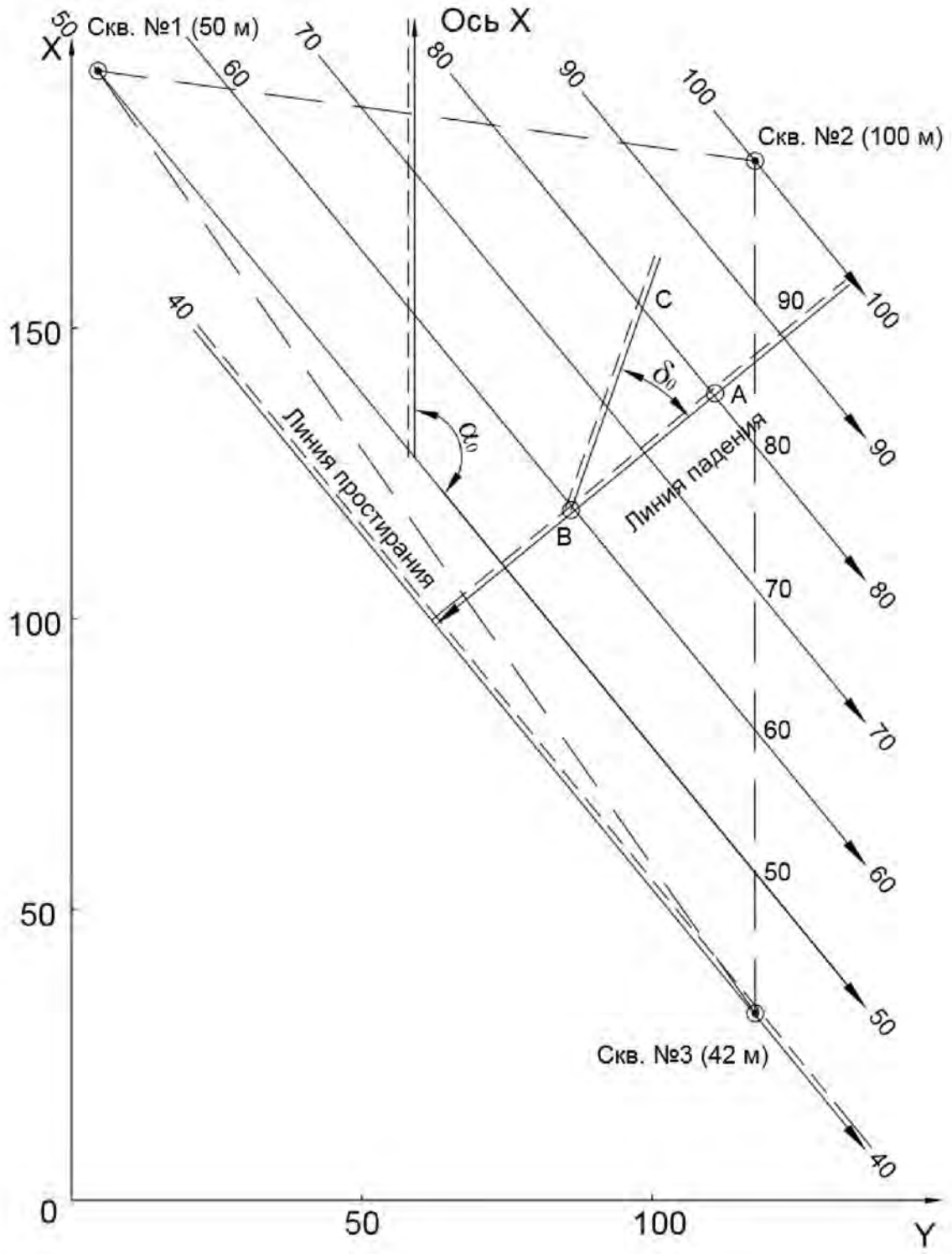


Рис. 1.1 План изогипс поверхности пласта 1:1000

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 2 «ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНОГО ПОРЯДКА РАЗВИТИЯ ФРОНТА ДОБЫЧНЫХ РАБОТ В КАРЬЕРЕ»

Цель работы: Выбрать направление развития фронта добычных работ и положение экскаваторных заходок относительно рудной залежи, при которой потери (***П***) полезного ископаемого не будут превышать нормативные значения потерь (***П***) при заданных значениях засорения (***R***).

На рисунке показано произвольное положение откосов заходки ***АВ*** при отработке залежи ***СД***. Положение АВ определяется значением (***a_0***) высотой треугольника пустых пород, включаемых в руду в процессе отбойки, которое в свою очередь определяет ***ΔP*** и ***ΔV*** - объёмы, соответственно, теряемых руд и засоряющих руду пород.

Порядок выполнения работы:

1. В соответствии с исходными данными по варианту (см. приложение 1) выбирается расчётная схема развития фронта работ, (рис. 3.1.).

Примечание: Расчёты производятся по двум направлениям развития фронта: при работе от висячего бока залежи к лежачему и от лежачего бока к висячему в зависимости от варианта задания. Все расчёты приводятся на 1 м длины фронта.

2. Определяется высота треугольника пустых пород, попадающих в руду в процессе отбойки (a_0):

$$a_0 = R \cdot H_y + \sqrt{(R \cdot H_y)^2 + \frac{R \cdot H_y \cdot m}{\mp ctg\beta \pm ctg\alpha} - R \cdot H_y^2}\ , \text{м}$$

где H_y – высота уступа, м;

R – разубоживание (засорение) руды, доли ед.;

m – мощность залежи, м;

□ – угол откоса забоя, град.;

□ – угол падения контакта руды, град.

Примечание: Знаки «+» и «+» ставят при направлении работ от лежачего бока к висячему; «–» и «+» - при направлении работ от висячего бока к лежачему и $\beta > \alpha$, «+» и «–» - при направлении работ от висячего бока к лежачему и $\beta < \alpha$ (см. рисунок 3.1).

По установленному значению a_0 находятся объёмы ΔP и ΔV:

$$\Delta P = \frac{(H_y - a_0)^2}{2} \cdot (\mp ctg\beta \pm ctg\alpha), \text{ м}^3$$

$$\Delta V = \frac{a_0^{\ 2}}{2} \cdot (\mp ctg\beta \pm ctg\alpha), \text{ м}^3$$

3. По коэффициенту μ_0 проводится сравнение вариантов и выбирается направление развития фронта работ:

$$\mu_0 = \frac{\Delta V}{\Delta P} \to \min .$$

4. Для принятого направления развития фронта определяется допустимое значение потерь (***П***):

$$П = \frac{(H_y - a_0)^2 \cdot (\mp ctg\beta \pm ctg\alpha)}{m \cdot H_y} \cdot 100, \%$$

5. Полученные потери сравнить с нормативными.

Примечание: Нормативные значения потерь (***П***) приняты в работе 3-4%.

6. Сделать вывод по работе. Например: для принятого направления развития фронта работ потери соответствуют нормативным.

Форма отчётности: Для выбранного направления развития фронта вычертить схему и показать положение экскаваторной заходки (рис. 2.1).

Исходные данные к работе приведены в приложении 1.

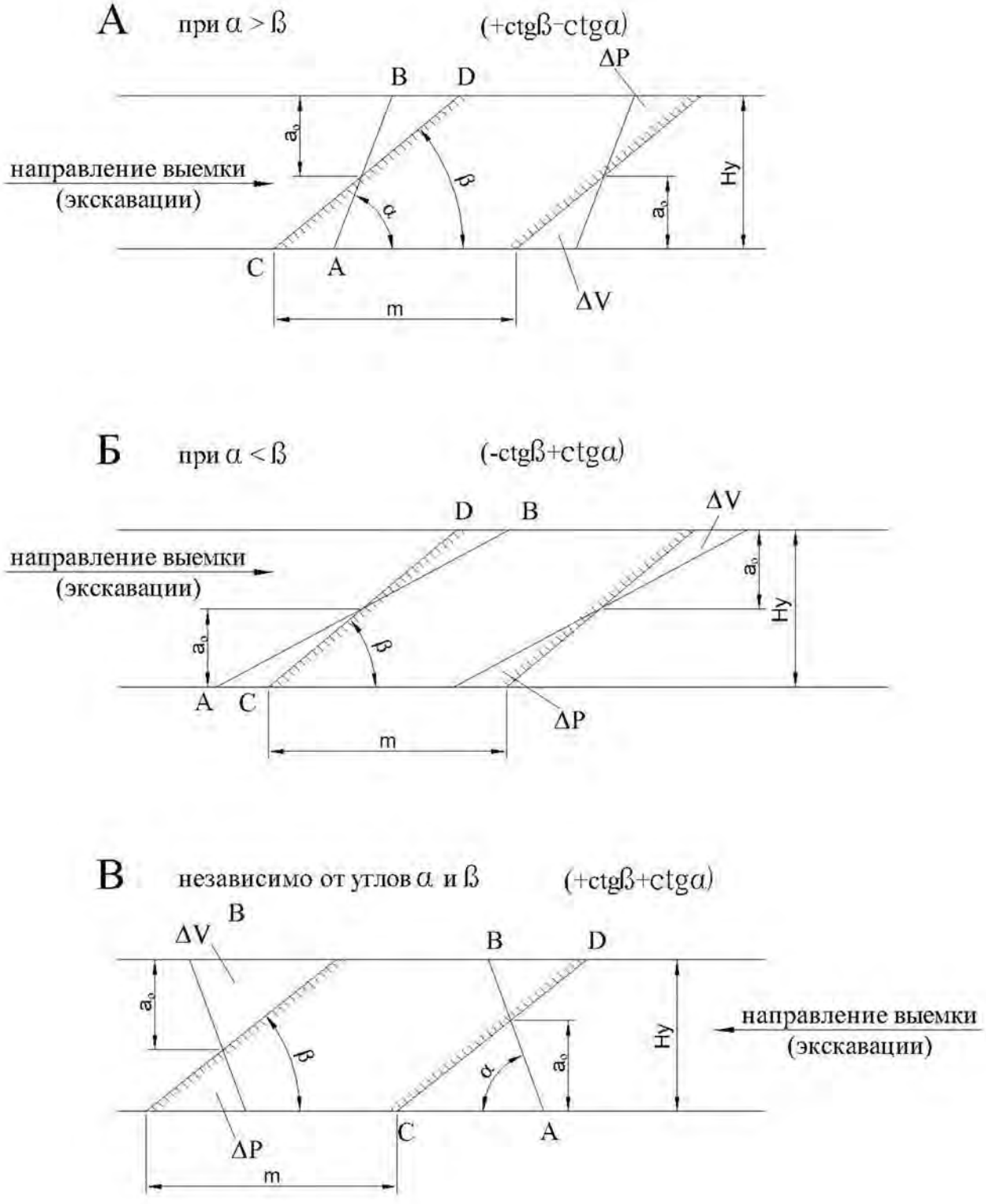


Рис.2.1. Направление развития фронта работ в зависимости от угла откоса заходки (α) и угла падения залежи (β).

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 3 «ОПРЕДЕЛЕНИЕ МАКСИМАЛЬНОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА ПО УГЛЮ С УЧЁТОМ ВЫХОДА ШТЫБА»

Цель работы:

1. Найти такие годовые объёмы добычи угля по пластам, при которых годовой объём добычи всего карьера был бы максимальным.
2. Найти выход штыба с первого и второго пластов. Исходя из имеющегося круга потребителей годовой объём выхода штыба на карьере не должен превышать 121 тыс. тонн.

Примечание: Штыб – это уголь (антрацитовая мелочь) с размером фракции менее 3 мм, служит как топливо для ТЭЦ, ГРЭС и др.

Исходные данные к работе приведены в приложении 2.

Пример выполнения работы: Карьер разрабатывает два угольных пласта. Первый пласт даёт выход штыба 20%, второй 30%. При разработке только первого пласта объём годовой добычи карьера составил бы 500 тыс. тонн угля; при разработке только второго пласта – 200 тыс. тонн угля. По условию опережения горных работ добыча со второго пласта не может опережать добычу с первого пласта.

Порядок выполнения работы:

1. Пусть X и Y – годовая добыча (тыс.тонн) соответственно по первому и по второму пласту. Тогда годовая добыча по карьеру составит:

$$Z = X + Y$$

Кроме того, согласно условию:

$$X \leq 500$$

$$Y \leq 200$$

$$Y \leq X$$

2. Так как годовой объём выхода штыба с первого пласта равен $0{,}2X$, а со второго $0{,}3Y$, то их суммарный выход $0{,}2X + 0{,}3Y$ не должен превышать 121 тыс. тонн, т.е. $0{,}2X + 0{,}3Y \leq 121$.

Таким образом необходимо найти максимум величины $Z = X + Y$ при ограничениях:

$$0 \leq X \leq 500$$

$$0 \leq Y \leq 200$$

$$Y \leq X$$

$$0{,}2X + 0{,}3Y \leq 121$$

3. Решаем эту задачу графически (рисунок 3.1).

Область допустимых значений, определяемая системой неравенств-ограничений, есть многоугольник ***OPQRS*** вместе со своей границей (на рисунке он заштрихован). Заметим, что для построения этого многоугольника все неравенства следует заменить равенствами и построить соответствующие прямые.

$$x = 500$$

$$y=200$$

$$y=x$$

$$2x+3y=1210$$

Рассмотрим выражение $Z = X + Y$. Придавая Z различные значения получим семейство параллельных прямых.

Заметим, что все эти прямые проходят через вершины многоугольника ***OPQRS***. Наибольшее значение величин Z принимает в вершине R.

Таким образом, Z_{max} = 570 тыс. тонн, X_{max} = 500 тыс. тонн, Y_{max} = 70 тыс. тонн.

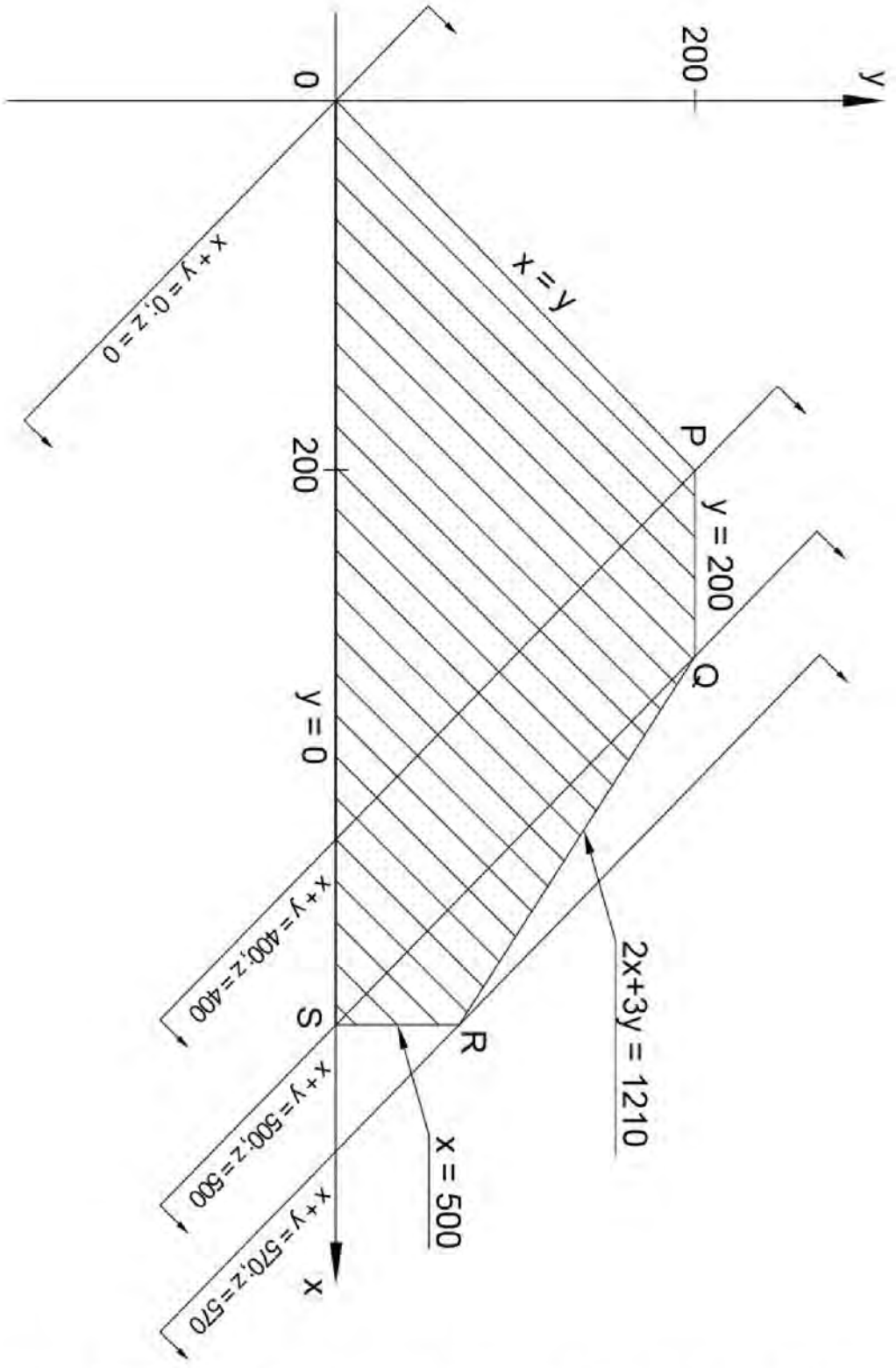


Рисунок 3.1. Область допустимых значений, определяемая системой неравенств - ограничений

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 4 «РАСЧЁТ ПАРКА ЭКСКАВАТОРОВ НА ДОБЫЧЕ ПРИ УСРЕДНЕНИИ КАЧЕСТВА РУД»

Цель работы: Рассчитать резерв производительности экскаваторов на добыче и в случае необходимости организацию подшихтовочно-усреднительного склада.

Необходимое количество экскаваторов (***n***) на добыче, с учётом выполнения требований к усреднению качества определяется по графику (рис. 4.1) в зависимости коэффициента однородности качества от коэффициента резерва производительности экскаваторов на добыче:

$$k_0 = f(k_p)$$

Под коэффициентом неоднородности качества (k_0) понимается отношение максимального допустимого значения среднеквадратичного отклонения усредняемого компонента в сменных объёмах добычи к среднеквадратичному отклонению содержания усредняемого компонента в экскаваторных забоях.

Под коэффициентом резерва производительности экскаваторов (k_p) понимается отношение суммарной производительности работающих на добыче в течении смены экскаваторов к сменной производительности карьера по полезному ископаемому.

Исходные данные: Принимаются согласно приложению №3.

1. Производительность карьера по руде (***Qк***), т/смену.
2. Производительность экскаватора по руде (***Qэ***), т/смену.
3. среднеквадратичное отклонение содержания усредненного компонента в экскаваторном забое (***σk***), %.
4. Максимально допустимое значение среднеквадратичного отклонения содержания усредняемого компонента (***σдоп***), %.

Примечание: Расчёт выполняется для железорудных карьеров.

Порядок выполнения работы:

1. Определяется допустимое значение коэффициента неоднородности качества руды:

$$k_o = \frac{\sigma_{доп}}{\sigma_к}$$

2. Определяется минимально необходимое число экскаваторов на добыче:

$$n = \frac{Q_к}{Q_э}$$

Если *n* – дробное число, оно округляется до ближайшего целого в большую сторону.

3. Определяется коэффициент резерва производительности экскаватора на добыче:

$$k_р = \frac{n \cdot Q_э}{Q_к}$$

4. На графике (рис. 5.1) по оси абсцисс откладывается значение $k_р$ и из этой точки восстанавливается перпендикуляр до пересечения с кривой, соответствующей принятому числу экскаваторов n. Ордината точки пересечения k_0 сравнивается с величиной $k_{доп}$ и, если $k_0 \leq k_{доп}$ расчёт закончен, т.к. принятое число экскаваторов n обеспечивает выполнение требований, предъявляемых к качеству руды. В противном случае число экскаваторов увеличивается на единицу и расчёт повторяется.
5. Рассчитывается необходимость организации подшихтовочно-усреднительного склада. Для оценки необходимости организации склада принимается:

Вывод по работе:

Если $n \cdot (k_p - 1) \leq 1$ - организация подшихтовочно-усреднительного склада нецелесообразна.

Если $n \cdot (k_p - 1) \geq 1$ - организация подшихтовочно-усреднительного склада целесообразна.

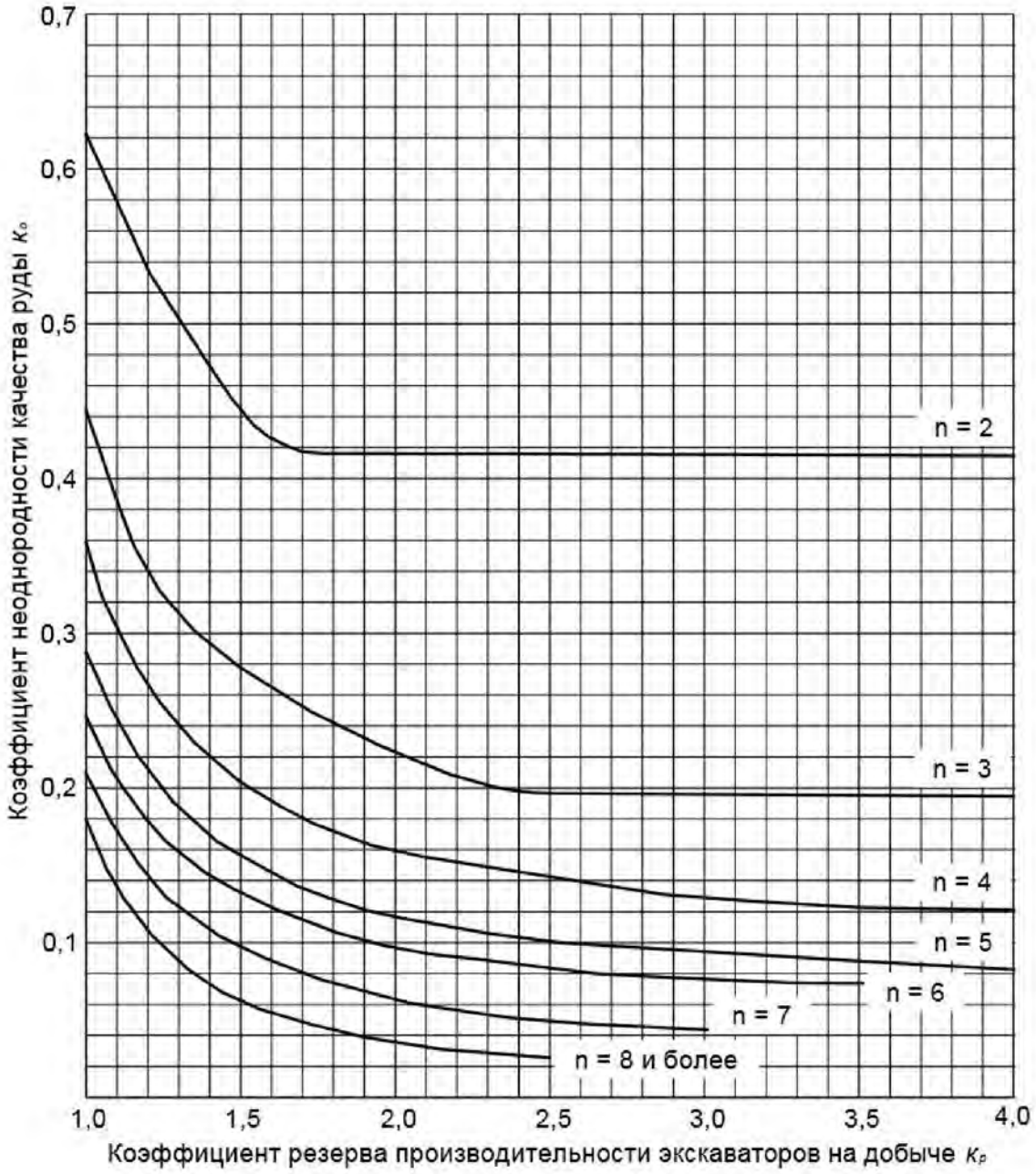


Рисунок 4.1 – График зависимости $k_0 = f(k_p)$

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 5 «РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЪЁМОВ ДОБЫЧИ РУДЫ МЕЖДУ ЭКСКАВАТОРАМИ ПРИ ТРЕБУЕМОМ СОДЕРЖАНИИ МЕТАЛЛА В РУДЕ»

Цель работы: Распределение объёмов добычи руды между экскаваторами при требуемом содержании металла в руде

Исходные данные: Принимаются согласно приложению №4. В работе находятся 5 экскаваторов, продолжительность смены 8 часов. Планируемый объём добычи в смену ***Q***, тыс. т. Требуемое содержание железа α_i , %. Требуемый объём добычи у каждого забоя q_i, тыс.т. Предполагается, что сумма $\sum q_i \triangleright Q$. Содержание железа в ***i***-ом забое равно α_i, %.

Методика выполнения работы: При решении данного класса задач (оптимизации) требуется найти вектор ***X***, минимизирующий целевую функцию ***L***.

$$L = \min\left|F(x) - \overline{M}\right|$$

где ***F(x)*** – содержание основного усредняемого компонента в запланированном объёме.

M – требуемое содержание основного компонента.

Сущность метода решения представляется в виде линейных комбинаций решения двух вспомогательных задач:

1. Поиск максимальной функции ***F(x)***;
2. Поиск минимальной функции ***F(x)***;

Нахождение набора $\{b_i\} i = 1,\ldots, n$ - решение максимальной задачи.

Нахождение набора $\{c_i\} i = 1,\ldots, n$ - решение минимальной задачи.

$i = 1 \ldots n$ – количество забоев экскаваторов.

B_i и c_i – объёмы добычи, которые необходимо планировать ***i***-му экскаватору, что бы решение основных задач было оптимальным.

Оптимальный план находится по формуле:

$$a_i = b_i \cdot \gamma + c_i \cdot (1 - \gamma)$$

где γ – коэффициент взвешенности, определяется:

$$\gamma = \frac{\overline{M} - M''}{M' - M''}$$

где $M'' = \sum_{i=1}^{n} c_i \cdot \alpha_i$; $M' = \sum_{i=1}^{n} b_i \cdot \alpha_i$; $\overline{M} = Q \cdot \overline{\alpha}_{cp}$, при этом должно выполняться условие:

$$M' \geq \overline{M} \geq M''$$

Пример выполнения работы: Пусть в работе находятся 5 экскаваторов, следовательно, ***i*** изменяется от 1 до 5. ***Q*** = 9,500 тыс. т/смену, $\alpha_{ср}$ = 28%.исходная информация и решение приводится в табличной форме.

Таблица 5.1.

Число экска-ватор-ов, Nэ	**Исходные данные**		**Максимальная задача**		**Минимальная задача**		**Оптимальный вариант**
	q_i	α_i	b_i	$b_i\,\alpha_i$	c_i	$c_i\,\alpha_i$	$\alpha_i = b_i\gamma + c_i(1-\gamma)$
1	3,2	35	3,2	112	0	0	α_1=0,6
2	3,2	33	3,2	105,6	1,9	62,7	α_2=2,1
3	3,2	30	3,1	93	3,2	96	α_3=3,2
4	2,2	24	0	0	2,2	52,8	α_4=1,8
5	2,2	20	0	0	2,2	44	α_5=1,8
Σ	**Σ q_i=** 14 тыс.т	**$\alpha_{ср}$=** 28,4%	**Σ b_i=** 9,5 тыс.т	***M'*=** 310	**Σ c_i=** 9,5 тыс.т	***M»*=** 255,5	***Q*=** 9,5 тыс.т

1. Экскаваторы в таблице располагаются ***в порядке убывания содержания железа в руде.***

2. Решается максимальная задача, экскаваторы, начиная с первого, загружаются на полную мощность до требуемого объёма добычи, 9,5 тыс. т руды и находим среднее содержание железа

$$b_i \begin{cases} 3,2-1,2 \\ 3,1-3 \\ 0-4,5 \end{cases}$$

$$b_{i-n} = \alpha_i \cdot b_i$$

$$b_{i-1} = 35 \cdot 3,2 = 112$$

$$b_{i-2} = 33 \cdot 3,2 = 105,6$$

$$b_{i-3} = 30 \cdot 3,1 = 93$$

$$b_{i-4} = 0$$

$$b_{i-5} = 0$$

3. Решается минимальная задача, экскаваторы загружаются так же на полную мощность, но в обратном порядке, начиная с 5-го забоя.

$$c_i \begin{cases} 1,9-2 \\ 2,2-4,5 \\ 3,2-3 \\ 0-1 \end{cases}$$

$$c_{i-n} = c_i \cdot \alpha_i$$

$$c_{i-1} = 0$$

$$c_{i-2} = 33 \cdot 1,9 = 62,7$$

$$c_{i-3} = 30 \cdot 3,2 = 93$$

$$c_{i-4} = 24 \cdot 2,2 = 52,8$$

$$c_{i-5} = 20 \cdot 2,2 = 44$$

Примечание: Второй экскаватор загружается на величину, не достающую до требуемого объёма добычи 9,5 тыс. т.

4. устанавливается требуемое содержание железа в руде (***M***) и определяется коэффициент взвешенности:

$$\overline{M} = Q \cdot \alpha_{cp} = 9{,}5 \cdot 28 = 266$$

$$310 \triangleright 266{,}0 \triangleright 255{,}5$$

$$\gamma = \frac{\overline{M} - M''}{M' - M''} = \frac{266 - 255{,}5}{310 - 255{,}5} = 0{,}19$$

5. Находим оптимальный вариант загрузки экскаваторных забоев с заданной производительностью с учётом предъявляемых требований по содержанию железа в руде:

$$\alpha_1 = 3{,}2 \cdot 0{,}19 + 0 \cdot (1 - 0{,}19) = 0{,}6 \text{, тыс. т}$$

$$\alpha_2 = 3{,}2 \cdot 0{,}19 + 1{,}9 \cdot (1 - 0{,}19) = 2{,}1 \text{, тыс. т}$$

$$\alpha_3 = 3{,}1 \cdot 0{,}19 + 3{,}2 \cdot (1 - 0{,}19) = 3{,}2 \text{, тыс. т}$$

$$\alpha_4 = 0 \cdot 0{,}19 + 2{,}2 \cdot (1 - 0{,}19) = 1{,}8 \text{, тыс. т}$$

$$\alpha_5 = 0 \cdot 0{,}19 + 2{,}2 \cdot (1 - 0{,}19) = 1{,}8 \text{, тыс. т}$$

Вывод по работе: приведённые в таблице значения α_i обеспечивают содержание железа в запланированном объёме добычи руды, равное требуемому содержанию 28%.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 6 «РАСЧЁТ КОЭФФИЦИЕНТА УСРЕДНЕНИЯ НА ВНУТРИКАРЬЕРНЫХ СКЛАДАХ»

Цель работы: Ознакомить студентов с оценкой технологической эффективности усреднения руд на складах.

Эффективность организационно технических мероприятий по усреднению руд на карьерных складах оценивается через коэффициент усреднения (η) сравнением стандартов в рудном потоке, поступающем на склад, и выходном потоке со склада:

$$\eta = 1 - \frac{\sigma'}{\sigma}$$

где σ' – среднеквадратичное отклонение в потоке руды со склада, %

σ – среднеквадратичное отклонение в потоке руды, поступающем на склад, %

Примечание: коэффициент усреднения (η) изменяется в пределах 0,0-1,0. Значение $\eta = 0$ означает отсутствие эффекта усреднения, $\eta = 1$ идеальное усреднение.

Для определения усреднительной способности склада необходимо изучить влияние следующих параметров:

- коэффициент разрыхления (K_p),
- среднего диаметра куска рудной массы (d_{cp}),
- высоты забоя (H),
- ёмкости ковша экскаватора (E),
- показателя изменчивости качества в сечении забоя (λ), см. рисунок.

Основные расчётные формулы:

$$\eta = 1 - \frac{\sigma'}{\sigma} = 1 - \sqrt{\frac{\frac{\alpha^2}{\beta^2} \cdot T \cdot \lambda + k}{(1 + \alpha + \frac{\alpha}{\beta}) \cdot (T \cdot \lambda \cdot K + 1)}},$$

$$k = \frac{\alpha}{\beta} \cdot T \cdot \lambda + \frac{\alpha}{\beta} + \alpha + 1$$

где: α – показатель обрушения, ед.;

β – относительный параметр массообмена, ед.;

T – постоянная времени, с.;

k – параметр, учитывающий объём обрушения пород при единичном акте копания.

Условные обозначения:

Физические характеристики рудной массы

Коэффициент разрыхления, ед	k_p
Средний диаметр куска, м	$d_{ср}$
Коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протодьяконова, ед	f
Плотность пород в целике, т/м^3	γ=2,9-3,2

Технологические параметры склада и горно-выемочного оборудования

Высота склада, м	H
Ширина заходки, м	B
Длина склада, м	L
Ёмкость ковша экскаватора, м^3	E
Глубина внедрения ковша, м	H
Высота копания, м	$h_{коп}$
Ширина ковша, м	$b_к$

Текущая производительность черпания (интенсивность копания), Q
$м^3/с$

Удельное сопротивление копанию, $кгс/см^2$ k_F

Коэффициент экскавации, ед $k_э$

Коэффициент подвижности рудной массы, ед m

Коэффициент мощности рабочего оборудования мехлопаты
(для ЭКГ-5А – 0,8; для ЭКГ-8И(10) – 0,87) A

Коэффициент разрыхления породы в забое, доля ед. (1,2-1,4) k_p

Глубина подработки забоя, достаточная для возникновения обрушения сверху, м $\alpha_{ср}$

Горнотехнические параметры:

Угол естественного откоса, град. ($35^0 – 36^0$) φ

Угол откоса забоя, град. ($60^0 – 70^0$) μ

Количество технологических слоёв в течении склада, ед. N

Коэффициент внутреннего трения, ед. v

Исходные данные к работе: см. приложение 5.

Порядок выполнения работы:

1. определяется коэффициент подвижности рудной массы в забое экскаватора:

$$m = 1 + 2v^2 - 2v \cdot \sqrt{1 + v^2}\ ;$$

$$v = tg\varphi$$

2. Устанавливается глубина внедрения ковша экскаватора (h).

$$h = 2{,}6 \cdot k_p^2 - 4{,}26 \cdot k_p + 1{,}8p$$

3. В зависимости от коэффициента экскавации рудной массы ($К_э$) и рабочих параметров экскаватора (E, $в_к$) находим высоту копания

$$h_{коп} = \frac{E \cdot k_э}{b_к \cdot h}$$

Примечание: Коэффициент экскавации устанавливается на основе зависимости $k_э = f(\alpha_{ср})$ (см. рис. 7.2) при $d_{ср} = (0{,}15 \div 0{,}3) \cdot \sqrt[3]{E}$

4. Определяется показатель обрушения породы в забое (***α***), относительный параметр массообмена (***β***) в зоне непосредственного черпания ковшом экскаватора и текущая производительность черпания (интенсивность копания) (***Q***):

$$\alpha = (\frac{H - h_{кол}}{Z \cdot h_{кол}} + \frac{h \cdot ctg\varphi}{4b_k}) \cdot k_p,$$

$$Z = \frac{a_{ср}}{h},$$

$$a_{ср} = \frac{0{,}92(k_F - 0{,}3)k_p}{\gamma \cdot \sin 2\mu \cdot (tg\mu - tgQ)},$$

$$k_F = 3{,}18(\frac{6{,}47}{k_p} - 4{,}14) \cdot (\frac{0{,}108}{h} + 0{,}38) \cdot (0{,}51 + 0{,}11f) \cdot (0{,}41 + 2d_{ср}),$$

$$\beta = \alpha \cdot m,$$

$$Q = \frac{A}{k_F \cdot k_p},$$

$$\lambda = -\ln\zeta = \ln\left[\cos(\frac{\pi}{2}(1 - \frac{1}{N}))\right].$$

5. По зависимости (7.2) рассчитывается коэффициент усреднения на складе за постоянную времени (***T***):

$$T = \frac{E \cdot k_э}{Q}.$$

6. Определяется объёма склада (***V***) и вместимостью склада (***Qск***)

$$V = b \cdot H \cdot L,$$

$$Q_{ск} = \frac{V \cdot \gamma}{k_р}.$$

Отчётность по работе: Даётся оценка эффекта усреднения руды на внутрикарьерном складе.

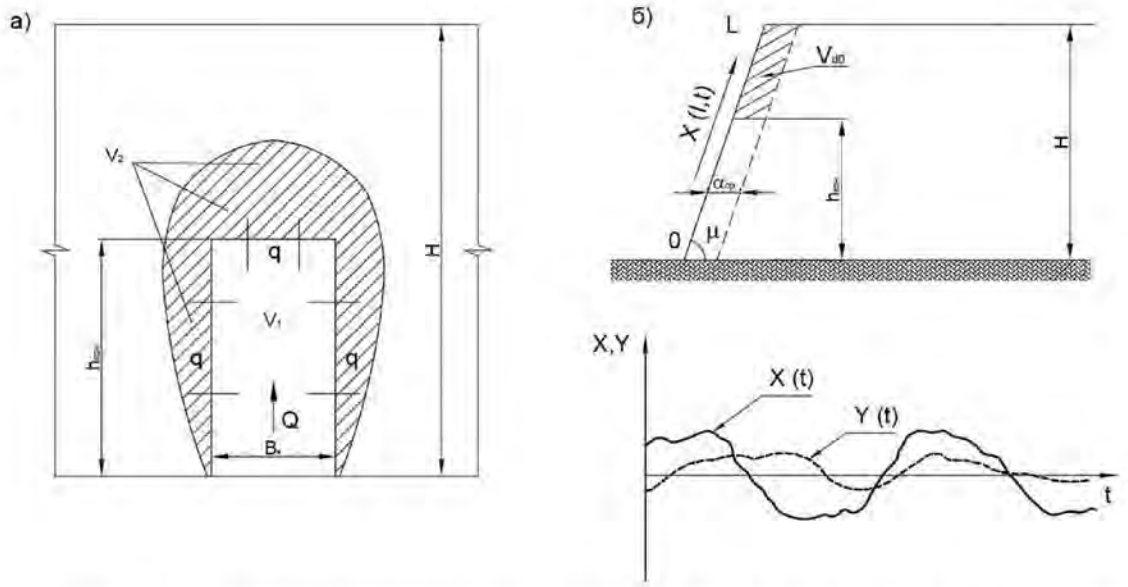


Рисунок 6.1 - Принимаемые схемы массообмена руды (а) и формирования входного потока (б) в забое

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 7 «ОПЕРАТИВНОЕ (ДИСПЕТЧЕРСКОЕ) УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ РУДНОГО СЫРЬЯ (ДЕЛОВАЯ ИГРА)»

Цель работы: Проведение со студентами профессионального тренинга на тему «Оперативное управление качеством рудного сырья». Тренинг проводится с использованием специализированного программного обеспечения «Горно-обогатительный комбинат», разработанного кафедрой «Прикладной математики и вычислительной техники» Ленинградского горного института. Лабораторная работа направлена на приобретение опыта прогнозирования результатов решения, освоение алгоритма и правил принятия решений, способствующих достижению плановых технико-экономических показателей в условиях существующих ограничений.

Исходные данные: В распоряжении участников имеется20 транспортных средств, обслуживающих три добычных участка, каждому из которых, с помощью генератора случайных чисел определена производственная задача следующего вида:

- расстояние транспортирования - l_i, м;
- скорость движения машин - V_i, км/ч;
- качество рудной массы - α_i, %;
- себестоимость добычи руды - C_i, руб/т(i=1,2,3);

В ходе тренинга с помощью программного обеспечения рассчитываются суммарные плановые показатели:

- по количеству руды - $Q_{пл}$, т;
- по качеству руды - $\alpha_{пл}$, %;
- по себестоимости добычи руды - $C_{пл}$, руб/т.

Теоретические положения: Смысл оперативного (диспечерского) управления качеством рудного сырья заключается в том, что каждый участник, зная систему условий среды (расстояние от участков карьера до обогатительной фабрики, скорость движения транспортных средств по участкам, качество и себестоимость добычи руды на них), должен распределить 20 транспортных средств между 3-мя рудными участками таким образом, что бы обеспечить выполнение плановых показателей по количеству, качеству и себестоимости добычи сырья на 100%.

Сложность управления состоит в том, что при сбалансированной работе значительное перевыполнение, а тем более невыполнение плана даже одного из показателей отрицательно сказывается на работе всего комплекса.

Предусмотрено два режима программы: обучающий и игровой.

Для участников тренинга главное быстро оценить обстановку и выбрать наиболее рациональное решение так, чтобы скорректировать «худший» учитываемый показатель управления, не внося при этом большой ущерб другим показателям.

Каждое решение оценивается по бальной шкале, представленной на рис. 7.1.

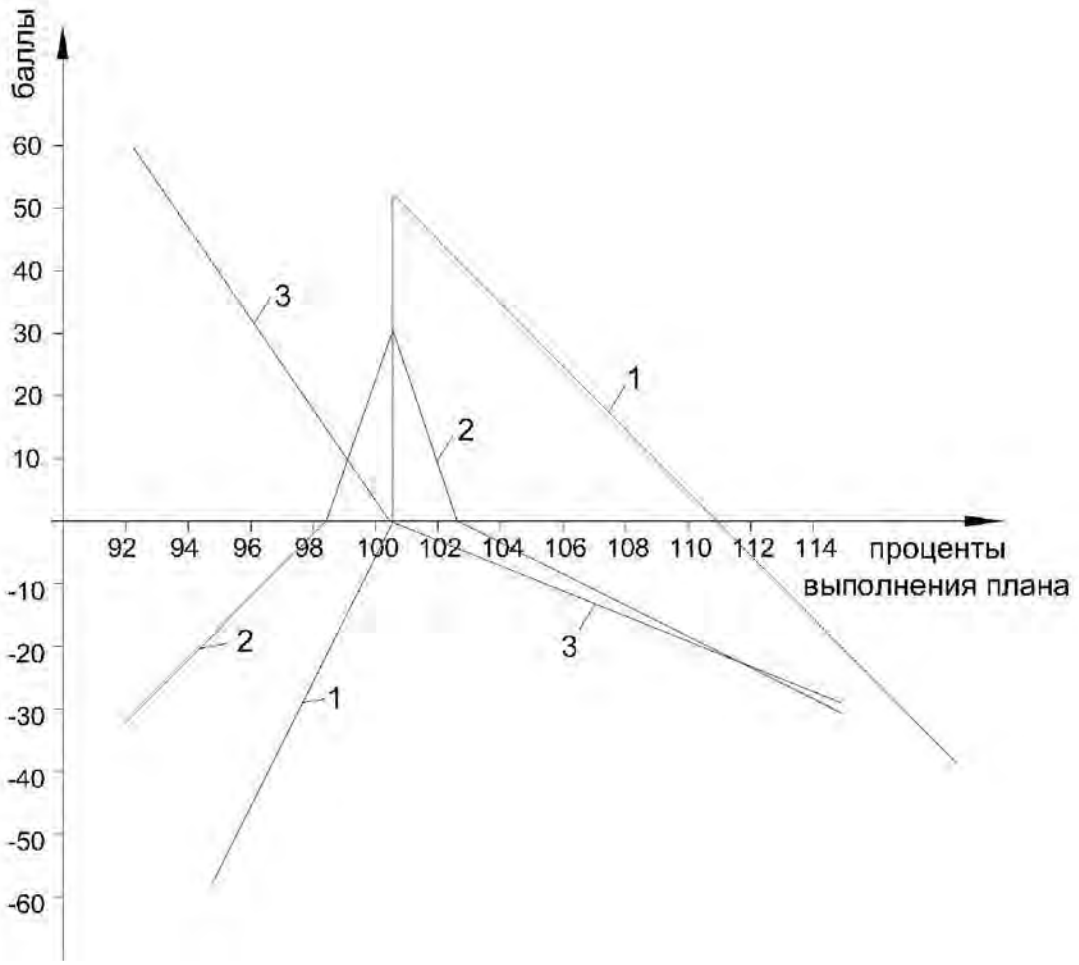


Рис. 7.1. Оценка принятых решений.

Для принятия оптимальных решений следует руководствоваться следующими условиями:

1. Все 20 транспортных средств, имеющихся в наличии у каждого участника, имеют одинаковый типоразмер и одну и туже производительность.
2. Объём сменной добычи рудного сырья с *i*-го участка (Q_i) пределяется по формуле:

$$Q_i = Pn_i \frac{l_i}{v_i}$$

где n_i – количество транспортных средств, отправляемых на i-й участок;

$\frac{l_i}{v_i}$ - интенсивность движения транспорта;

P - грузоподъёмность

3. Качество добычи сырья в карьере ($\alpha_К$) определяется как:

$$\alpha_К = \sum_{i=1}^{3} \alpha_i \cdot \frac{Q_i}{\sum_{i=1}^{3} Q_i}$$

4. Участки добычи руды в карьере находятся в разных горно-геологических условиях. Это условие учитывается вычислением значений следующей функции:

$$C_i = l_i \frac{\alpha_{max}}{(V_i \cdot \alpha_i)}$$

где α_{max} – максимальное значение качества руды на всех участках.

5. Себестоимость добычи сырья по карьеру ($C_К$) определяется как:

$$C_К = \sum_{i=1}^{3} C_i \cdot \frac{Q_i}{\sum_{i=1}^{3} Q_i}$$

Порядок выполнения работы:

1. Преподаватель задаёт режим работы программы: обучающий или игровой.
2. Участнику необходимо ввести предположительное распределение транспортных средств по участкам добычи руды (три целых числа, разделённых между собой запятой).
3. Провести анализ данных, оценить ситуацию и принять рациональное решение по перераспределению транспортных средств между участками так, чтобы подтянуть «худший» показатель управления, не нанося большой ущерб другим показателям.
4. Игра проводится в течении заданных смен или до победы участника.

ПРИЛОЖЕНИЕ №1

Исходные данные для работы 2

№ п/п	R, %	H_y, м	α, град	β, град	m, м
1	3	10	70	60	9
2		12		50	
3		15		45	
4	4	10	45	50	
5		12		60	
6		15		70	
7	5	10	60	45	12,5
8		12		50	
9		15		70	
10	2	10	70	45	
11		12		50	
12		15		60	
13	3	10	45	50	14
14		12		60	
15		15		70	
16	6	10	60	45	
17		12		50	
18		15		70	
19	7	10	70	50	18,5
20		12		45	

ПРИЛОЖЕНИЕ №2

Исходные данные для работы 3

№ п/п	Пласт 1		Пласт 2	
	выход штаба, %	объём добычи угля, тыс. тонн	выход штаба, %	объём добычи угля, тыс. тонн
1	10	400	20	200
2		500		250
3		550		400
4		600		300
5		650		250
6	15	400	25	200
7		500		250
8		550		400
9		600		300
10		650		250
11	20	550	10	400
12		600		300
13		650		250
14		400		200
15		500		250
16	25	550	30	400
27		600		300
28		650		250
19		400		200
20		500		250

ПРИЛОЖЕНИЕ №3

Исходные данные для работы 4

№ п/п	$Q_к$, тыс. т / смену	$Q_э$, т/смену	σ_k, %	$\sigma_{доп}$, %.
1	10	2500	2,0	0,8
2	12	2600	2,5	0,9
3	14	2700	3,0	1,0
4	16	2800	3,5	1,1
5	18	2900	4,0	1,2
6	20	3000	4,5	0,8
7	22	3100	5,0	0,9
8	24	3200	5,5	1,0
9	26	3300	6,0	1,1
10	10	3400	6,5	1,2
11	12	3500	7,0	0,8
12	13	3600	6,5	0,9
13	14	3700	6,0	1,0
14	15	3800	5,5	1,1
15	16	4000	5,0	1,2
16	17	3900	4,5	0,8
17	18	3700	2,5	0,9
18	19	3500	3,0	1,0
19	20	3300	3,5	1,1
20	21	3100	4,0	1,2

ПРИЛОЖЕНИЕ №4

Исходные данные для работы 5

№ п/п	Q, тыс. т	$\alpha_{ср}$ %	q_i, тыс. т					α_i, %				
			Номера забоев									
			1	2	3	4	5	1	2	3	4	5
1	7,5	25	2,5	2,5	2,5	1,5	1,5	32	29	17	20	27
2	8	26	2,8	2,8	2,8	1,8	1,8	33	30	18	21	28
3	9	27	3,0	3,0	3,0	2,0	2,0	34	31	29	22	19
4	10	28	3,2	3,2	3,2	2,2	2,2	35	32	23	30	20
5	12	29	3,5	3,5	3,5	2,5	2,5	21	24	31	36	33
6	10	25	3,2	2,5	2,5	1,5	2,5	32	29	17	20	27
7	11	26	3,5	2,8	2,8	1,8	2,2	33	30	18	21	28
8	10	27	3,0	3,0	3,0	2,0	2,0	34	31	29	22	19
9	8	28	2,8	3,2	2,5	2,2	1,8	35	32	23	30	20
10	9	29	2,5	3,5	3,0	2,5	1,5	21	24	31	36	33
1	11	25	2,5	3,5	3,0	2,5	2,5	32	29	17	20	27
12	10,5	26	2,8	3,2	3,2	2,2	2,2	33	30	18	21	28
13	9	27	3,5	3,0	3,5	1,5	1,5	34	31	29	22	19
14	10	28	3,2	2,8	2,5	1,8	1,8	35	32	23	30	20
15	8	29	3,0	2,5	2,8	2,0	2,0	21	24	31	36	33
16	10,5	25	3,0	3,2	3,0	2,2	2,0	32	29	17	20	27
17	11	26	3,2	3,0	2,5	2,5	1,8	33	30	18	21	28
18	9,5	27	2,5	3,5	2,8	1,8	1,5	34	31	29	22	19
19	12	28	3,5	3,2	3,0	2,0	2,2	35	32	23	30	20
20	8,5	29	2,8	2,5	3,2	1,5	2,5	21	24	31	36	33

ПРИЛОЖЕНИЕ №5

Исходные данные для работы 6

№ варианта	Параметры склада, м			Параметры ковша		*f*	*N*
	H	***b***	***L***	***E*, $м^3$**	***$b_к$*, *м***		
1	8	15	50	5	2,1	8	15
2							7
3							10
4	8	15	75	5	2,1	7	10
5							3
6							6
7	10	18	75	5	2,1	9	5
8							7
9							2
10	15	18	100	10	2,36	10	10
11							15
12							8
13							3
14	12	20	50	8	2,36	12	10
15							5
16							8
17	12	18	100	10	2,36	14	11
18							3
19							5
20							10

РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА

№ П/П	НАИМЕНОВАНИЕ	КОЛ-ВО ЭКЗ.
1.	Анистратов Ю.И., Анистратов К.Ю. , Щадов М. И. Справочник по открытым горным работам. – М.: ООО «НТЦ Горное дело», 2010. - 700 с.	32
2.	Анистратов Ю.И., Анистратов К.Ю. Технология открытых горных работ. – М.: ООО «НТЦ Горное дело», 2008. - 472 с., илл.	38
3.	Шестаков В. А. Рациональное использование недр. - М: Недра, 1990. – 223 с.	13
4.	Грачёв Ф. Г. Управление качеством сырья на горнорудных предприятиях. – М: Недра, 1997. - 208 с.	5
5.	Ломоносов Г. Г. Формирование качества руды при открытой добыче. – М.: Недра, 1975. – 224 с.	4
6.	Бызов В. Ф. Управление качеством продукции карьеров: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1991. – 239 с: илл.	2

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ СТУДЕНТОВ

ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ

Специальность

21.05.04 Горное дело
*Специализация №3 «**Открытые горные работы**»*

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Багазеев В.К. д.т.н., профессор

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ» 3

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ 3

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ» 5

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ». 5

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ» 6

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ»

Алгоритм работы студентов для качественного усвоения дисциплины включает в себя следующие действия:

1. Изучить рабочую программу дисциплины, что позволит правильно сориентироваться в системе требований, предъявляемых к студенту со стороны преподавателя.
2. По учебнику освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

1. Общие определения промывки и обогащения песков. Продукция приисков.
2. Промывистость песков. Простейшие средства промывки.
3. Подъем песков на промывку ленточными конвейерами.
4. Подъем песков на обогащение гидротранспортом.
5. Основные определения дезинтеграции и грохочения песков.
6. Перфорированные дезинтеграторы.
7. Комбинированные дезинтеграторы-скрубберы.
8. Схематическое устройство шлюзов и отсадочных машин.
9. Основные принципы гравитационного обогащения золота, платины, олова.
10. Обогащение на прямолинейных шлюзах.
11. Шлюзы глубокого наполнения.
12. Шлюзы мелкого и среднего наполнения.
13. Шлюзы для извлечения мелкого золота.
14. Обогащение на отсадочных машинах.

15. Доводка гравитационных концентратов.
16. Основные положения центробежного обогащения.
17. Обогащение золотосодержащих песков на винтовых сепараторах.
18. Безнапорные центробежные концентраторы.
19. Напорные центробежные концентраторы.
20. Общая характеристика процесса уборки хвостов промывки.
21. Высотно-разносный способ уборки необезвоженных хвостов.
22. Напорно-гидравлический способ уборки хвостов.
23. Уборка хвостов промывки ленточными отвалообразователями (стакерами).
24. Агрегатно-комплексное построение промывочных установок.
25. Скрубберные промывочные приборы.
26. Шлюзовые, гидроэлеваторные и землесосные промывочные приборы.
27. Транспортно-обогатительные комплексы для разработки россыпей.
28. Промывочные установки и модули для извлечения мелкого золота.
29. Расчетные схемы гравитационного обогащения.
30. Выбор принципиальной схемы обогащения.
31. Порядок расчета качественно-количественной схемы обогащения.
32. Порядок расчета водно-шламовой схемы обогащения.
33. Режим работы и общие показатели промывки песков россыпей.

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ»

3.1. Основная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
1.	Багазеев В.К. Промывка песков россыпей: Учебное пособие. - Екатеринбург: Изд. УГГА, 2004. - 177 с.	51
2.	Разработка россыпных месторождений: учебное пособие / В. К. Багазеев, Н. Г. Валиев ; Уральский государственный горный университет. - Екатеринбург : УГГУ, 2008. - 196 с. : ил. - Библиогр.: с. 129. - ISBN 978-5-8019-0175-6	27

3.2 Дополнительная литература

1.	Андреева Г.С., Небера В.П., Горюшкина С.В. Переработка и обогащение полезных ископаемых россыпных месторождений. - М.: Недра, 1992. - 337 с.	10
2.	Богданов Е.И. Оборудование для транспорта и промывки песков россыпей. - М.: НЕдра, - 1978. - 240 с.	21
3.	Замятин О.В., Лопатин А.Г., Санникова Н.П., Чугунов А.Д. Обогащение золотосодержжащих песков и конгломератов. - М.: Недра, 1975. – 264 с.	12
4.	Багазеев В.К. Бульдозерно-экскаваторная разработка россыпных месторождений: Учебное пособие. Свердловск: Изд. СГИ, 1988. – 64 с.	38

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ»

1. Российская государственная библиотека http://www.rsl.ru, Leninka.ru

2. Федеральный портал "Российское образование" http://www.katalog.ru

3.Международный портал обучающегося Education Community http://autodesk.com/education/free-software.all.

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ»

Тема 1: Производственные процессы промывки и обогащения песков

Промышленная характеристика россыпей. Характеристика полезных минералов. Общие сведения о способах разработки россыпных месторождений. Основные определения промывки и обогащения песков. Промывистость и гидравлическая разрушаемость песков. Методы определения промывистости песков. Классификация россыпей по крупности золота.

Тема 2: Дезинтеграция и грохочение песков

Основные узлы и агрегаты промывочных установок. Подача (подъём) песков на промывку. Способы подачи песков, непосредственная загрузка. Подача песков ленточными конвейерами. Подача песков гидротранспортом. Расчёт напорного гидротранспорта при гидравлической подаче песков грунтовыми насосами.

Основные положения подготовки песков к обогащению. Перфорированные дезинтеграторы. Комбинированные дезинтеграторы-скрубберы. Основные технологические параметры барабанных дезинтеграторов.

Тема 3: Обогащение песков и извлечение металла

Основные положения гравитационного обогащения. Основная концентрация на шлюзах промывочных приборов. Параметры работы шлюзов. Шлюзы глубокого наполнения. Шлюзы мелкого и среднего наполнения. Шлюзы для извлечения мелкого золота. Извлечение металла при основной концентрации на шлюзах. Основная концентрация на отсадочных машинах. Параметры работы отсадочных машин. Диафрагмовые отсадочные машины. Отсадочные машины с подвижным решетом. Отсадочные машины для улавливания самородков и крупного золота. Извлечение металла при основной концентрации на отсадочных машинах.

Основные положения центробежного обогащения. Обогащение россыпей на винтовых сепараторах. Безнапорные центробежные концентраторы. Напорные центробежные концентраторы.

Особенности разработки обводнённых россыпей. Оборудование промывки и обогащения песков на драге. Схема цепи аппаратов золотодобывающих драг. Схема цепи аппаратов алмазодобывающих драг.

Тема 4: Обоснование и выбор технологической схемы промывки, обогащения и извлечения металла. Складирование хвостов промывки

Основные определения технологических схем. Критерии эффективности технологической схемы промывочной установки. Расчёт водно-шламовой схемы обогащения. Режим работы и общие показатели промывки песков россыпей.

Общие условия применения промывочных установок. Уборка хвостов промывки. Общая характеристика процесса уборки хвостов промывки. Высотно-разносный способ уборки необезвоженных хвостов. Напорно-гидравлический способ уборки хвостов. Уборка обезвоженных хвостов промывки ленточными отвалообразователями (стакерами).

Организация оборотного водоснабжения промывочных установок. Отведение поверхностного стока воды. Каналы. Насосы и насосные станции для подачи технологической воды на промывку.

Тема 5: Практика обогащения золотосодержащих песков на промывочных приборах и установках

Шлюзовые, гидроэлеваторные и землесосные промывочные приборы. Гидровашгердный промывочный прибор (ГПП). Промывочные приборы типа ПГШ. Комбинированные шлюзовые приборы.

Скрубберные промывочные приборы. Гидроэлеваторные промывочные приборы. Промывочные установки и модули для извлечения мелкого золота.

Обогащение на концентрационных столах. Фракционирование хвостов промывки при самотёчном складировании. Соосаждение частиц золота на откосе гидроотвала.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОГО ПРОЕКТА И ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ

Б1.В.04 ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Исаков С.В., к.т.н., Ганиев Р.С., Мусихина О.В. к.т.н., доцент, Костин А.Л.

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОГО ПРОЕКТА 4
1.1. Общие положения ... 4
1.2. Содержание проекта ... 4
1.3. Требования к оформлению расчетно-пояснительной записки ... 10
1.4. Требования к оформлению графической части проекта ... 11
2. ПОСОБИЕ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ЛАБОРАТОРНЫХ РАБОТ ... 12
2.1. Подготовка исходных данных для автоматизированного планирования: сканирование и векторизация графических документов ... 12
2.2. Моделирование подвигания рабочей зоны ... 17
2.3. Автоматизированный подсчет объемов выемки горной массы ... 20
2.4. Обоснование порядка отработки участка рабочего борта ... 22
2.5. Выбор технологической схемы расконсервации уступов ... 25
2.6. Разработка календарного графика отработки участка борта ... 28
3. СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ И РЕКОМЕНДУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ ... 33
ПРИЛОЖЕНИЯ ... 34
ПРИЛОЖЕНИЕ 1. Образец оформления курсового проекта ... 34
ПРИЛОЖЕНИЕ 2. Образец задания на курсовое проектирование ... 35
ПРИЛОЖЕНИЕ 3. Образец оформления содержания пояснительной записки к проекту ... 36
ПРИЛОЖЕНИЕ 4. Образец оформления графической части проекта ... 37
ПРИЛОЖЕНИЕ 5. Образец оформления углового штампа ... 38

1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

1.1. Общие положения

Курсовой проект выполняется на 9 семестре на базе дисциплин «Планирование открытых горных работ» и «Информационные технологии».

Тема курсового проекта:

Планирование отработки участка борта карьера в сложных горно-технических условиях

Учебные задачи курсового проекта:

- закрепление практических навыков применения компьютерной техники и машинной графики, полученных при изучении дисциплины «Информационные технологии», для выполнения горно-геометрических расчетов;
- изучение методики горно-геометрических расчетов при планировании ведения горных работ;
- изучение технологических схем ведения горных работ при отработке уступов в стесненных условиях;
- изучение методики обоснования порядка отработки и составления календарного графика ведения горных работ на участке борта карьера.

В соответствии с учебным графиком проект выполняется в течение второй учебной ступени 9 семестра.

Разработка проекта осуществляется в основном во время, отведенное для лабораторного практикума, а также во время, предусмотренное для самостоятельной работы. На лабораторных занятиях каждый студент выполняет сквозное на весь цикл работ **индивидуальное учебное задание** в соответствии с нижеприведенным пособием. Во внеурочное время студент самостоятельно формирует и оформляет пояснительную записку и графическое приложение к проекту.

Часть студентов осуществляет разработку проектов на реальных примерах по данным практики, часть – по заданным руководителем условиям разработки. Номера стандартных условий ведения горных работ задаются по заранее подготовленным учебным вариантам заданий. Номер варианта соответствует порядковому номеру фамилии студента по списку в группе.

Курсовой проект состоит из расчетно-пояснительной записки и 1 листа графического приложения, которое выполняется с использованием средств AutoCAD.

1.2. Содержание проекта

Содержательными задачами курсового проекта являются:

- определение объема работ по приведению участка борта (существующее положение) в рабочее состояние при заданном годовом подвигании фронта горных работ на гор. +62 м;

- определение объема работ по переносу участка борта с последующей его консервацией при заданном подвигании фронта работ на гор. +62 м.

- обоснование технологических схем расконсервации и очередности отработки каждого из перемещаемых уступов;

- составление графика отработки участка борта, учитывающего использование максимального количества экскаваторов в работе с учетом их наиболее полного использования во времени;

- расчет параметров передовой разворотной площадки и размеров бурового блока при расконсервации уступа с учетом геометрии выработанного пространства.

Для решения поставленных задач на первой стадии выполняются горно-геометрические расчеты. Целью расчетов является установление объемов горных работ, необходимых для формирования карьерного пространства требуемой конструкции.

При установленных количественных показателях подвигания горных работ на каждом горизонте определяется технологическая возможность и порядок отработки запланированных объемов. На данном этапе осуществляется согласование параметров буровзрывных, горных и транспортных работ, обеспечивающих безопасную отработку каждого уступа.

При выбранном порядке отработки всех уступов на участке борта устанавливается время, потребное для возобновления работ на смежных горизонтах и длительность отработки каждого из них. Увязка перемещения уступов во времени с учетом перегона экскаваторов с уступа на уступ позволяет определить общую длительность отработки участка борта карьера.

Все вычисления сводятся к ряду стандартных вычислительных и логических процедур, описание которых приведено ниже в Пособии по выполнению лабораторных работ.

Курсовой проект состоит из 5 глав. Содержание отдельных глав проекта соответствует существу выполняемых студентами лабораторных работ.

Глава 1. Моделирование расчетных положений рабочей зоны

При подготовке главы разработчик проекта:

– создает растровую компьютерную копию исходного положения горных работ на участке карьерного пространства (сканирует выкопировку); векторизует растровую копию; создает базовую геоинформационную модель рабочей зоны карьера в виде файла AutoCAD с расширением **.dwg;**

– моделирует в соответствии с заданием в среде AutoCAD расчетные положения горных работ на каждом горизонте участка борта карьера, планируемые к отработке в течение определенного, но пока не установленного времени.

Моделирование осуществляется от существующего (исходного) положения горных работ:

а) при заданном годовом подвигании на одном из «опорных» уступов (60 -70 м/год) и сохранении или создании на остальных горизонтах рабочих площадок требуемой ширины (40 м);

б) при остановке верхнего уступа и приведении в законсервированный вид всех нижележащих горизонтов (ширина площадки консервации 19 м);

в) при заданном годовом подвигании работ на «опорном» горизонте и с последующим приведением всех уступов в законсервированное положение (ширина площадки консервации 19 м).

В первом случае участок борта полностью расконсервируется и приводится в рабочее состояние для дальнейшей интенсивной отработки.

Во втором случае на участке борта уступы консервируются сверху вниз без подвигания работ на верхнем уступе, тем самым между исходным и планируемым положением карьерного пространства определяется объем подготовленных к моменту начала планирования запасов горной массы.

В третьем случае моделируется и планируется поэтапное перемещение борта, предусматривающее поочередную расконсервацию и консервацию каждого уступа в течение определенного промежутка времени.

В главе кратко описываются действия, приводящие к созданию исходной геоинформационной модели участка борта карьера. Описываются принципы моделирования планируемых положений горных работ и создания информационных слоев. Приводятся сведения о сформированном файле **xxx.dwg –** модели исходного и планируемых положений карьерного пространства. Приводится чертеж (распечатка на принтере) векторизованного исходного участка борта формата А4, переведенный из базового масштаба 1:1000 в 1:5000 (1:2000) и сводные планы М 1:5000 планируемых положений борта карьера (рабочее, законсервированное).

Глава 2. Расчет планируемых объемов выемки горной массы на участке борта

При подготовке главы разработчик проекта на основании ранее произведенных горно-геометрических расчетов вычисляет с помощью средств Auto-CAD количественные характеристики планируемых подвиганий горных работ. Объемы горных работ, планируемые к выемке на каждом горизонте, рассчитываются по данным моделирования и заключены между поверхностью исходного положения карьерного пространства и поверхностью рабочей зоны с заданными при моделировании параметрами. При этом в плане отрабатываемые горизонты разделяются на зоны-прирезки, соответствующие исходному и моделируемому положению горных работ.

Объем горной массы на каждом горизонте определяется по выражению:

$$V = S_{гм} \cdot H_{у},$$

где $H_{у}$ – высота уступа, м

$S_{гм}$ - площадь горной массы на горизонте, м^2.

В среде AutoCAD площадь горной массы рассчитывается как площадь многоугольника, заключенного между исходным и планируемым положениями на каждом горизонте отрабатываемого участка.

В главе следует описать принцип определения зон-прирезок на каждом горизонте и привести таблицы (табл. 1.1), характеризующие планируемые к выемке объемы горных работ, планируемые к выемке на участке борта для трех исследуемых случаев:

а) приведение участка борта в рабочее состояние;

б) расчет объемов подготовленных запасов;

в) поэтапное перемещение борта с поочередной расконсервацией и консервацией.

Результаты работы следует представлять в пояснительной записке в виде таблиц.

Таблица 1.1

Отметка горизонта, м	**Площадь прирезки $S_м$, мм^2**	**Площадь прирезки $S_п$, м^2**	**Высота уступа $H_у$, м**	**Объем работ на горизонте V, м^3**
…	…	…	…	…
Всего:	…	…	…	…

Глава 3. Обоснование порядка отработки участка борта

Задачей настоящей главы проекта является обоснование порядка приведения участка борта к конструкции, соответствующей наличию на нем рабочих площадок.

При подготовке главы следует:

– изготовить совмещенные поперечные разрезы, характеризующие исходное и планируемое положения горных работ для всех трех исследованных случаев:

а) приведение участка борта в рабочее состояние;

б) расчет объемов подготовленных запасов;

в) поэтапное перемещение борта с поочередной расконсервацией и консервацией;

– принять в соответствии с заданием типовую ширину взрывного блока (в задании на выполнение проекта предполагается, что взрывание - трехрядное); на сечении, характеризующем планируемое развитие горных работ, обеспечивающем приведение участка борта в рабочее состояние, разделить каждый отрабатываемый горизонт на ряд последовательных зон-участков, соответствующих по ширине взрывному блоку;

– проанализировать полученные изображения и в случае несовпадения границы последнего взрывного блока и планируемой границы горных работ на горизонте скорректировать чертеж. Корректировка заключается в увеличении ширины первого от выработанного пространства или последнего взрывного

блока. Ширина взрывного блока увеличивается пропорционально расстоянию между рядами скважин;

– сопоставляя величину фактической площадки на горизонте и ширину отрабатываемого взрывного блока с принятой минимальной шириной рабочей площадки (40,0 м) пронумеровать, начиная с верхнего горизонта на поперечном сечении (1, 2, 3…) последовательность возобновления горных работ по глубине рабочей зоны. При нумерации необходимо иметь в виду, что одинаковыми цифрами на смежных по высоте горизонтах отмечаются блоки, отрабатываемые параллельно и одновременно.

Последовательность отработки смежных уступов на перемещаемом участке борта принимать исходя из следующих условий:

– *одновременная отработка уступов* – применяется при наличии на каждом из отрабатываемых горизонтов готовых к выемке запасов (уширенной рабочей площадки). В этом случае экскаваторы перемещаются на каждом горизонте независимо от положения забоев на выше- и нижележащих уступах;

– *последовательно-параллельная отработка уступов* – используется при наличии на отрабатываемых горизонтах рабочих площадок минимальной ширины, достаточной для удержания на них развала горной массы и размещения выемочного и транспортного оборудования. В этом случае экскаватор, расположенный на нижележащем уступе следует за экскаватором, установленном на вышележащем уступе и создающем резерв готовых к выемке запасов нижнему экскаватору;

– *последовательная отработка уступов* – применяется при отсутствии площадок достаточной ширины, что соответствует расконсервации нерабочего или долговременно законсервированного борта. В этом случае перемещение верхнего законсервированного уступа без подвигания остальных производится до тех пор, пока на нижележащем уступе не будут созданы готовые к выемке запасы или рабочая площадка требуемой (проектной) ширины.

По результатам выполненной работы в пояснительной записке описывается порядок графических построений, анализируется необходимость изменения ширины первого или последнего взрывного блока на каждом горизонте, приводятся совмещенные поперечные сечения по участку борта, фиксирующие планируемые положения горных работ с разной проектируемой конструкцией карьерного пространства (случаи а, б, в).

Глава 4. Выбор технологической схемы расконсервации перемещаемых уступов

При выборе технологической схемы отработки и расконсервации уступов пользоваться графической базой данных и учебным пособием «Технологические схемы консервации и расконсервации». Выбор осуществляется на основании анализа:

– конструкции карьерного пространства непосредственно на участке работ, в т. ч. высоты уступов, углов наклона их откосов и размеров площадок на каждом перемещаемом горизонте;

– типоразмеров применяемого выемочного оборудования: экскаваторов с обычным и удлиненным рабочим оборудованием, гидравлических экскаваторов – прямых и обратных лопат, драглайнов и пр.;

– вида и параметров транспорта, применяемого на откатке горной массы.

При расконсервации уступа с использованием автотранспорта создается разворотная площадка, на которой производятся маневры автосамосвалов и погрузка горной массы.

В главе должен быть принят типоразмер автосамосвала и приведен расчет разворотной площадки исходя из предположения, что на площадке осуществляется тупиковый разворот автомобиля.

Расчетное значение разворотной площадки сопоставляется с размерами предварительно планируемого на предыдущей стадии выработанного пространства, возникающего на уступе после отработки первого взрывного блока. Если расчетная ширина разворотной площадки меньше, то необходима корректировка ширины первого взрывного блока за счет увеличения количества взрываемых рядов.

В пояснительной записке приводится сравнительная таблица, характеризующая окончательно принятые параметры первоначальных взрывных блоков и площадок, возникающих при их отработке на каждом из перемещаемых уступов.

В графическом приложении на совмещенном поперечном сечении по участку борта показывается окончательный вариант разделения уступов на взрывные блоки при их отработке, а также чертеж (план и поперечный разрез) принятой схемы расконсервации уступов.

Глава 5. Разработка календарного графика отработки участка борта

В главе решаются следующие основные вопросы:

– разрабатывается календарный график перемещения участка борта карьера в ранее установленных границах ведения горных работ;

– обосновывается рациональное (близкое к максимальному) количество экскаваторов, которое может быть использовано одновременно в начале отработки участка и в период полного развития горных работ на нем;

– обосновывается целесообразность перегона экскаваторов с горизонта на горизонт при отработке уступов на участке борта.

В пояснительной записке, исходя из заданной месячной производительности экскаватора и его типоразмеров, приводятся расчеты средней длительности отработки выемочных (взрывных) блоков на каждом из перемещаемых горизонтов.

Обобщенные данные расчета длительности отработки выделенных на горизонтах выемочных (взрывных) блоков приводятся в табличной форме.

На основании расчетов строится первичный совмещенный линейный график отработки участка борта, учитывающий допустимое время начала горных работ на каждом горизонте.

На основании анализа графика принимается решение о необходимости перегона экскаваторов с горизонта на горизонт и переноса времени отработки некоторых блоков по условию наилучшей загрузки экскаваторов на чистой работе.

Строится окончательный график отработки участка борта, который помещается на демонстрационный лист.

В выводах по главе и проекту в целом в обязательном порядке отмечается:

– планируемый объем горных работ на участке борта;

– время отработки запланированных объемов;

– количество экскаваторов, планируемых к использованию;

– общая идея отработки участка борта (нисходящая отработка, отработка одним экскаватором группы уступов, последовательно-параллельная отработки и пр.);

– краткое описание принятых технологических схем возобновления горных работ на уступах;

– сопоставление объемов горных работ, необходимых для приведения участка борта в рабочее состояние в сравнении с поэтапным перемещением борта (попеременная консервация и расконсервация).

1.3. Требования к оформлению расчетно-пояснительной записки

Текстовая часть проекта оформляется в виде сброшюрованной записки в мягком переплете. Записка включает:

– титульный лист, оформленный в соответствии с прил. 1;

– оригинал задания на выполнение курсового проекта, подписанный руководителем проекта. Общие исходные данные для выполнения проекта приведены в прил. 2;

– оглавление, размещаемое после Задания на проектирование с перечислением всех разделов проекта и их постраничным размещением. Образец оглавления приведен в прил. 3;

– собственно текст записки с обоснованиями, схемами и расчетами.

Пояснительная записка объемом 18 - 20 с. формируется с использованием текстового редактора Word на листах формата А4, размер шрифта - 14, междустрочный интервал - одиночный, шрифт – Times New Roman.

Формулы в тексте пояснительной записки вставляются в отдельную строку с помощью средств Word. При этом сначала записывается формула, ставится знак равенства, в формулу подставляются численные значения переменных, а затем пишется результат расчета и указывается его размерность (тыс.м^3, м^2 и т. п.).

Ниже формулы по тексту дается расшифровка входящих в формулу параметров, в скобках указывается принятая при расчетах величина и размерность.

Таблицы и рисунки, приводимые в записке, нумеруются по главам. Например в главе 2 первый рисунок (таблица) имеет номер 2.1, второй рисунок (таблица) – 2.2 и т.д. Таблицам и рисункам в тексте присваиваются названия.

При включении в текст рисунка его название и номер ставятся под рисунком, например: Рис.3.1. Поперечное сечение I-I по анализируемому участку борта.

1.4. Требования к оформлению графической части проекта

Графическая часть курсового проекта представляется одним листом формата А1. Построения выполняются с использованием средств AutoCAD.

При построениях соблюдаются следующие правила:

– общий чертеж генерируется в формате листа А1 и распечатывается на плоттере целиком. Допускается печать фрагментов на листах формата А4 и наклеивание на общий чертеж;

– размеры уступов, площадок и прочих элементов горных работ указываются с точностью, принятой для измерения данных параметров;

– построение изображений осуществляется в соответствии с требованиями принятых стандартов и правил изображения элементов горных работ;

– допускается выделение цветом некоторых элементов графики (подвигание горных работ на опорном горизонте, линии, характеризующие длительность отработки уступов, и пр.).

На демонстрационном листе в обязательном порядке должны быть показаны:

- исходное положение горных работ на участке борта;
- одно из двух характерных расчетных совмещенных поперечных сечений по участку с указанием:

а) профиля исходного и планируемого положения рабочей зоны с рабочими площадками заданной ширины;

б) профиля исходного и планируемого положения рабочей зоны при перемещении борта и последующей его консервации;

- технологические схемы возобновления горных работ на уступе;
- календарный график ведения работ при приведении участка борта в рабочее положение;
- план гор. +62 м: исходное и планируемое положения горных работ.

Пример размещения изображений на листе формата А1 приведен в прил. 4.

По согласованию с руководителем проекта допускается часть графического материала помещать в пояснительную записку в том случае, когда часть изображений не размещается на листе.

При формировании графического приложения допускается использовать стандартные элементы, содержащиеся в графической базе данных «Технологические схемы ведения горных работ при консервации и расконсервации уступов».

Угловой штамп оформляется по типовым правилам. Содержимое штампа приведено в прил. 5.

2. ПОСОБИЕ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ЛАБОРАТОРНЫХ РАБОТ

2.1. Подготовка исходных данных для автоматизированного планирования: сканирование и векторизация графических документов

В процессе автоматизированного планирования специалисты горного предприятия в вариантах анализируют направления подвигания уступов в рабочей зоне карьера с целью установления положений горных работ, обеспечивающих выемку заданных объемов полезного ископаемого требуемого качества и извлекаемых при этом пород вскрыши.

При нормальной эксплуатации геоинформационных пакетов текущие положения уступов, измененные по мере их отработки, вносит в модель рабочей зоны маркшейдерская служба.

При первоначальном же создании модели карьерного пространства наиболее часто используется сканирование горно-графической документации, представленной на «твердых» носителях (бумага, картон, лавсановая пленка), как средство получения электронной копии бумажных документов, в частности - сводных планов горных работ.

В последствии сканированные изображения перерабатываются с использованием соответствующих программных средств и представляются в координатной форме (векторизуются) для обеспечения возможности моделирования перемещения рабочей зоны на горизонтах, подсчета объемов выемки, корректировки текущих положений уступов и пр.

Целью лабораторной работы является освоение программных средств и методики сканирования горных графических документов, а также векторизация фрагмента сводного плана горных работ для дальнейших горно-геометрических расчетов.

Программные средства и техническое обеспечение – планшетный сканер с набором драйверов, программа, для сканирования и редактирования растровых изображений **PhotoPlus**, графическая система **AutoCAD**.

Задачи работы:

- создать растровую компьютерную копию исходного положения горных работ на участке карьерного пространства;
- векторизовать растровую копию;
- создать базовую геоинформационную модель рабочей зоны карьера.

Исходные данные:

план участка борта карьера масштабом 1:5000 или 1:2000.

Порядок выполнения работы:

Получить задание – выкопировку из плана горных работ от преподавателя.

Отсканировать изображение участка борта карьера, для чего:

Заправить чертеж в сканер лицевой стороной вниз (изображением к сканирующей головке).

Вызвать программу iPhotoPlus.

Загрузить программу сканирования изображения командой File/Acquire (рис.2.1).

Рис.2.1. Запуск режима сканирования

В открывшимся диалоговом окне (рис.2.2) задать следующие параметры сканирования:

- **Scan mode** (режим сканирования) – Gray (градации серого цвета);
- **Scan size** (формат) – A4;
- **Resolution** (разрешение) – 100 dpi (точек на дюйм);
- **Scaling** (масштаб) – 100%.

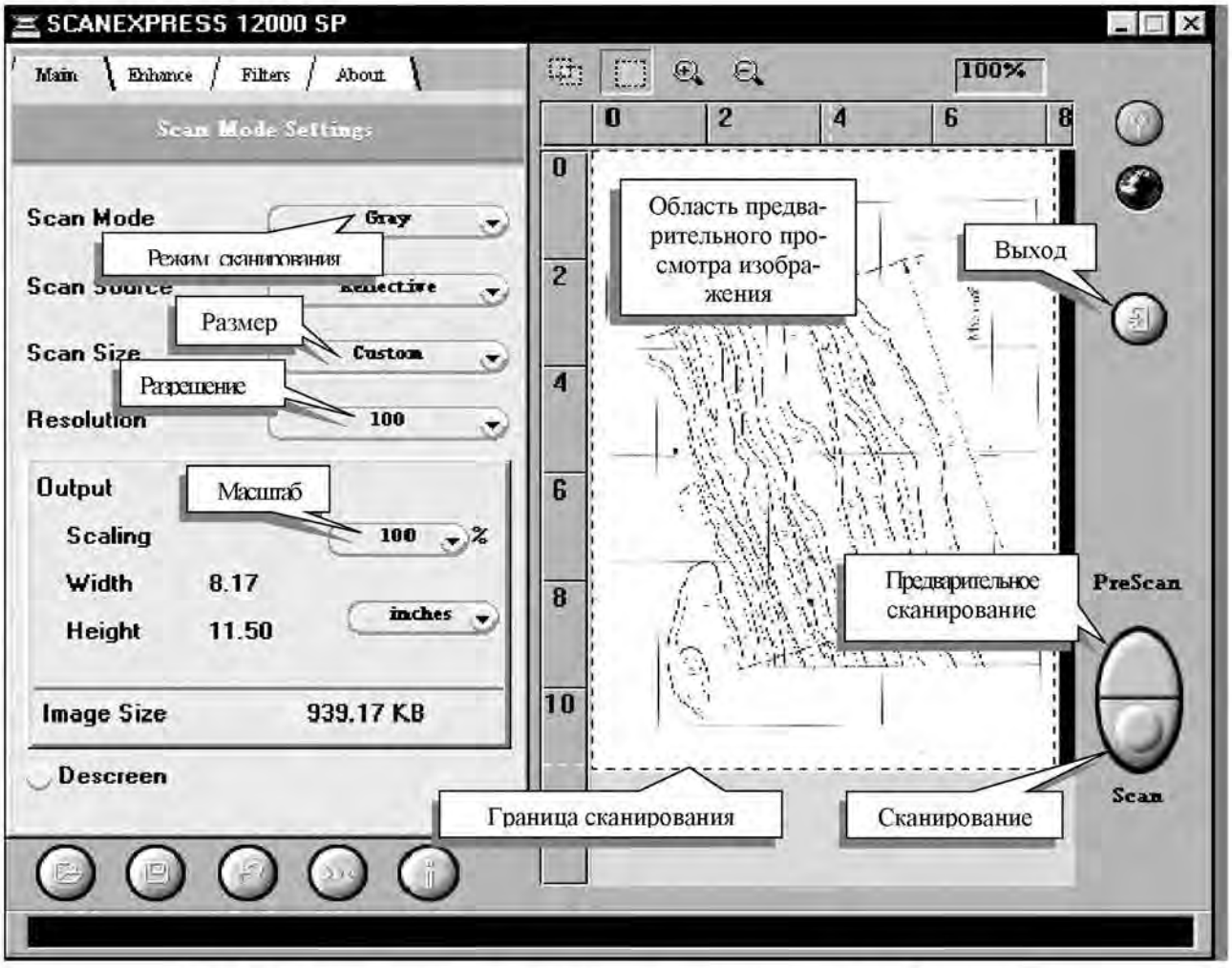


Рис.2.2. Диалоговое окно программы сканирования изображений

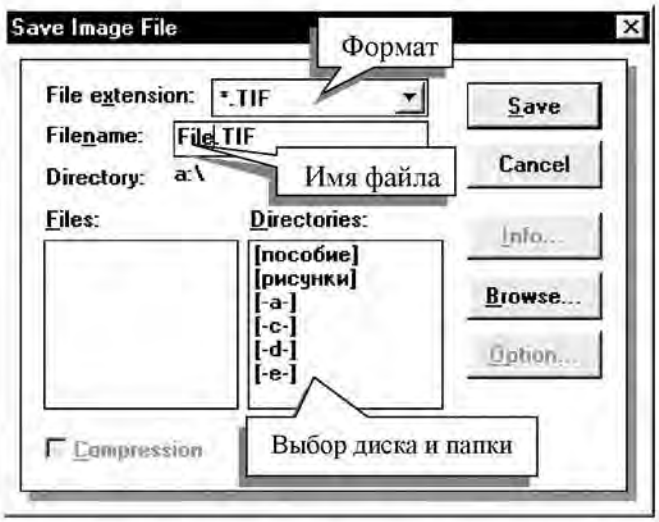


Рис.2.3. Диалоговое окно сохранения растрового изображения

Произвести сканирование.

Зарыть программу сканирования изображения.

Полученная растровая копия сохраняется в виде файла **<имя файла>.TIF**[1] - команда **File/Save** (рис.2.3).

Закрыть программу **iPhotoPlus** – команда **File/Exit**.

Загрузить **AutoCAD-2000** и через пункт главного меню **Вставка/Растровое изображение** (рис.2.4) выбрать сканированный и сохраненный в соответствующем каталоге файл (**<имя файла>.tif**).

При загрузке растрового файла **AutoCAD** предлагает диалоговое окно, которое содержит следующие основные настроечные параметры (рис.2.5):

Insertion point (точка вставки) – по умолчанию вставляемый объект устанавливается в начале координат (0, 0, 0) – при выполнении лабораторной работы сканированное изображение помещается в начало координат.

Scale (масштаб) – позволяет уменьшить или увеличить размер вставляемого фрагмента. Поскольку сканированные объекты, сохраненные в формате **.tif** не искажаются (размеры реального изображения и размеры растровой модели – 1:1), то для выполнения лабораторной работы *Scale=5*. В этом случае масштаб сканированного чертежа, представляемого в компьютере, станет 1:1000 (1 мм чертежа – 1 м местности), что удобно для дальнейших горно-геометрических расчетов.

Rotation (поворот) – позволяет поворачивать сканированное изображение относительно левой нижней точки чертежа на экране. Для по-

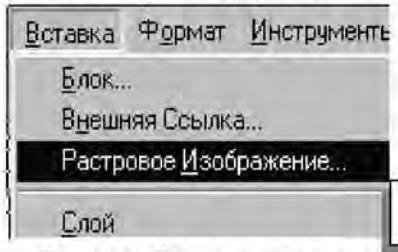


Рис.2.4. Включение режима вставки растрового изображения

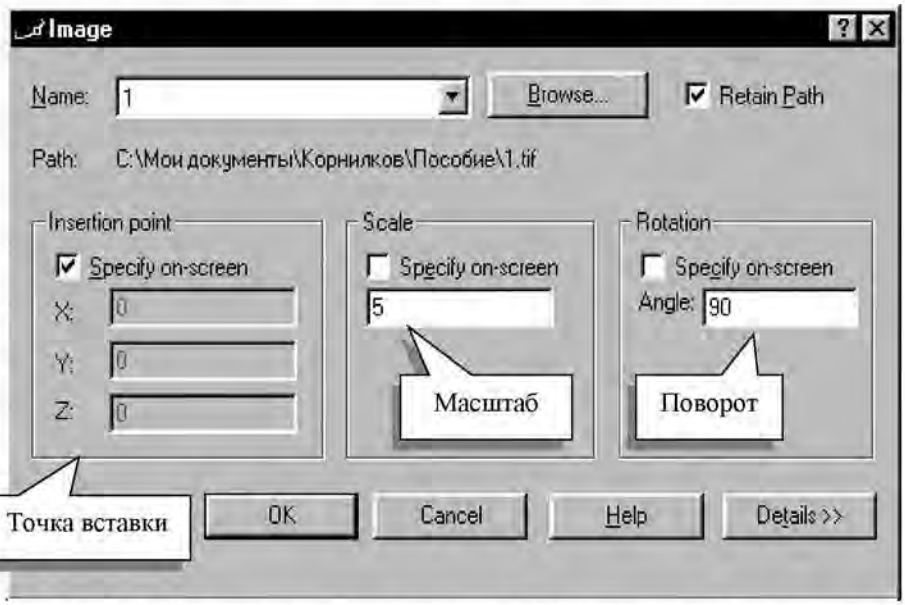


Рис.2.5. Диалоговое окно вставки растрового изображения

[1] Имя файла формируется из первых трех букв фамилии студента в латинской транскрипции. Например: фамилия студента – Иванов, имя файла - **iva.tif** или **iva2.tif**

ворота по часовой стрелке задается угол, измеренный в градусах со знаком «-» (например «-90»). Это часто необходимо для того, чтобы разместить на экране растровое изображение в привычном виде. При выполнении лаб. работы повернуть сканированное изображение горизонтально. Нижние горизонты – в нижней части экрана.

Импортированный в AutoCAD растровый фрагмент необходимо сохранить в соответствующем каталоге расширением **.DWG** (команда **File/Save**). Полученный файл является исходной «подложкой» для создания векторной копии сканированного исходного положения горных работ.

Векторная модель горных работ создается путем обвода верхних и нижних бровок уступов растрового («подложки») изображения ломаными линиями, для чего:

• создать для «подложки» и каждого рабочего горизонта свой информационный слой. Именем слоя будет являться высотная отметка горизонта (например: гор. 122). Создание информационных слоев осуществляется с помощью главного меню: **Формат/Слой** в открывшимся диалоговом окне кликнуть кнопку **«Новый»** и ввести имя слоя; в разделе «**Цвет**» задать любой, отличный от белого (одинаковый для всех слоев за исключением подложки), кликнуть, «**ОК**»;

• зафиксировать с помощью «мыши» на экране положение верхней и нижней бровки ломаными полилиниями. Каждый горизонт описывается в своем слое, поэтому перед началом обвода вызывается соответствующий слой, который назначается текущим: **Формат/Слой** (выбор «мышью» нужного слоя)» - «**Текущий**» - «**ОК**» или через панель инструментов (рис.2.6);

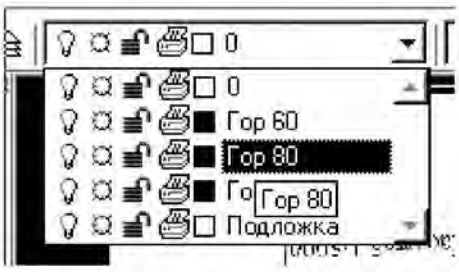


Рис.2.6. Задание текущего слоя

• обвод отдельно верхней и нижней бровки на «*подложке*»: **Черчение/Полилиния** {} . Указание начала полилинии осуществляется «мышью». Все последующие точки, должны лежать на обводимой бровке, их положение фиксируется нажатием левой клавиши мыши (**ЛКМ**). Окончание ввода полилинии – «правая клавиша мыши (**ПКМ**)» или клавиша «**Enter**». В ходе векторизации изображение может увеличиваться кнопка {} и позиционироваться – {};

• переходом от верхней бровки к нижней, от слоя к слою (от горизонта к горизонту и обводом их бровок) формируется геоинформационная векторная модель рабочей зоны на участке борта карьера. По окончании обвода «*подложку*» можно «*стереть*», т. е. отключить ее информационный слой {};

• назначить вес (толщину) линий верхней и нижней бровок уступов (0,7 и 0,2 мм соответственно). Для этого воспользоваться панелью инструментов **AutoCAD** (рис.2.7).

Действия повторить для всех информационных слоев-горизонтов.

Отчетность по работе:

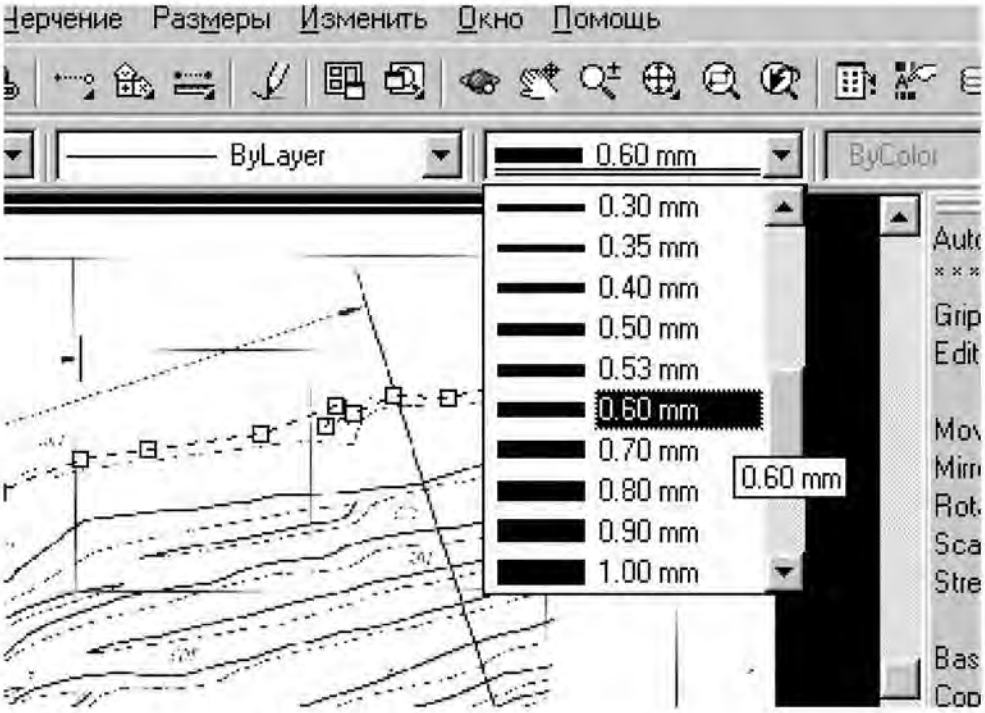


Рис.2.7. Задание веса полилинии

1. Файл <имя файла>.dwg – геоинформационная модель рабочего пространства участка карьера.
2. Чертеж (распечатка принтера) векторизованного участка борта формата А4, переведенный из базового масштаба 1:1000 в 1:5000 (1:2000).

2.2. Моделирование подвигания рабочей зоны

В практике планирования открытой разработки наиболее часто решаются две горно-геометрических задачи:

задача 1 - определение промежуточного положения рабочей зоны на участке борта при заданном подвигании горных работ на одном из рабочих горизонтов;

задача 2 - определение допустимого подвигания рабочей зоны на нижних горизонтах при консервации одного из верхних уступов.

При решении *задачи 1* на одном из «*опорных*» горизонтов чаще всего назначают необходимое годовое подвигание фронта работ и от этого планируемого положения вверх и вниз отстраивают текущие положения уступов с рабочими площадками расчетной ширины. Этим самым определяются объемы горной массы, которые могут быть извлечены с участка борта в течение года при заданной интенсивности его отработки.

При решении *задачи 2* положение верхнего уступа фиксируется и вниз от него отстраиваются площадки консервации. При этом устанавливается конфигурация законсервированного борта в плане, а также обоснуются максимально возможные объемы горной массы, извлекаемые при консервации участка борта. Вторым назначением решения данной задачи является определение величины подготовленных запасов на анализируемом участке борта и установление допустимого количества новых горизонтов, которые можно вовлечь при этом в разработку.

Целью лабораторной работы является освоение программных средств **AutoCAD** применительно к методике компьютерного моделирования перемещения горных работ на участке борта.

Программные средства и техническое обеспечение – графическая система AutoCAD.

Задачи работы: рассчитать конечные положения горных работ на участке борта карьера:

1 – при заданном годовом подвигании одного из «опорных» уступов (60-70 м/год) и сохранении или создании на остальных горизонтах рабочих площадок требуемой ширины (40 м);

2 – при остановке верхнего уступа и приведении в законсервированный вид всех нижележащих горизонтов (ширина площадки консервации 19 м);

3 – при заданном годовом подвигании работ на «опорном» горизонте и с последующим приведением всех уступов в законсервированное положение (ширина площадки консервации 19 м).

Порядок выполнения работы:

Приступить к решению задачи 1

Назначить информационные слои для размещения данных о моделируемых положениях горных работ на каждом горизонте. Количество новых слоев соответствует количеству горизонтов на анализируемом участке (примерное название слоя «*Новый гор 92*»).

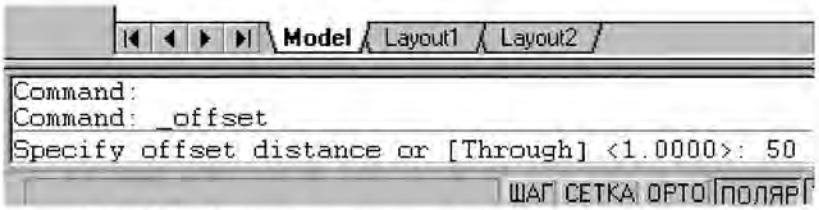


Рис.2.8. Задание величины подвигания уступа

Назначить *текущим* {} «*опорный горизонт*» - гор. +62 м).

Переместить верхнюю и нижнюю бровки уступов на величину 45 - 50 м. Для этого выбрать на левой панели иконку **«Сдвиг»** {}. Ввести в нижнюю командную строку «*Specify offset distance or [Through] <0.0>: …*» (см. рис.2.8) требуемую величину подвигания уступа, например 50 м, в соответствии с масштабом геоинформационной модели в миллиметрах чертежа (в данном примере М 1:1000, 1 м = 1 мм) – «**Enter**»; выбрать курсором перемещаемый объект (верхняя бровка) – **ЛКМ**; указать на экране направление перемещения объекта – **ЛКМ** (рис.2.9).

От верхней бровки отстроить планируемое положение нижней бровки сдвигом на величину горизонтальной проекции откоса рабочего уступа. Угол откоса рабочего уступа принять 70^0. Изменить *вес* (толщину) линии нижней бровки с 0,7 до 0,2 мм (рис.2.10).

Сохранить новое полученное положение горных работ на гор. +62 м в новом слое, погасить исходный.

Последовательно отстроить необходимое количество планируемых положений горных работ на вышележащих и нижележащих уступах, постоянно сохраняя их координаты в соответствующих новых информационных слоях.

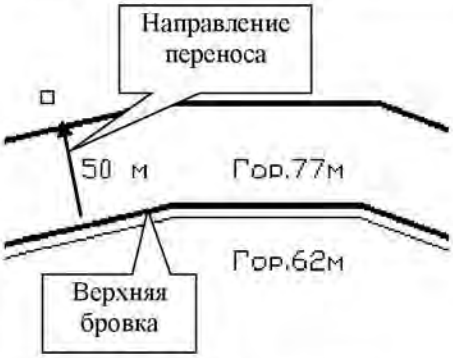


Рис.2.9. Моделирование верхней бровки

Необходимо на каждом шаге создания модели рабочей зоны следить за тем, чтобы новое положение каждого уступа совпадало или перекрывало исходное. При этом:

- если, существующий уступ перекрывается моделируемым частично то изменению подлежит только перекрытая уступом область (рис.2.11);
- если существующий уступ полностью перекрывается моделируемым то изменению подлежит весь фронт уступа (рис.2.12);
- если существующий уступ не перекрывается моделируемым то положение уступа остается неизменным.

При решении задачи 2 так же пользоваться функцией **«Сдвиг»**. При этом опорный горизонт будет верхним (например гор. 152 м) и все графические построения пойдут от него вниз с шагом, равным ширине площадки консервации.

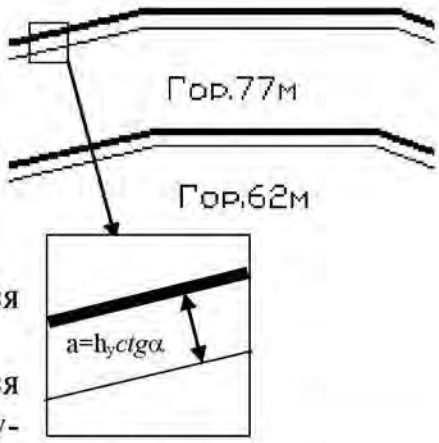


Рис.2.10. Задание положения нижней бровки моделируемого уступа

Отчетность по работе:

1. Файл, включающий исходное и моделируемое положения рабочей зоны на горизонтах анализируемого участка борта.
2. Чертежи М 1:5000 планируемых положений борта карьера (рабочее, законсервированное).

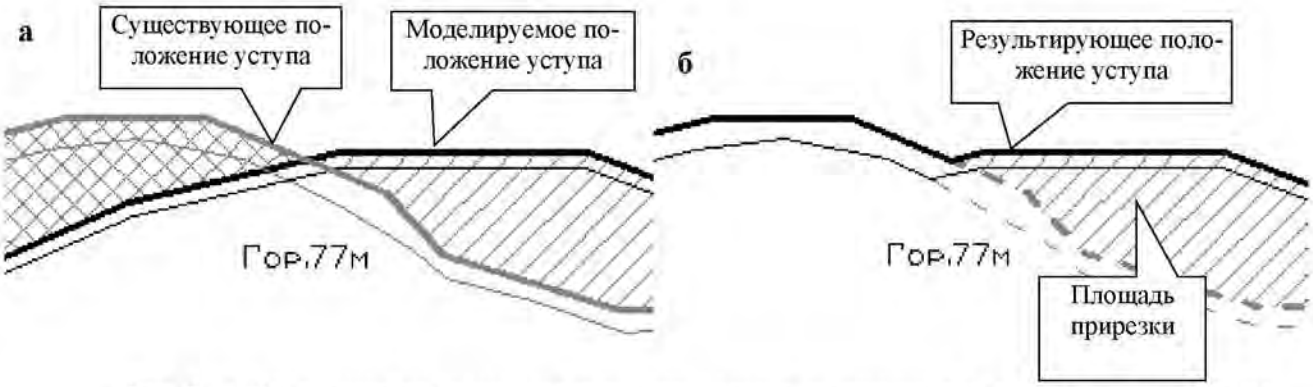


Рис.2.11.Частичное пересечение существующего положения уступа моделируемым:
а - положение уступов; б - результирующее положение моделируемого уступа

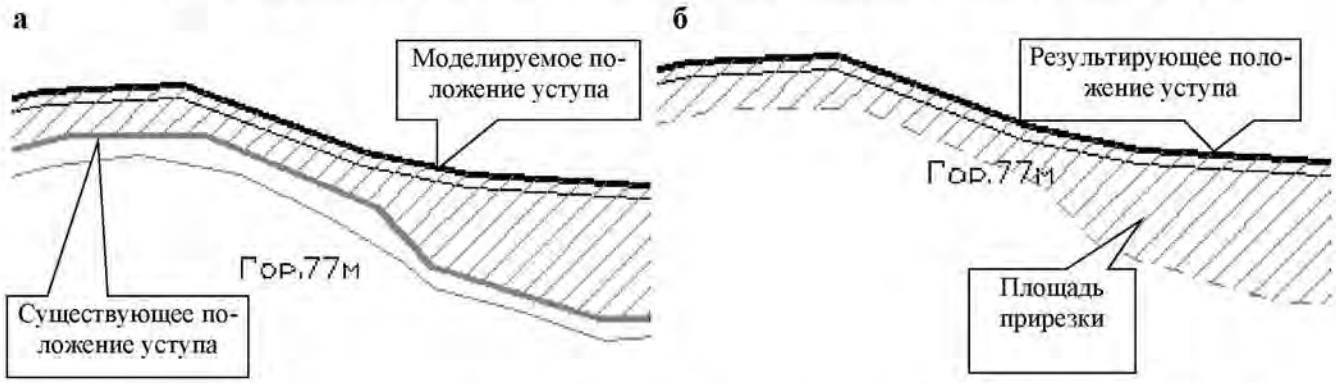


Рис.2.12.Полное пересечение существующего положения уступа моделируемым:
а - положение уступов; б - результирующее положение моделируемого уступа.

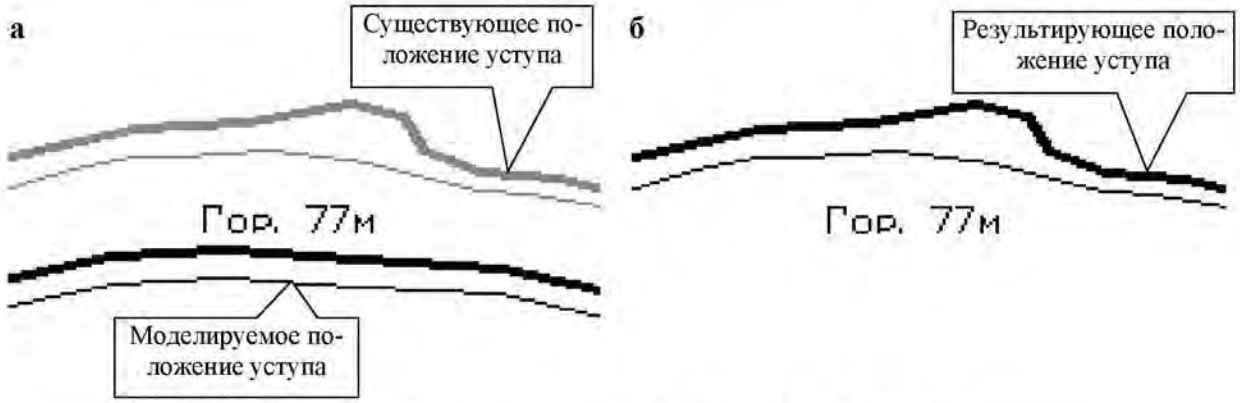


Рис.2.13. Перемещение вышележащего уступа не требуется:
а – исходное положение уступов; б - результирующее положение моделируемого уступа

2.3. Автоматизированный подсчет объемов выемки горной массы

Объем горной массы на каждом горизонте определяется по выражению:

$$V = S_{гм} \cdot H_у,$$

Где $H_у$ – высота уступа, м;

$S_{гм}$ - площадь горной массы на горизонте, м^2.

Площадь горной массы на горизонте рассчитывается как площадь многоугольника, заключенного между исходным и планируемым положениями рабочей зоны.

Цель работы: изучение программных средств AutoCAD применительно к автоматизированным горно-геометрическим расчетам.

Программные средства и техническое обеспечение – графическая система AutoCAD.

Задачи работы: рассчитать объемы горных работ, извлекаемые при годовом перемещении горных работ на участке борта и при постановке борта в консервацию.

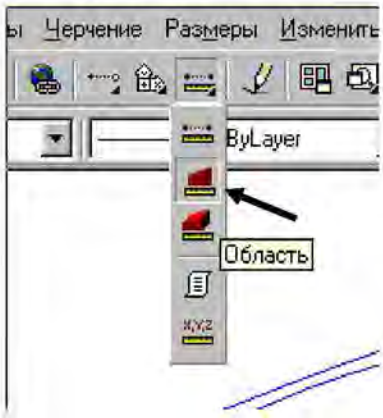


Рис.2.14. Меню измерительных инструментов

Порядок выполнения работы:

Загрузить файлы, характеризующие модели исходного и планируемого положения горных работ. В качестве планируемого положения принять модель, построенную по заданному подвиганию горных работ на «опорном» горизонте.

Последовательно загрузить из обеих моделей информационные слои, характеризующие исходное и планируемое положения горных работ на анализируемых горизонтах (например, слой «Гор137» и слой «Новый гор 137»).

Объединить полилинии верхних (нижних) бровок в единый многоугольник. Для этого:

- в графическом меню измерительных инструментов выбрать пункт «область» ЛКМ (рис.2.14);
- в экранном меню выбрать пункт **«boundar»** (рис.2.15);
- в открывшемся диалоговом окне **«Создание Границы»** (рис.2.16) кликнуть по кнопке пункта **«new»;**
- указать ЛКМ полилинии, ограничивающие область прирезки (старое и новое положение верхней бровки на уступе, границы участка), ввод заканчивается ПКМ (рис.2.17);
- в диалоговом окне «Создание Границы» (рис.2.18) кликнуть по кнопке пункта «**выбор точки**» и указать точку внутри области прирезки **ЛКМ** ввод заканчивается **ПКМ**.

Рис.2.15. Экранное меню

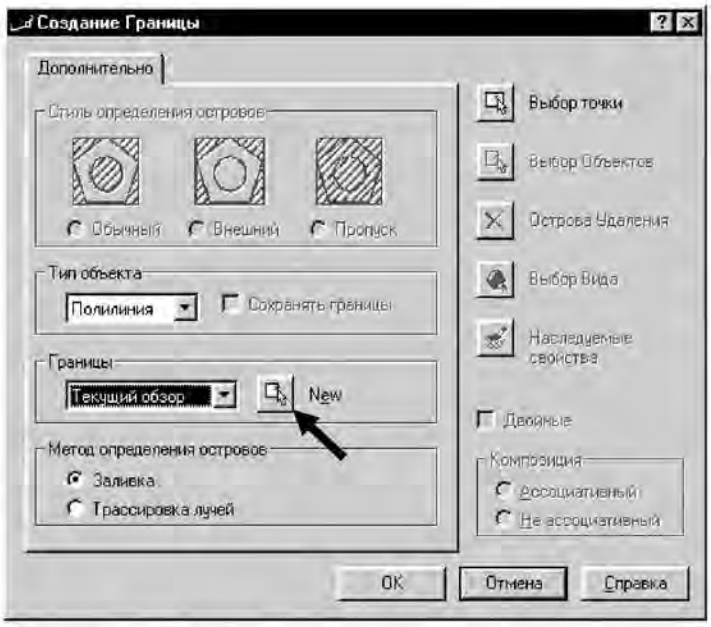


Рис.2.16. Диалоговое окно «создание границы»

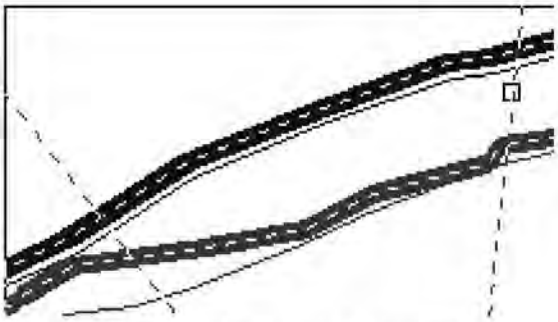


Рис.2.17.Создание границы

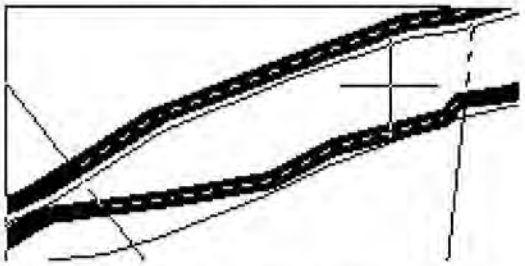


Рис.2.18. Создание замкнутого контура

В экранном меню последовательно выбрать пункты Area: и Object. В качестве объекта указать созданный контур прирезки.

В командной строке появится сообщение «Area = …», характеризующее площадь замкнутого многоугольника в мм^2 модели $S_м$. Результат записать в табл.1. по номерам соответствующего горизонта (в примере – гор.137)

Вычислить истинную площадь многоугольника $S_и$ (в м^2), используя выражение $S_и=S_м \cdot k_п$, где $k_п$ – коэффициент, пропорциональный квадрату масштаба модели. Если модель построена в М 1:1000, то $k_п=1$, при М 1:2000 - $k_п=4$, при М 1:5000 - $k_п=25$ и т.п. Поскольку базовый масштаб моделей участка борта – 1:1000, то $S_и=S_м$ ($k_п=1$)

Повторить действия для всех предполагаемых к отработке горизонтов на участке борта. Результаты записать (табл.3.1).

Вычислить объемы работ, планируемые к выемке на каждом горизонте, умножая рассчитанную площадь прирезки на высоту соответствующего уступа.

Отчетность по работе:

Результатом проделанной работы является таблица, характеризующая планируемый объем горных работ на участке борта следующего вида.

Таблица 2.1

Отметка горизонта, м	**Площадь прирезки $S_м$, мм^2**	**Площадь прирезки $S_и$, м^2**	**Высота уступа $H_у$, м**	**Объем работ на горизонте V, м^3**
…	…	…	…	…
Всего:	…	…	…	…

2.4. Обоснование порядка отработки участка рабочего борта

Отработка каждого из уступов на перемещаемом участке борта возможна в нескольких вариантах:

одновременная – при наличии на каждом из отрабатываемых горизонтов готовых к выемке запасов (уширенной рабочей площадки). В этом случае экскаваторы перемещаются на каждом горизонте независимо от положения забоев на выше- и нижележащих уступах;

последовательно-параллельная – при наличии на отрабатываемых горизонтах рабочих площадок минимальной ширины, достаточной для удержания на них развала горной массы и размещения выемочного и транспортного оборудования. В этом случае экскаватор, расположенный на нижележащем уступе следует за экскаватором, установленном на вышележащем уступе и создающем резерв готовых к выемке запасов нижнему экскаватору;

последовательная – при отсутствии площадок достаточной ширины, что соответствует расконсервации нерабочего или долговременно законсервированного борта. В этом случае перемещение верхнего законсервированного уступа без подвигания остальных производится до тех пор, пока на нижележащем уступе не будут созданы готовые к выемке запасы или рабочая площадка требуемой (проектной) ширины.

Таким образом, общий порядок и время отработки заданного объема горной массы, прежде всего, зависят от возможности одновременной или последовательной расстановки экскаваторов на уступах по высоте перемещаемого борта, что в свою очередь определяется конструкцией рабочего пространства конкретного участка карьерного поля.

Целью лабораторной работы является установление порядка отработки участка карьерного поля по глубине.

Программные средства и техническое обеспечение – графическая система AutoCAD.

Задачи работы:

1) создать характерное совмещенное поперечное сечение, характеризующее начальное и планируемое положения горных работ на отрабатываемом участке;

2) произвести увязку перемещающихся горных работ с параметрами системы разработки: величиной рабочей площадки минимальной ширины и взрывного блока (экскаваторной заходки);

3) обосновать порядок отработки участка карьерного поля по глубине и максимально возможное количество участвующих в этом процессе экскаваторов.

Исходные данные: компьютерные модели участка борта карьера (исходное и планируемое положения горных работ) масштабом 1:5000 или 1:2000.

Порядок выполнения работы:

Вызвать на экран исходную модель рабочего пространства участка борта.

Назначить и зафиксировать на плане по согласованию с преподавателем положение секущей плоскости на плане (рис.2.19).

Создать макет сечения по борту карьера, для чего параллельно секущей в М 1:5000 создать с шагом, равным высоте уступа, ряд линий, соответствующих высотным отметкам отрабатываемых горизонтов (рис.2.20).

Из точек пересечения секущей с верхними и нижними бровками уступов модели борта провести перпендикуляры до макета сечения (до линий с соответствующими высотными отметками горизонтов), рис.2.21.

Объединить полученную в результате построений ломаную – сечение по борту, в единую полилинию (рис.2.21), присвоить ей толщину 0,6 мм. Вспомогательные построения удалить (рис.2.22).

Аналогичным образом построить сечение планируемого положения горных работ. Получить распечатку.

Рис.2.19. Задание плоскости сечения

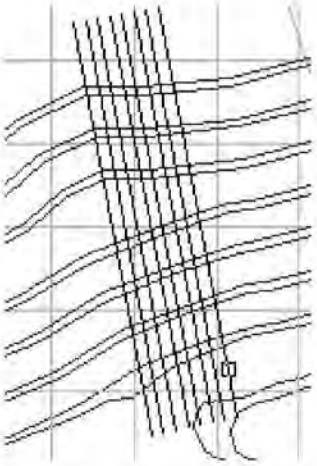


Рис.2.20. Макет сечения

Рис.2.21. Построение сечения борта карьера

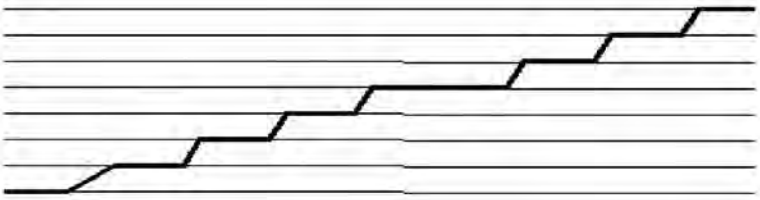


Рис.2.22. Сечение борта карьера

Принять минимальную ширину рабочей площадки 40 - 50 м, ширину взрывного блока – 20 м.

Вручную в масштабе разделить каждый отрабатываемый горизонт на блоки-заходки принятой ширины, как это показано на рис. 2.23.

Сопоставляя величину фактической площадки на горизонте и ширину отрабатываемого взрывного блока с принятой минимальной шириной рабочей площадки (40,0 м), пронумеровать, начиная с верхнего горизонта на поперечном сечении (1, 2, 3…) последовательность возобновления горных работ по глубине рабочей зоны.

При нумерации необходимо иметь в виду, что одинаковыми цифрами отмечаются блоки, отрабатываемые параллельно (например «3»-«3»). Для примера на рис.2.23 горные работы на гор. 92 м могут быть начаты после того, как отработана заходка 1 (гор. 107 м), создающая площадку нормальной величины $B_р$, т.е. гор. 92 м подлежит расконсервации. Далее гор.92м отрабатывается параллельно с гор. 107 м.

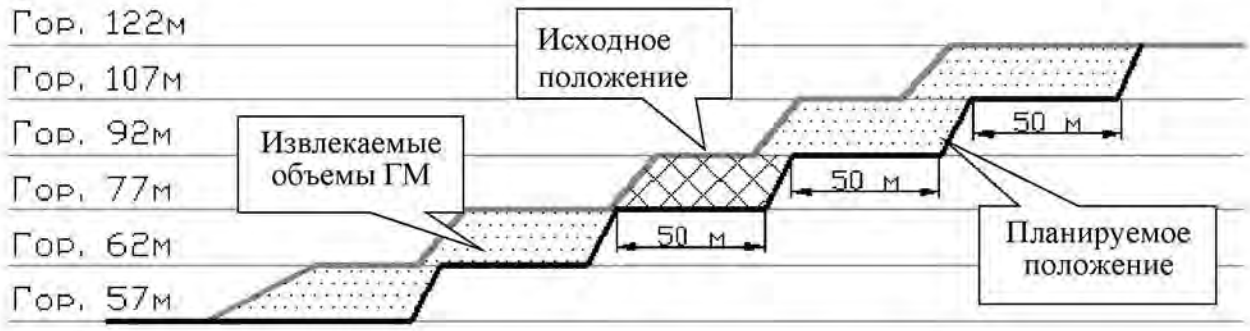


Рис.2.23. Исходное и планируемое положения борта карьера

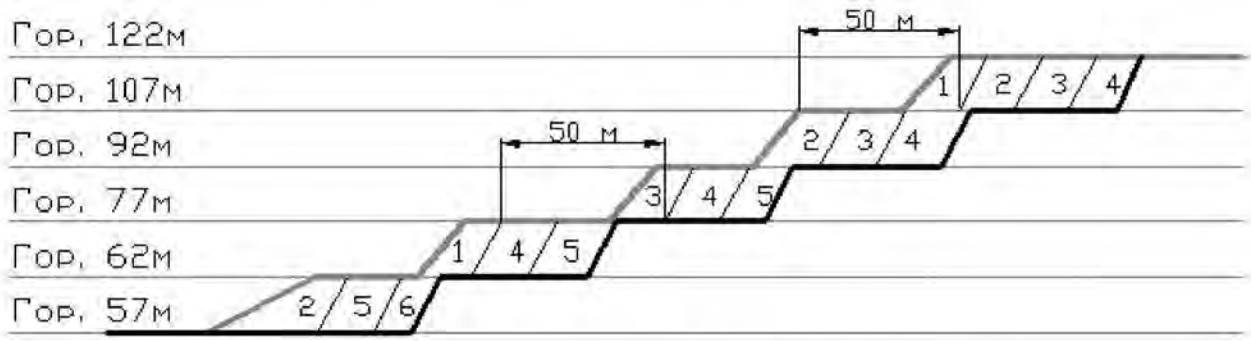


Рис.2.24. Схема к определению порядка отработки:
1, 2, 3, 4, 5, 6 порядок отработки заходок

Работы на гор.62 м могут первоначально вестись одновременно с отработкой гор. 107 м, однако затем горные работы должны быть на какое-то время приостановлены, поскольку на гор. 77 м ширина площадки сокращается до ширины законсервированной ($B_к$).

Из рис. 2.24 видно, что количество экскаваторов, отрабатывающих участок борта, может возрастать от 2 до 4.

Отчетность по работе:

1. Файл XXX.DWG – совмещенное поперечное сечение по участку борта карьера (исходное и планируемое положения).
2. Совмещенное поперечное сечение по участку борта в М 1:5000 или М 1:2000 с разделением каждого горизонта на блоки и нумерация их по порядку вовлечения в разработку.
3. Сведения о максимальном количестве экскаваторов, используемых в начале отработки участка и предполагаемом их количестве в период полного развития работ.

2.5. Выбор технологической схемы расконсервации уступов

При выборе технологической схемы отработки и расконсервации уступов пользоваться графической базой данных и учебным пособием «Технологические схемы консервации и расконсервации».

Выбор технологической схемы осуществляется на основании анализа:

- конструкции карьерного пространства непосредственно на участке работ, в т.ч. высоты уступов, углов наклона их откосов и размеров площадок на каждом перемещаемом горизонте;
- типоразмеров применяемого выемочного оборудования: экскаваторов с обычным и удлиненным рабочим оборудованием, гидравлических экскаваторов – прямых и обратных лопат, драглайнов и пр.;
- вида и параметров транспорта, применяемого на откатке горной массы.

Самым простым вариантом расконсервации участка погашенного борта является последовательная отработка уступов сверху вниз с созданием на них рабочих площадок. Данный вариант расконсервации возможен, если расширение площадок до параметров рабочих производится на отдельном участке борта и не влияет на развитие горных работ в карьере.

При расконсервации уступа с использованием автотранспорта создается разворотная площадка, на которой производятся безопасные маневры автосамосвалов и погрузка горной массы.

Целью лабораторной работы – выбор технологической схемы расконсервации перемещаемого уступа.

Программные средства и техническое обеспечение – графическая база данных «Технологические схемы ведения горных работ при консервации и расконсервации уступов»

Задачи работы:

1) изучить технологические схемы консервации и расконсервации уступов, подобрать наиболее рациональную для предложенных условий;

2) рассчитать ширину разворотной площадки при расконсервации уступа с использованием средств автомобильного транспорта;

3) согласовать геометрические параметры расконсервируемого карьерного пространства на уступе с параметрами БВР и параметрами разворотной площадки;

4) уточнить параметры первого взрывного блока на каждом отрабатываемом горизонте;

5) уточнить порядок отработки каждого перемещаемого горизонта.

Исходные данные:

- совмещенное поперечное сечение по участку борта в масштабе 1:5000 или 1:2000 с разделением каждого горизонта на блоки, пронумерованные по порядку вовлечения в разработку;
- типоразмер автосамосвала, принятый на транспортировании горной массы;
- принятая ранее типовая ширина взрывного блока.

Порядок выполнения работы

Изучается графическая база данных «Технологические схемы ведения горных работ при консервации и расконсервации уступов», принципы расчета.

Производится выбор наиболее подходящих по условиям ведения горных работ технологической схемы расконсервации уступа.

Рассчитывается ширина разворотной площадки минимальной ширины, на которой производятся маневры автосамосвалов и погрузка горной массы. При тупиковом развороте автосамосвалов ее величина (м) определяется по выражению:

$$Ш_{рп} = B_a/2 + R_a + L_a/2 + 2S + Ш_{пв}$$

где B_a – ширина автосамосвала, м;

R_a – конструктивный радиус поворота автосамосвала, м;

L_a – длина автосамосвала, м;

S – безопасное расстояние от а/с до предохранительного вала (1,0 м),

$Ш_{пв}$ – ширина предохранительного вала, м.

Ширина предохранительного вала зависит от высоты вала и устойчивого угла пород (ψ), из которых вал формируется. Согласно Единым правилам безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом предохранительный вал должен быть размещен таким образом, чтобы его вертикальная ось располагалась за призмой обрушения уступа.

Высота предохранительного вала определяется как:

$$h_{пв}=0,5d_к$$

где $d_к$ – диаметр колеса самого крупного автосамосвала, используемого на уступе.

Таким образом, $Ш_{пв}$ может быть определена по выражению:

$$Ш_{пв}=2 \cdot h_{пв} \cdot ctg\ \psi$$

При ψ=45 град, $Ш_{пв}=2 \cdot h_{пв}$.

Типоразмер автосамосвала принимается самостоятельно на основании данных табл. 2.2.

Таблица 2.2

Марка автосамосвала	Параметры автосамосвалов		
	Ra, м	La, м	Ba, м
БелАЗ-540	8,3	7,25	3,48
БелАЗ-548	9,5	8,17	3,70
Белаз-549	9,5	9,70	4,90
БелАЗ-7519	12,0	11,30	6,10

Расчетное значение разворотной площадки сопоставляется с размерами предварительно планируемого на предыдущей стадии выработанного пространства, возникающего на уступе после отработки первого взрывного блока. Размеры площадки определяются графически на основании имеющегося поперечного разреза.

Если расчетная ширина разворотной площадки меньше, то производится корректировка ширины первого взрывного блока за счет увеличения количества взрываемых рядов.

Окончательно выбирается технологическая схема расконсервации уступа и выводится из базы данных на печать.

Отчетность по работе:

1. Сравнительная таблица, характеризующая окончательно принятые параметры первоначальных взрывных блоков и площадок, возникающих при их отработке на каждом из перемещаемых уступов.

Таблица 2.3

Отметка горизонта, м	Расчетная ширина разворотной площадки, м	Ширина площадки при отработке блока стандартной ширины, м	Принятая ширина первого взрывного блока на горизонте, м	Планируемая ширина разворотной площадки при возобновлении работ на горизонте, м
107	23,5	22,0	26,5	28,5
92		…	…	…
77		…	…	…

2. Совмещенное поперечное сечение по участку борта с указанием окончательного варианта разделения уступов на взрывные блоки и очередности их отработки.

3. Чертеж (план и поперечный разрез) принятой схемы расконсервации уступов, а также ее адрес в базе данных.

2.6. Составление календарного графика отработки участка борта

Как правило, после выполнения горно-геометрических расчетов работники предприятий обосновывают очередность отработки уступов, необходимую для реализации установленного плана развития горных работ. При этом решаются следующие основные задачи:

1) обоснование очередности отработки горизонтов с целью поддержания необходимого резерва готовых к выемке запасов полезного ископаемого в каждый текущий момент времени;

2) обоснование объема вскрытых и подготовленных запасов, создающихся при том или ином варианте ведения вскрышных работ по площади и глубине карьерного поля;

3) определение минимального срока отработки того или иного участка борта;

4) определение объемов работ, необходимых для попутной реализации перспективных долгосрочных планов развития горных работ;

5) установление рационального порядка перегона экскаваторов с горизонта на горизонт;

6) обоснование объема работ при консервации и расконсервации уступов в рабочей зоне карьера и пр.

Принимаемые решения обосновываются путем совместного количественного анализа перемещения рабочих уступов в карьерном пространстве с расстановкой в нем экскаваторов.

Цель работы: освоить методику планирования расстановки выемочного оборудования при реализации плана ведения горных работ.

Задачи работы:

1. В установленных ранее границах ведения горных работ разработать календарный график перемещения участка борта карьера и определить продолжительность его отработки.

2. Установить предполагаемое максимальное количество экскаваторов, которое может быть использовано одновременно в начале отработки участка и в период полного развития горных работ на нем.

3. Установить необходимые сроки и очередность перегона экскаваторов с горизонта на горизонт.

Исходные данные:

- планируемые к выемке объемы горной массы по горизонтам карьера с разделением на выемочные блоки, рассчитанные по результатам занятия 2 и 4 (табл.2.1);
- предполагаемая месячная производительность экскаватора – 120 - 180 тыс.м^3/мес. (экскаваторы с емкостью ковша 10 - 12 м^3).

Порядок выполнения работы:

Вычертить таблицу для расчета длительности отработки выделенных на каждом горизонте выемочных блоков (табл. 2.4). Для примера данные привязаны к рис. 2.24 (п. 2.4).

Таблица 2.4

Отметка горизонта, м	Планируемый объем работ, $V_{гор}$, тыс.м^3	Количество отрабатываемых блоков, $N_{бл}$	Длительность отработки выделенных блоков на горизонте, мес.					
			1	2	3	4	5	6
107	960	4	2	2	2	2	-	-
92	650	3	-	1,8	1,8	1,8	-	-
77	610	3	-	-	1,7	1,7	1,7	-
62	540	3	1,5	-	-	1,5	1,5	-
47	400	3	-	1,1	-	-	1,1	1,1

Для упрощения расчетов вычислить средний объем отрабатываемого на горизонте блока по соотношению:

$$V_{бл} = V_{гор} / N_{бл}.$$

Вычислить среднюю длительность отработки блока на горизонте, исходя из принятой производительности экскаватора ($Q_э$):

$$T_{бл} = V_{бл}/Q_э.$$

Длительность отработки блоков занести в табл. 2.4. под номерами, выделенными на совмещенном сечении (рис. 2.24).

Для каждого горизонта построить совмещенный линейный график отработки каждого горизонта, учитывая при этом, что выделенные на сечении блоки, обозначенные одинаковыми цифрами, могут отрабатываться одновременно (рис. 2.25).

При построении графика первоначально следует рассчитать время начала отработки и длительность работ на каждом из горизонтов (см. табл. 2.4). Для примера на рис.7 начало отработки гор. 92 м: 0 + 2 = 2 мес., начало отработки гор. 77м: 2 + 1,8 = 3,8 мес., начало отработки гор. 62 м – одновременно с гор. 107, затем после перерыва: 3,8 + 1,7 = 5,6 мес. и т. д.

Проанализировать построенный первоначальный график отработки участка борта и над каждой линией, соответствующей длительности отработки блока на горизонте, проставить номера экскаваторов (1, 2, 3…), которые могут работать одновременно или последовательно. При необходимости изменить время начала работ на горизонте с целью полного использования экскаваторов, уже задействованных на отработке участка.

Анализом графика принять решение о необходимости перегона экскаваторов с горизонта на горизонт и переносе времени отработки некоторых блоков по условию наилучшей загрузки задействованных экскаваторов на чистой работе (рис. 2.26). Например, выемку горной массы на гор. +62 м рационально задержать на 1,2 мес. с тем, чтобы экскаватор № 2 мог последовательно отрабатывать гор. 62 м, затем 47 м и далее 77 м. Стрелками показать направление перегона экскаваторов с горизонта на горизонт.

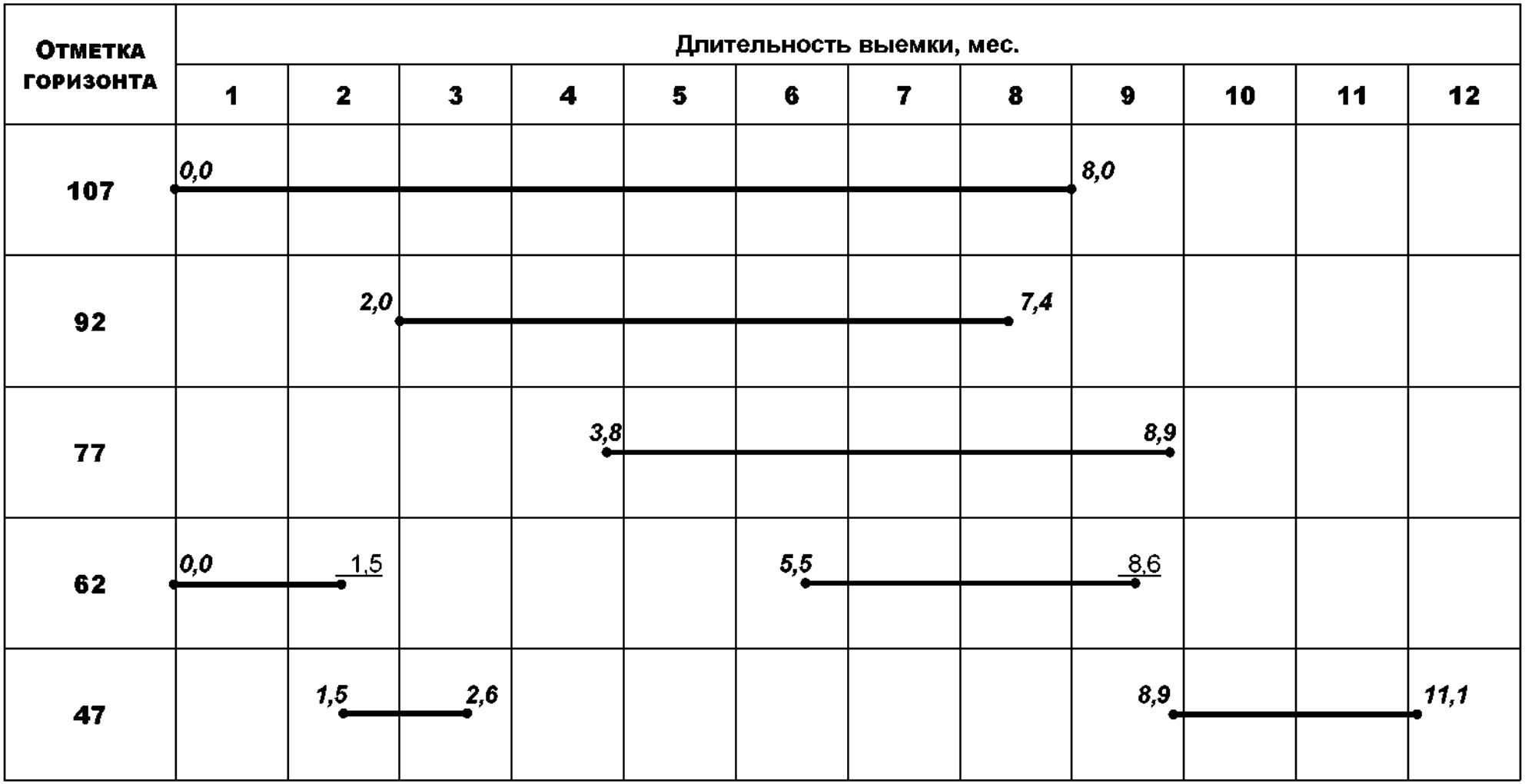


Рис.2.25. Исходный график отработки участка карьера
с учетом перегонов экскаваторов с горизонта на горизонт

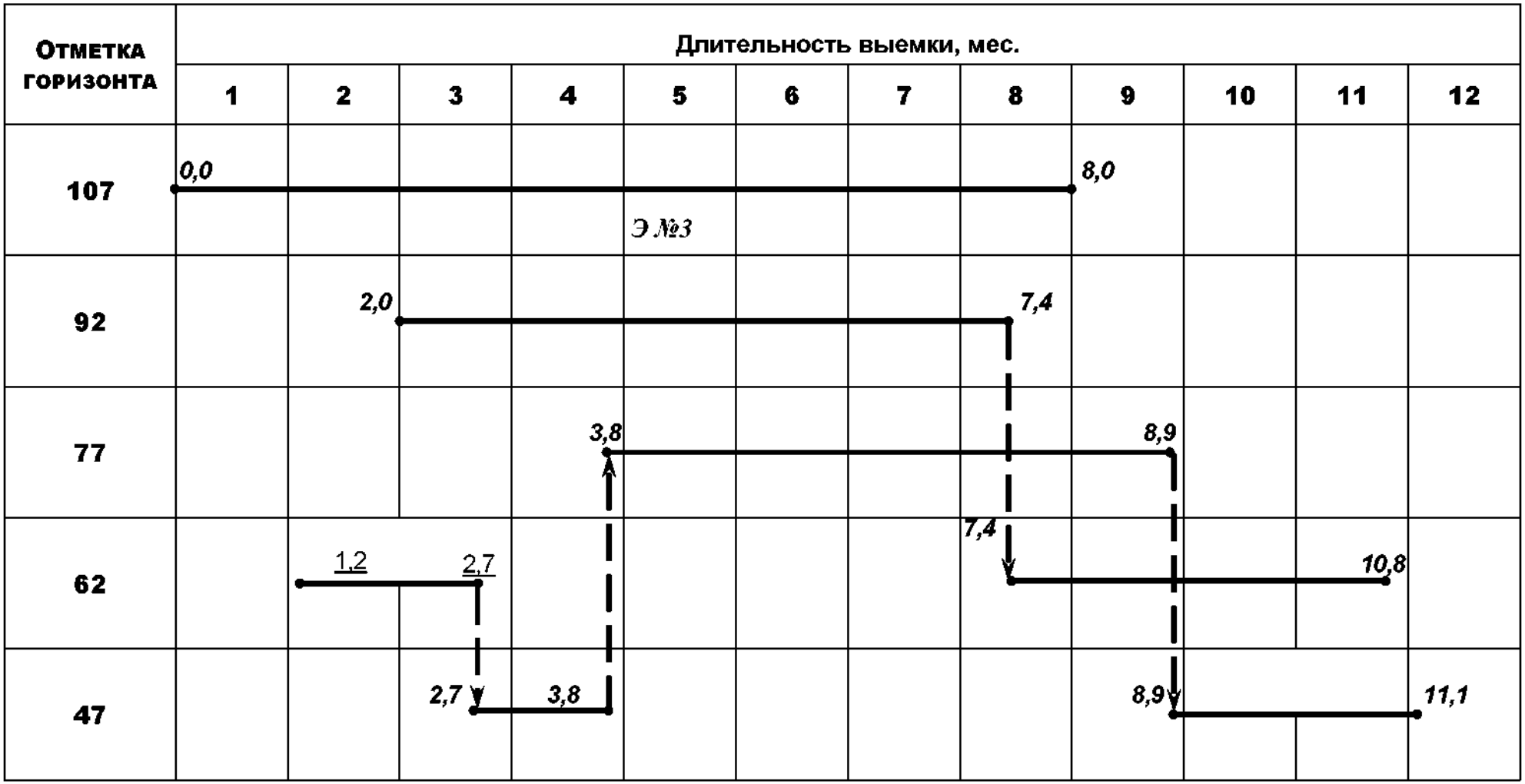


Рис. 2.26. Окончательный график отработки участка карьера
с учетом перегонов экскаваторов с горизонта на горизонт

Окончательно принять максимально возможное количество экскаваторов, отрабатывающих участок борта. Установить общее время отработки запланированных объемов горной массы на участке борта по наибольшему времени отработки анализируемых горизонтов. Как это следует из рис. 2.25 и 2.26, возможны несколько вариантов последовательности отработки горизонтов.

Отчетность по работе:

1. Заполненная табл. 2.4, содержащая сведения, необходимые для расчета календарного графика отработки участка борта.
2. Совмещенный начальный и окончательный календарные графики отработки участка борта, вычерченные разным цветом.
3. Заключение о необходимом количестве экскаваторов и длительности отработки запланированных объемов.

3. СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ И РЕКОМЕНДУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ

Арсентьев А. И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. М.: Недра, 1981. 278 с.

Компьютеры и системы управления в горном деле за рубежом /Ю. П. Астафьев, А. С. Зеленский, Н. И. Горлов и др. М.: Недра, 1989. 264 с.

Организация и управление горным производством: Учеб. для вузов /В. И. Ганицкий, Д. Г. Даянц, М. А. Бурштейн и др. Под общей ред. В. И. Ганицкого, М.: Недра, 1991. 368 с.

Технологические схемы консервации и расконсервации, графическая база данных и учебное пособие. /Авт: С. В. Корнилков, В. Л. Беляев, С. Н. Важенина и др. Екатеринбург. 1996.

Резниченко С. С., Подольский М. П., Ашихмин А. А. Экономико-математические методы и моделирование в планировании и управлении горным производством: Учеб. для вузов. М.: Недра, 1991. 428 с.

Ржевский В .В. Открытые горные работы. Учеб. для вузов. В 2-х частях. Часть 2. Технология и комплексная механизация. 4-е изд. Перераб. и доп. М.: Недра, 1985. 549 с.

Сорокин Л. А. Взаимодействие процессов на карьерах: Учебное пособие Екатеринбург: Изд. УГГГА, 1996. 96 с.

Хохряков В. С. Оценка эффективности инвестиционных проектов открытых горных разработок: Учеб. пособие. Екатеринбург: изд. УГГГА, 1996. 180 с.

Компьютерное планирование горных работ на рабочем борту карьера: Программные средства и учебное пособие / Авт.: В. С. Хохряков, В. М. Аленичев, В. И. Суханов и др. Екатеринбург, 1995.

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

ГОУ ВПО

УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

Кафедра разработки месторождений открытым способом

КУРСОВОЙ ПРОЕКТ

Дисциплина: Планирование открытых горных работ
Тема проекта: Планирование отработки участка борта карьера в сложных горно-технических условиях

Зав. кафедрой РМОС, проф., д.т.н. — Лель Ю. И.

Руководитель проекта, асс. — Мусихина О. В.

Разработчик проекта, студент гр. ОГР-01-1 — Иванов А. И.

Екатеринбург, 2005

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

Задание
на выполнение курсового проекта
по дисциплине «Планирование открытых горных работ»

Тема проекта: Планирование отработки участка борта карьера в сложных горно-технических условиях

Общие исходные данные

- годовое подвигание фронта работ на гор. +62 м:
  для четных номеров заданий – $V_ф$=60,0 м/год;
  для нечетных номеров заданий – $V_ф$=70,0 м/год;
- минимальная ширина рабочей площадки $B_р$=40,0 м;
- ширина площадки консервации $B_{конс}$=19,0 м;
- транспорт – автомобильный;
- производительность экскаватора:
  для четных номеров заданий – $Q_э$=1,3 млн.м^3/год;
  для нечетных номеров заданий – $Q_э$=1,5 млн.м^3/год;
- минимальная ширина взрывного блока $B_{вб}$= 20,0 – 25,0 м.

Индивидуальные исходные данные:

- выкопировка участка борта карьера из сводного плана карьера (условный пример или реальные условия по усмотрению преподавателя);
- высота уступа (отличающаяся от 15 м) – …;
- тип и производительность экскаватора (отличающийся от ЭКГ-10) –
- высотные отметки горизонтов – …;
- другие условия – … .

Руководитель проекта _____ (ФИО)
(дата, подпись)

Студент гр. ОГР-_____ _____ (ФИО)
(дата, подпись)

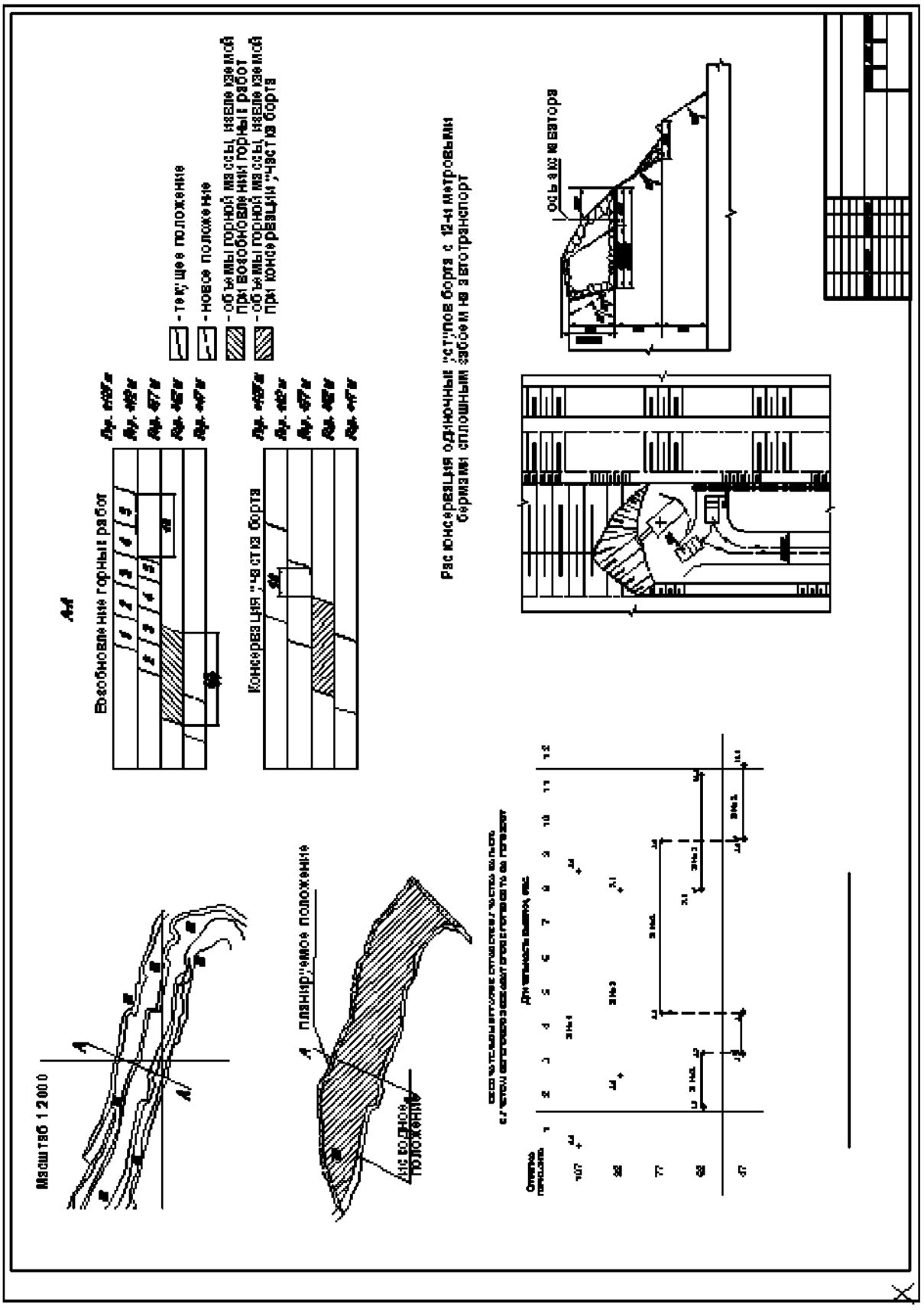
ПРИЛОЖЕНИЕ 3

Образец оформления содержания пояснительной записки к проекту

СОДЕРЖАНИЕ ПРОЕКТА

1.	Моделирование расчетных положений рабочей зоны	3
2.	Расчет планируемых объемов выемки горной массы на участке борта	7
3.	Обоснование порядка отработки участка борта	10
4.	Выбор технологической схемы расконсервации перемещаемых усту-пов	15
5.	Разработка календарного графика отработки участка борта	22
6.	Список использованной литературы	25

Образец графики



ОБРАЗЕЦ УГЛОВОГО ШТАМПА

				090500-ОГР-01-1-ТМ			
				Планирование отработки участка борта карьера в сложных горно-технических условиях			
Должность	Фамилия	Подпись	Дата	Комбинат "Ураласбест" карьер "Южный"	Стадия	Лист	Листов
Разработ.	Иванов А.И.				КР	1	1
Проверил	Беляев В.Л.						
Гл. спец.	Беляев В.Л.			Технологические схемы, порядок отработки и календарный график ведения горных работ на уступах	УГГУ Кафедра РМОС		
Зав.каф.	Лель Ю.И.						

Корнилков Сергей Викторович
Исаков Сергей Владимирович
Мусихина Ольга Владимировна

ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Методические указания и пособие по выполнению курсового проекта и лабораторных работ по дисциплине «Планирование открытых горных работ» для студентов специальности 090500 – «Открытые горные работы (ОГР)» направления 650600 – «Горное дело»

Учебно-методическое пособие
по выполнению курсового проекта и лабораторных работ
по дисциплине «Планирование открытых горных работ»
для студентов специальности 130403 – «Открытые горные работы (ОГР)»
направления 130400 – «Горное дело»

Корректура кафедры разработки месторождений открытым способом

Подписано в печать
Бумага писчая. Формат бумаги 60х84 1\16. Печать на ризографе
Печ.л. . Уч-изд.л. . Тираж экз. Заказ №

Издательство УГГУ
620144, Екатеринбург, Куйбышева, 30
Уральский государственный горный университет
Лаборатория множительной техники

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ СТУДЕНТОВ

Б1.В.04 ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Мусихина О.В., к.т.н., доцент

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ» 3

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ 3

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ» 4

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ» 4

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ» 5

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Алгоритм работы студентов для качественного усвоения дисциплины включает в себя следующие действия:

1. Изучить рабочую программу дисциплины, что позволит правильно сориентироваться в системе требований, предъявляемых к студенту со стороны преподавателя.
2. По учебнику освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

1. Основные определения: «технология», «планирование». Сущность планирования горных работ.
2. Общая концепция ресурсного обеспечения материального производства
3. Характеристика методов планирования материального производства
4. Классификация задач планирования горных работ
5. Причины отклонений горных работ от планируемых.
6. Этапность и непрерывность планирования ведения горных работ
7. Структура затрат горного производства.
8. Методы расчета и обоснования экономических показателей открытой разработки.
9. Основные технические задачи долгосрочных и перспективных планов разработки.
10. Планирование реконструкции вскрытия карьерного поля при железнодорожном и автомобильном транспорте.
11. Горнотехнические и горно-экономические задачи годовых планов разработки
12. Порядок разработки и согласования планов горных работ

13. Классификация фронтов уступов по степени их готовности к отработке
14. Сущность квартального и месячного планирования горных работ.
15. Оперативное недельно-суточное планирование: сущность и особенности планирования при различных видах транспорта
16. Особенности планирования горных работ на карьерах по производству строительных материалов и на угольных разрезах.
17. Особенности планирования горных работ на карьерах черной и цветной металлургии.
18. Особенности планирования горных работ на предприятиях по добыче облицовочного камня.

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

3.1. Основная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
1.	Анистратов Ю.И., Анистратов К.Ю. , Щадов М. И. Справочник по открытым горным работам. – М.: ООО «НТЦ Горное дело», 2010. - 725 с.	32
2.	Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В., Коваленко В.С. Проектирование карьеров: учебник. – 3-е изд., перераб. – М.: Высшая школа, 2009. – 694 с., илл.	40

3.2 Дополнительная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
1.	Хохряков В.С. Проектирование карьеров: учеб. для вузов. – 3-е изд. перераб. и доп. – М.: Недра, 1992. – 383 с.: илл.	112
3.	Ржевский В.В. Открытые горные работы: Технология и комплексная механизация: учебник. Изд. 8-е. – М.: Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2014. – 512 с. (Классика инженерной мысли: горное дело)	2

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Горное дело: информационно-аналитический портал для горняков; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.mwork.su/

Горное дело: информационно-справочный сайт; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.gornoe-delo.ru/

Горнопромышленный портал России: информационный портал; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.miningexpo.ru/

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Тема 1: Методология планирования горных работ

Основные определения. Сущность планирования горных работ. Общая концепция ресурсного обеспечения материального производства. Характеристика методов планирования материального производства. Классификация задач планирования горных работ. Причины отклонений горных работ от планируемых. Этапность и непрерывность планирования ведения горных работ.

Тема 2: Экономические основы планирования горных работ

Методы расчета и обоснования экономических показателей открытой разработки. Укрупненные и детальные экономические расчеты. Расчет прямых эксплуатационных издержек, платежей и налогов. Анализ структуры себестоимости. Сущность бюджетного подхода к планированию открытой разработки. Экономическое обоснование главных показателей открытой разработки: текущего коэффициента вскрыши, производительности карьера по полезному ископаемому, качества добываемого полезного ископаемого.

Тема 3: Разработка долгосрочных и перспективных планов развития горных работ

Основные технические задачи долгосрочных и перспективных планов разработки. Способы управления рабочей зоной карьера. Порядок разработки стратегических и долгосрочных планов поддержания (развития) минерально-сырьевой базы предприятия. Горно-геометрические расчеты при долгосрочном и перспективном планировании открытой разработки. Планирование реконструкции вскрытия карьерного поля при железнодорожном и автомобильном транспорте.

Тема 4: Разработка годовых планов горных работ

Горнотехнические и горно-экономические задачи годовых планов разработки. Порядок разработки и согласования планов горных работ. Текстовая часть и графическая документация по годовому планированию. Классификация фронтов уступов по степени их готовности к отработке. Анализ состояния горных работ на карьере. Планирование работ

на участке перемещаемого борта. Способы поддержания фронта горных работ требуемой протяженности.

Тема 5: Разработка текущих и оперативных планов

Сущность квартального и месячного планирования горных работ. Разработка месячного плана-графика отработки экскаваторного блока на участке борта. Оперативное недельно-суточное планирование: сущность и особенности планирования при различных видах транспорта.

Тема 6: Особенности планирования открытой разработки в различных условиях

Особенности планирования горных работ на карьерах по производству строительных материалов и на угольных разрезах. Особенности планирования горных работ на карьерах черной и цветной металлургии. Особенности планирования горных работ на предприятиях по добыче облицовочного камня. Информационные технологии при планировании горных работ на карьерах. Характеристика программных средств планирования горных работ.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»
Кафедра разработки месторождений открытым способом

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ГОРНОМ ДЕЛЕ

Специальность
21.05.04 Горное дело

Направленность (профиль) ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

Автор: Мусихина О.В., к.т.н., доцент

Екатеринбург

Тема типового курсового проекта: **Автоматизированное проектирование объектов открытых горных работ.**

Типовой курсовой проект выполняется по индивидуальному заданию, представленному в виде графической распечатки формата А4 с шестью геологическими поперечными сечениями рудного тела.

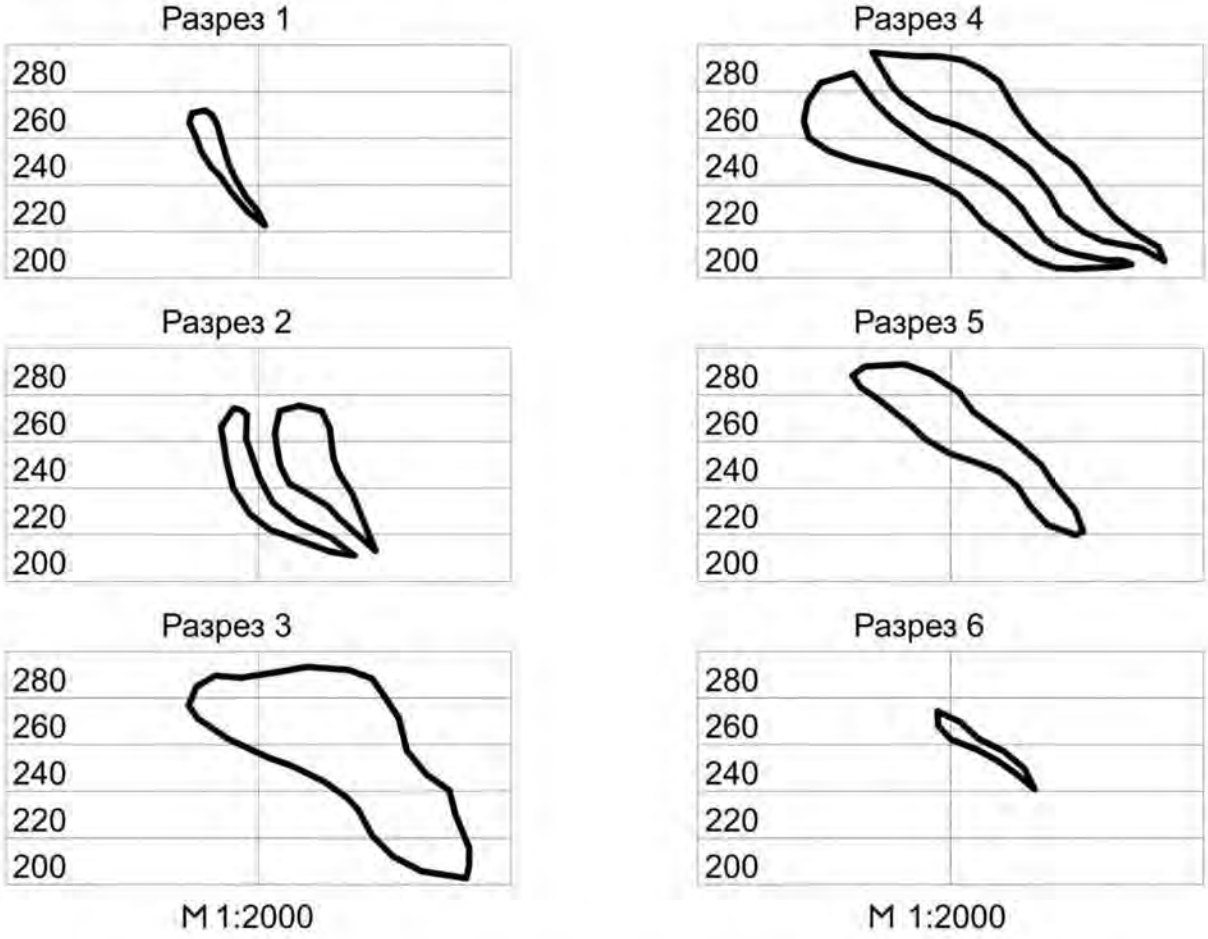


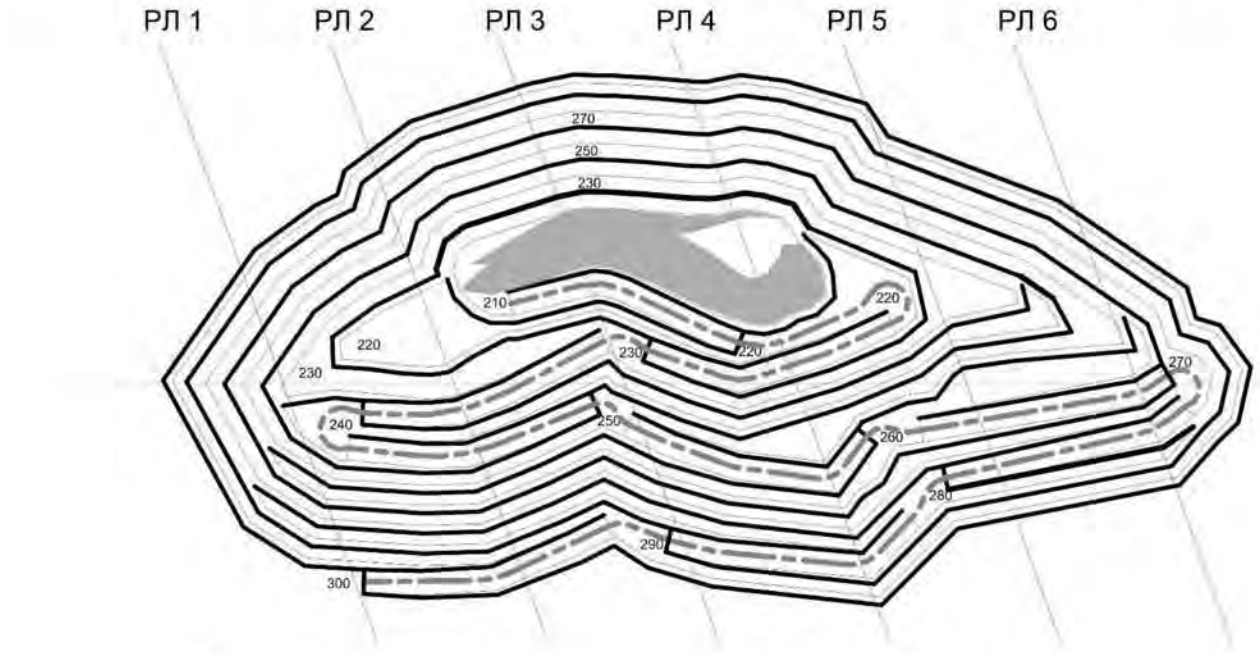
Рисунок прил.1-1 – Пример индивидуального задания для курсового проекта

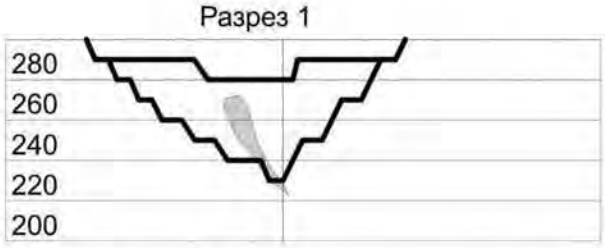
Цель курсового проекта:

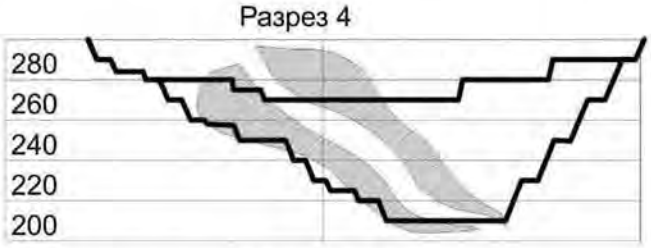
Освоить автоматизированные технологии проектирования карьеров, основанные на применении стандартных и специализированных программных средств типа AutoCAD Autodesk.

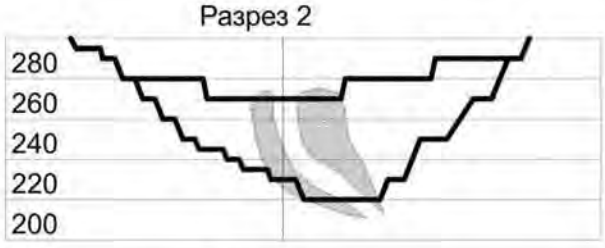
Курсовой проект выполняется на основе практических работ, выполняемых студентом в ходе аудиторных занятий.

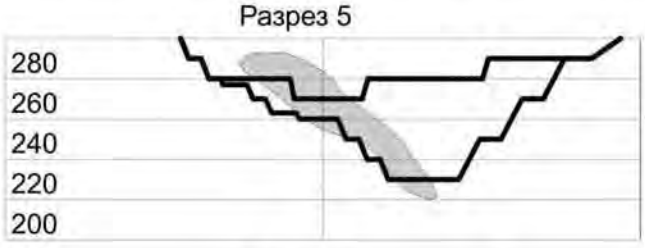
На основе данных, представленных на рисунке прил.1-1, студент последовательно решает поставленные задачи, в результате которых проектирует карьер со вскрывающими выработками и сдвоенными при погашении уступами, проводит сравнительный анализ изменения коэффициентов вскрыши при разной конфигурации границ карьерной выемки.

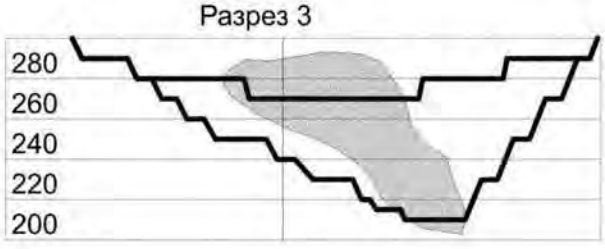












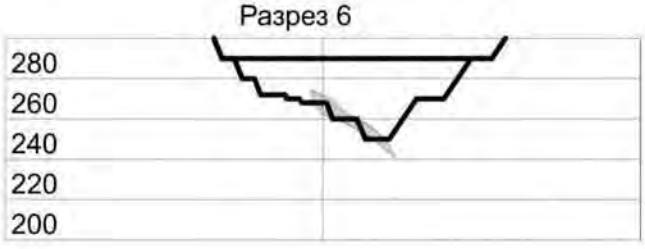


Рисунок прил.1-2 – Финальные материалы курсового проекта, предоставляемые преподавателю для оценки

Ход выполнения курсового проекта аналогичен ходу выполнения практических работ на аудиторных занятиях (см. Руководство по выполнению практических и самостоятельных работ по дисциплине «Информационные технологии в горном деле»)

Критерии оценивания:

– Качество выполненной работы
– Самостоятельность выполнения
– Соответствие требованиям оформления
– Защита курсового проекта

Критерии оценки:

оценка «отлично» выставляется обучающемуся, если проект выполнен в срок, на высоком уровне и в полном объеме, умело систематизированы данные в виде таблиц, отражен весь порядок выполнения работы, графика выполнена на надлежащем уровне (9-10 баллов)

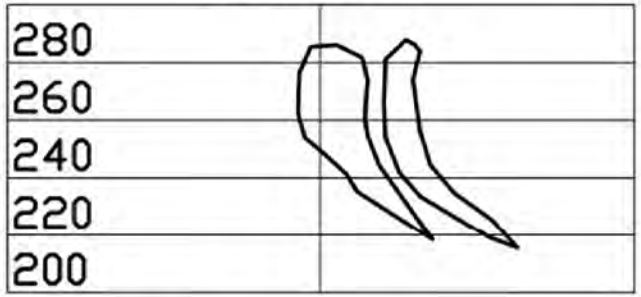
9-10 баллов (90-100%) - оценка «отлично»
6-8 баллов (60-89%) - оценка «хорошо»
4-6 баллов (40-59%) - оценка «удовлетворительно»
0-3 баллов (0-39%) - оценка «неудовлетворительно».

ЗАДАНИЯ НА КУРСОВОЙ ПРОЕКТ

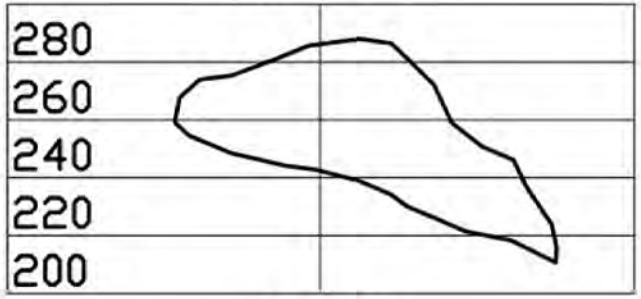
Вариант 1

Разрез 1

Разрез 2

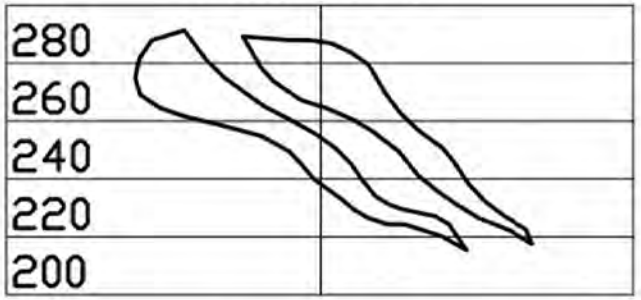


Разрез 3

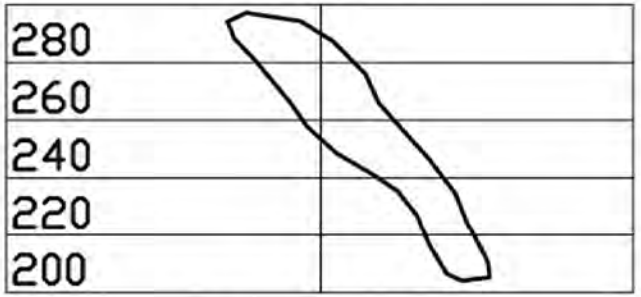


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



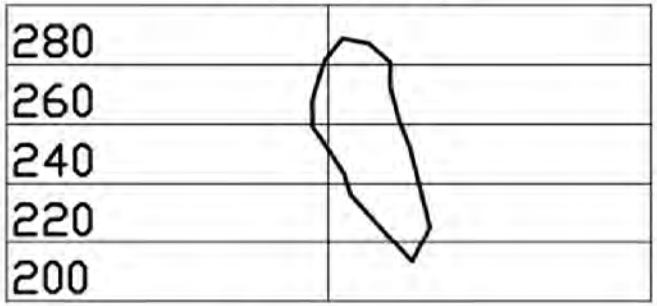
Разрез 6

1:2000

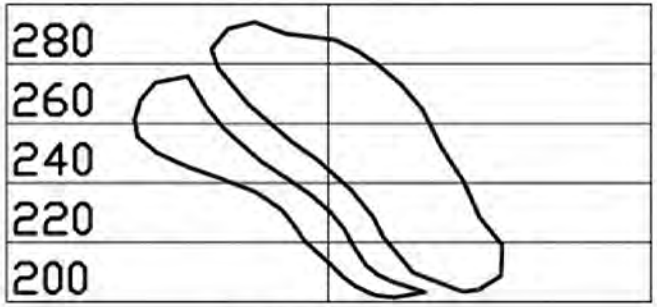
Вариант 2

Разрез 1

Разрез 2

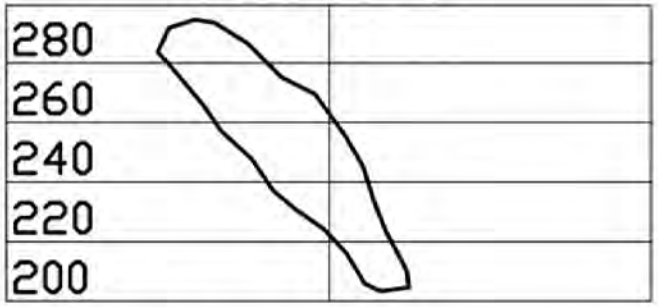


Разрез 3

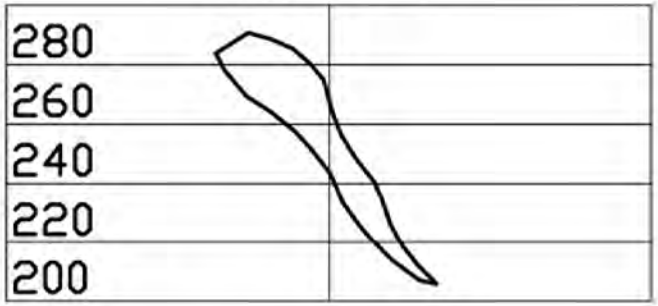


1:2000

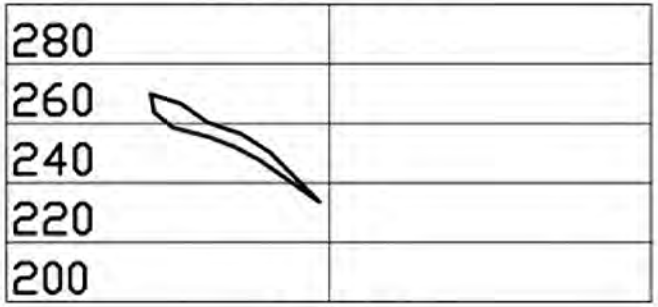
Разрез 4



Разрез 5



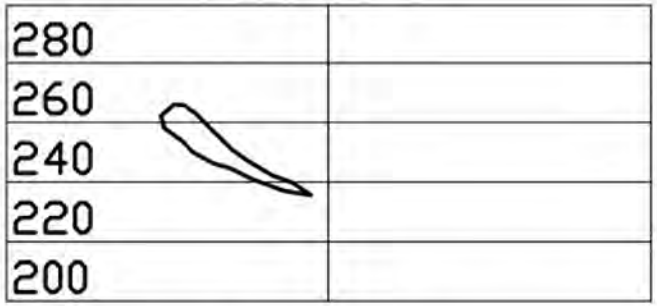
Разрез 6



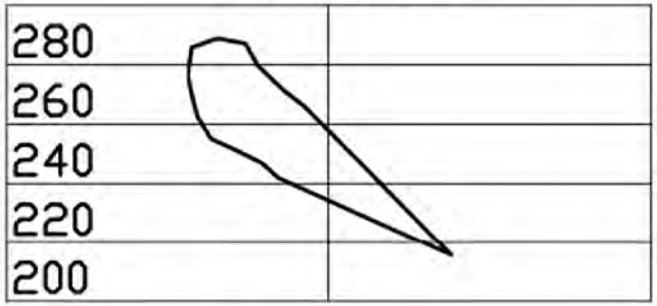
1:2000

Вариант 3

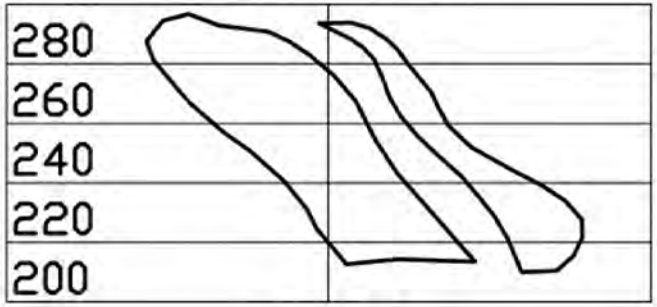
Разрез 1



Разрез 2

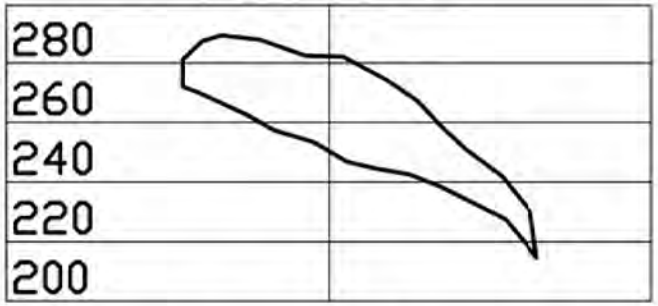


Разрез 3

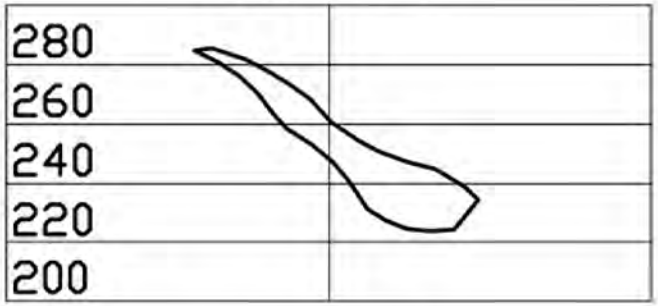


1:2000

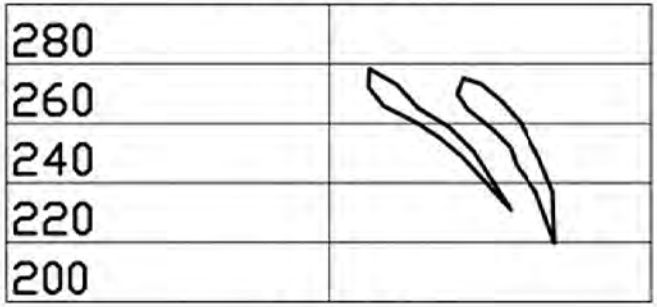
Разрез 4



Разрез 5



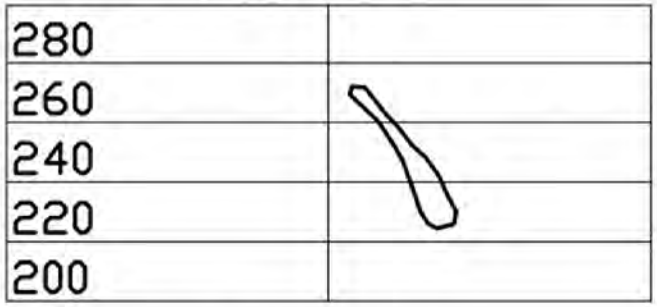
Разрез 6



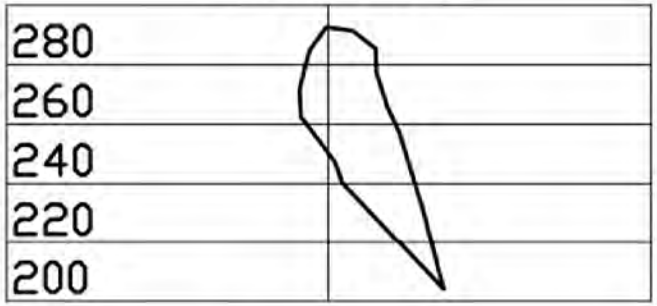
1:2000

Вариант 4

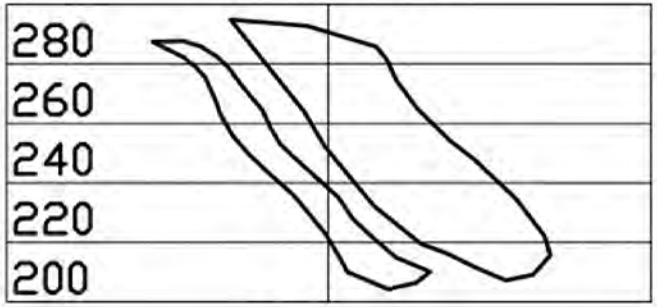
Разрез 1



Разрез 2

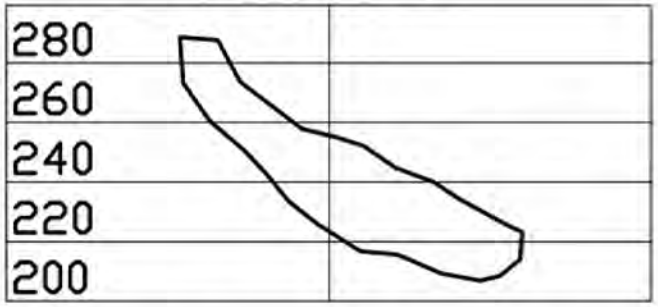


Разрез 3

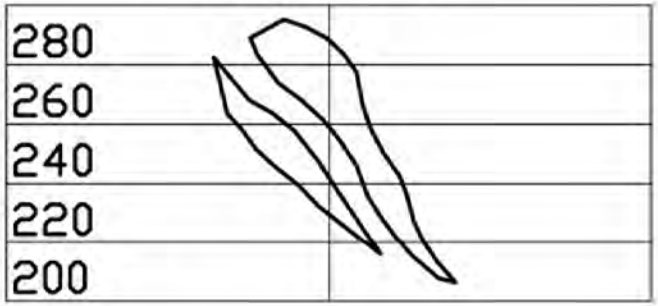


1:2000

Разрез 4



Разрез 5

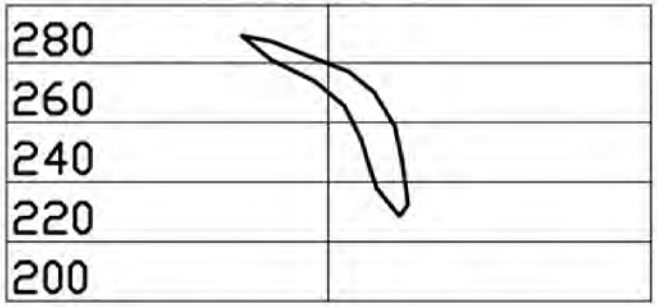


Разрез 6

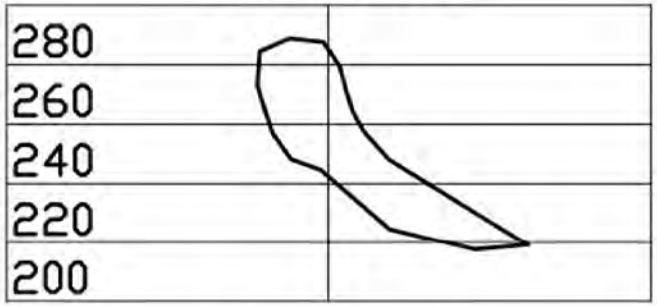
1:2000

Вариант 5

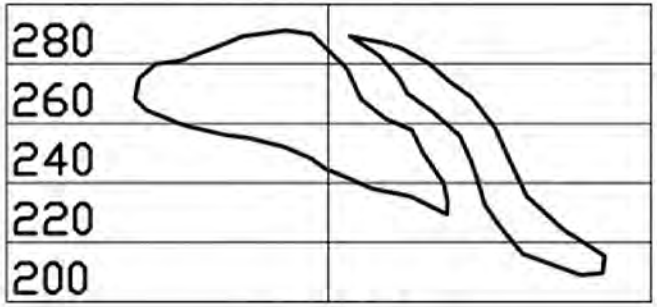
Разрез 1



Разрез 2



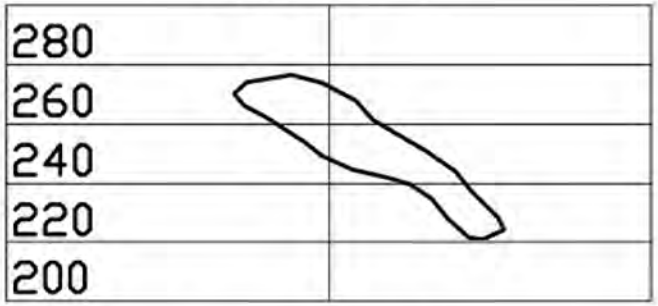
Разрез 3



1:2000

Разрез 4

Разрез 5



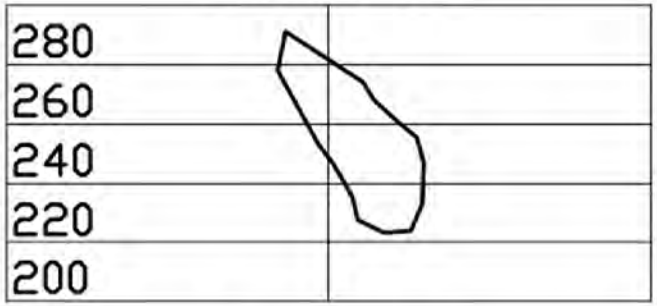
Разрез 6

1:2000

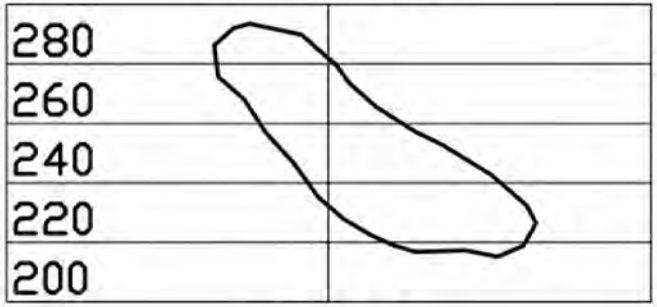
Вариант 6

Разрез 1

Разрез 2

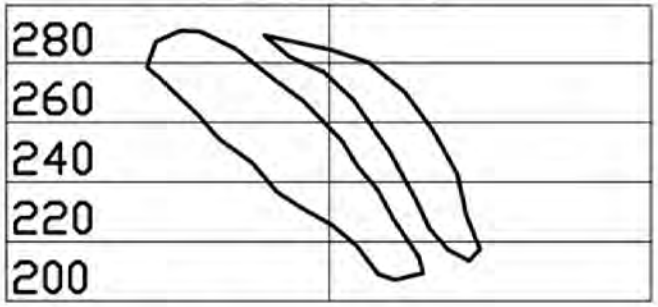


Разрез 3

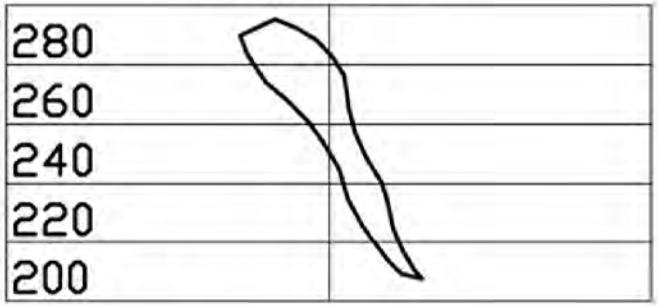


1:2000

Разрез 4



Разрез 5

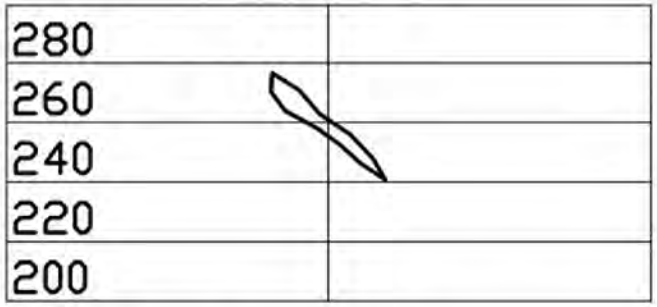


Разрез 6

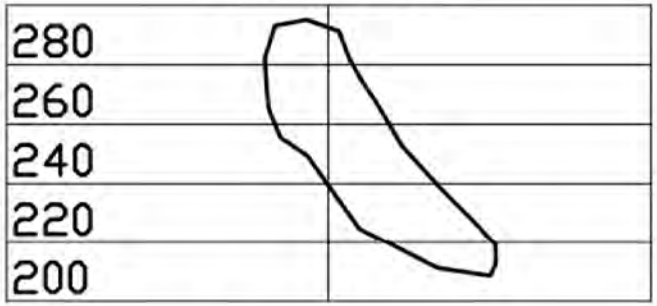
1:2000

Вариант 7

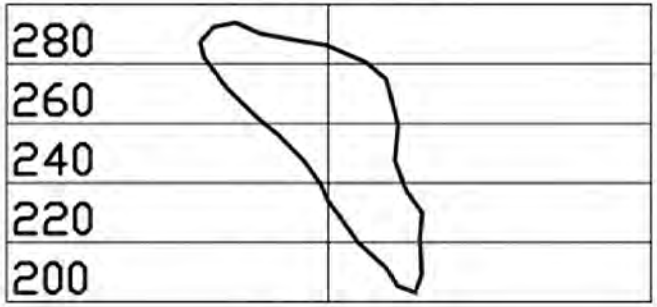
Разрез 1



Разрез 2

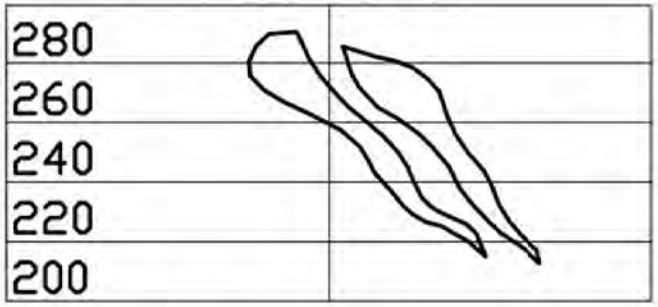


Разрез 3

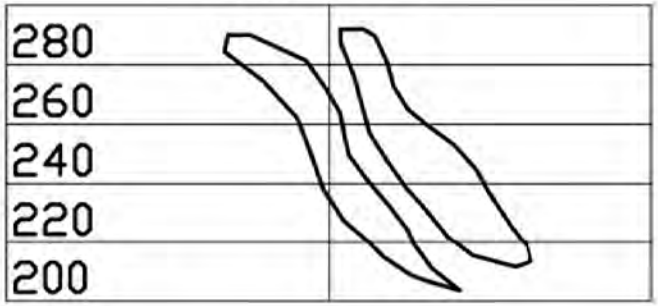


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



Разрез 6

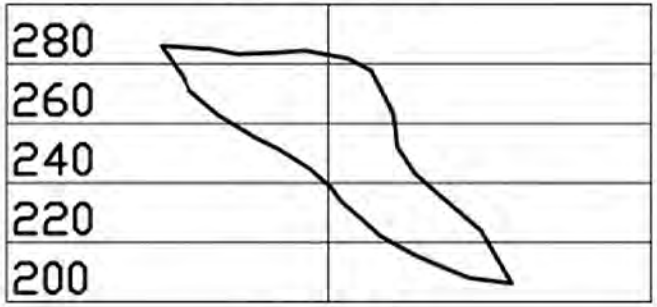
1:2000

Вариант 8

Разрез 1

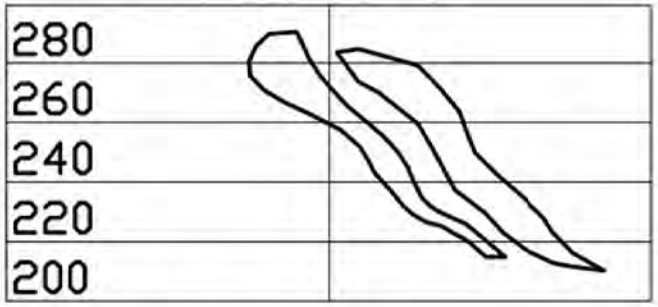
Разрез 2

Разрез 3

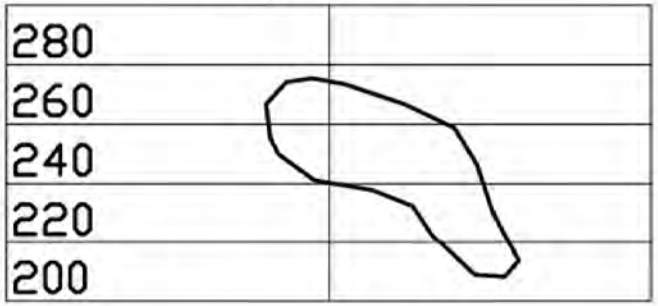


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



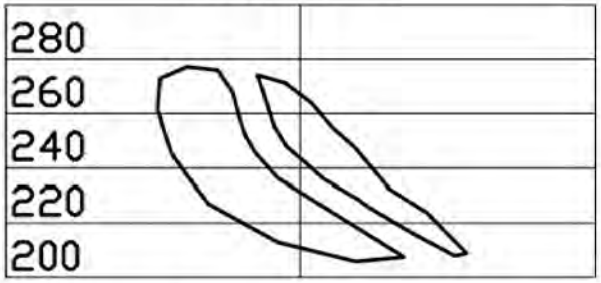
Разрез 6

1:2000

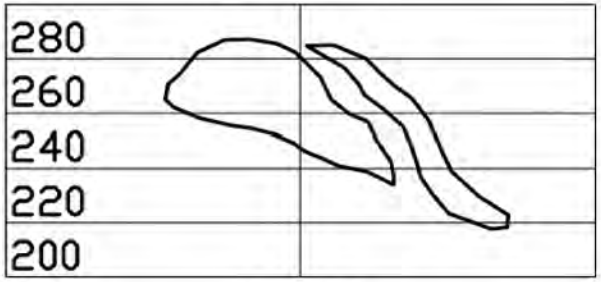
Вариант 9

Разрез 1

Разрез 2

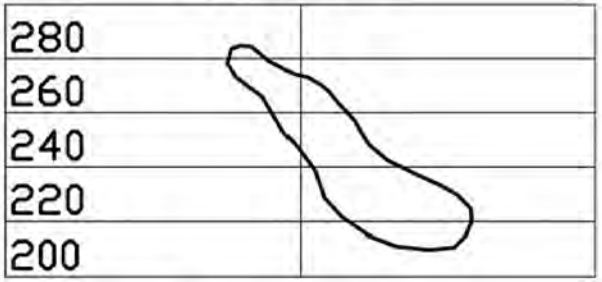


Разрез 3

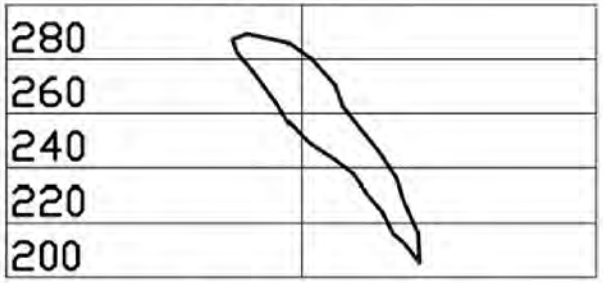


1:2000

Разрез 4



Разрез 5

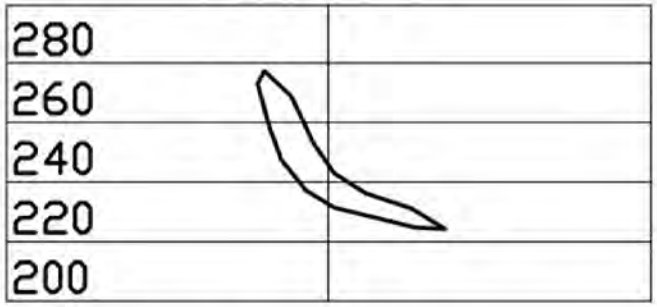


Разрез 6

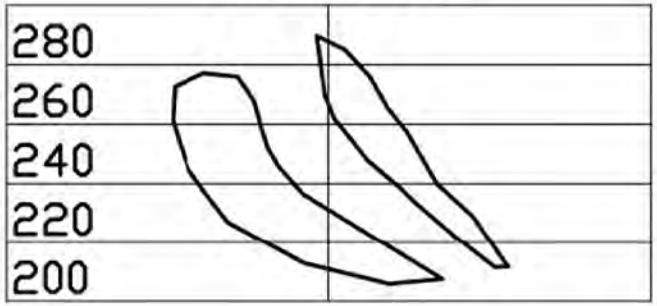
1:2000

Вариант 10

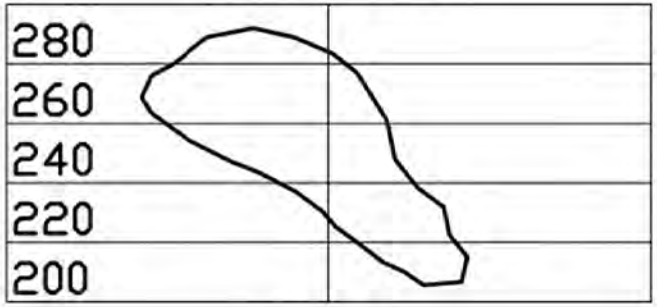
Разрез 1



Разрез 2

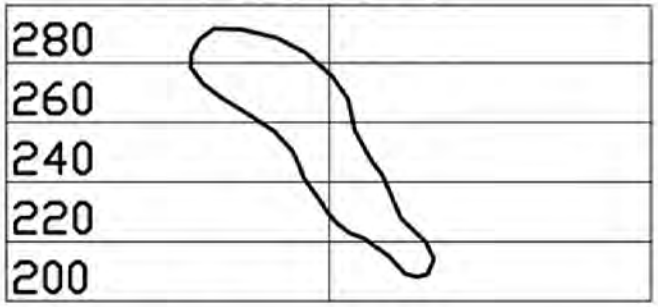


Разрез 3



1:2000

Разрез 4



Разрез 5

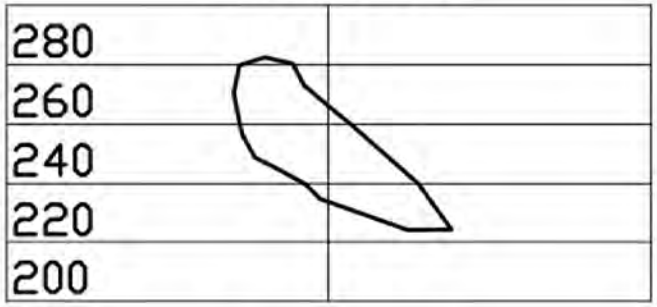
Разрез 6

1:2000

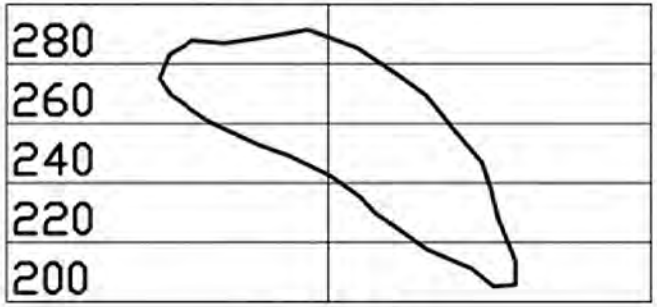
Вариант 11

Разрез 1

Разрез 2

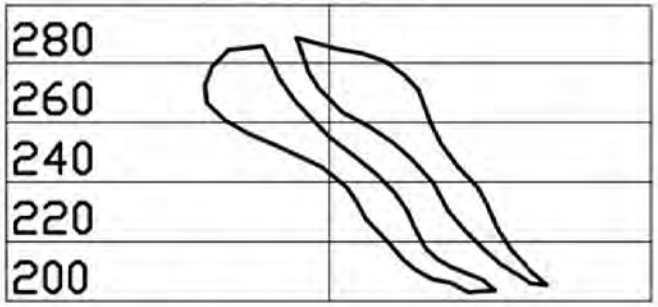


Разрез 3

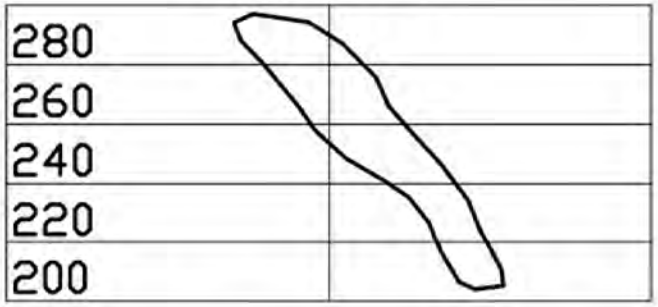


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



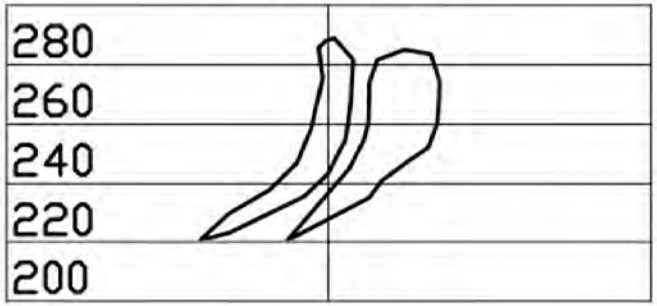
Разрез 6

1:2000

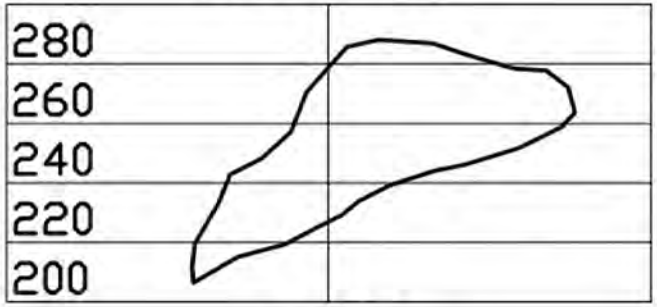
Вариант 21

Разрез 1

Разрез 2



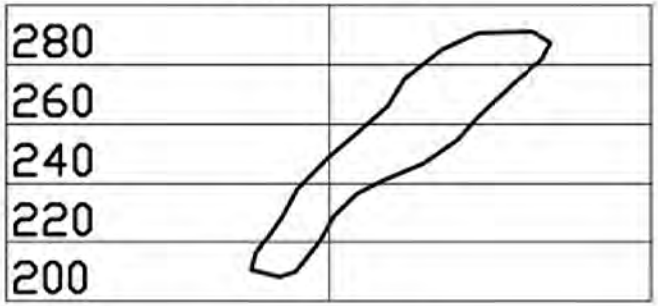
Разрез 3



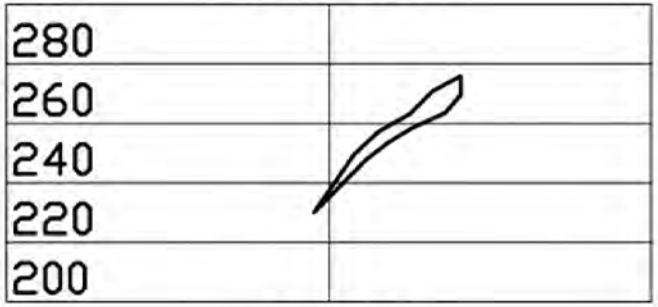
1:2000

Разрез 4

Разрез 5



Разрез 6

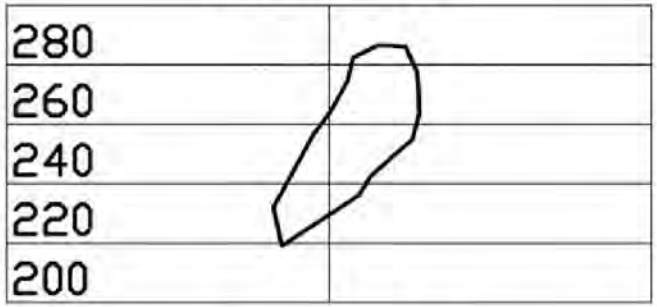


1:2000

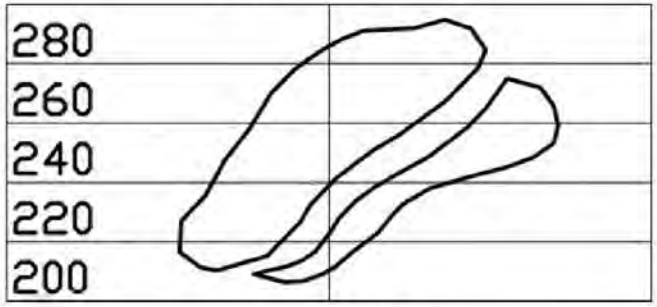
Вариант 22

Разрез 1

Разрез 2

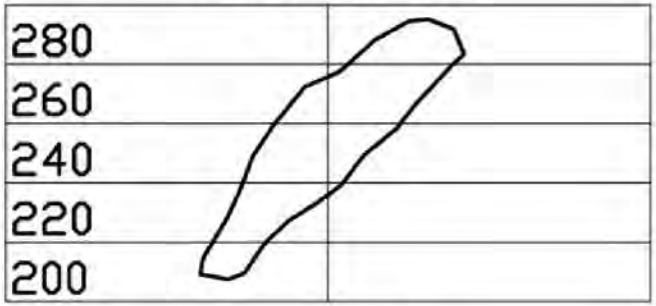


Разрез 3

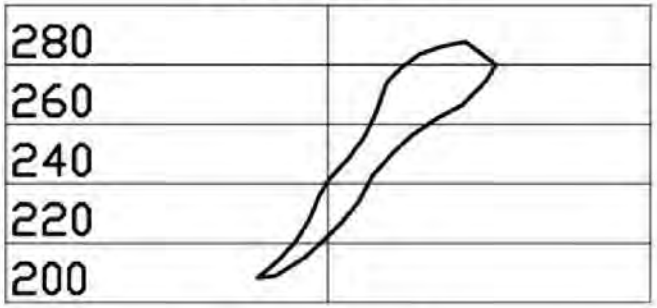


1:2000

Разрез 4



Разрез 5

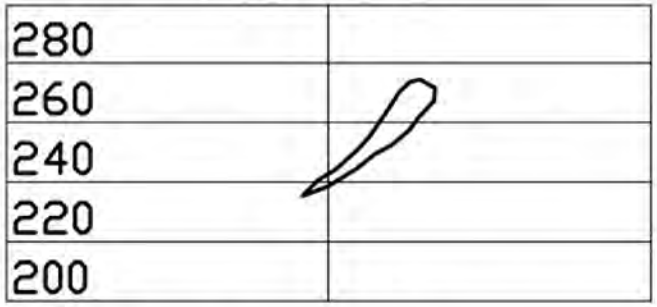


Разрез 6

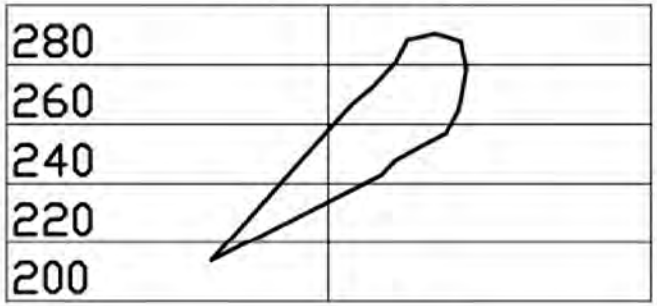
1:2000

Вариант 23

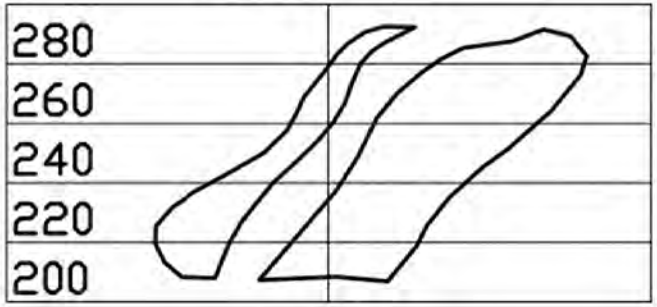
Разрез 1



Разрез 2



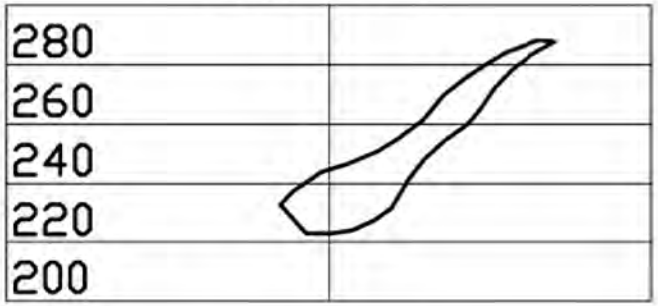
Разрез 3



1:2000

Разрез 4

Разрез 5

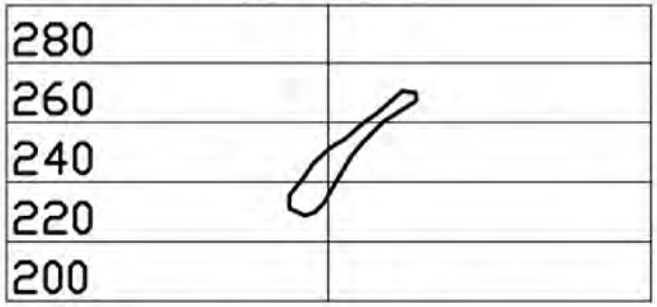


Разрез 6

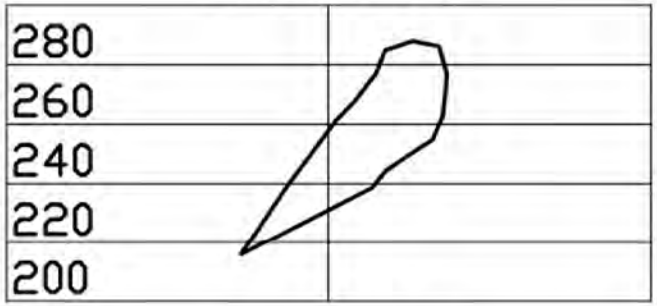
1:2000

Вариант 24

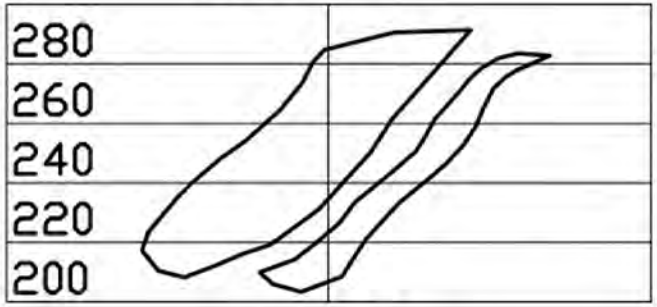
Разрез 1



Разрез 2

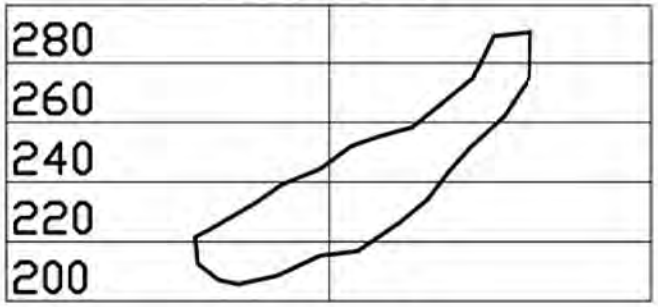


Разрез 3

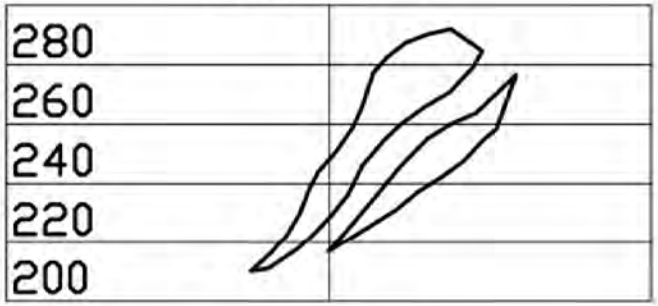


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



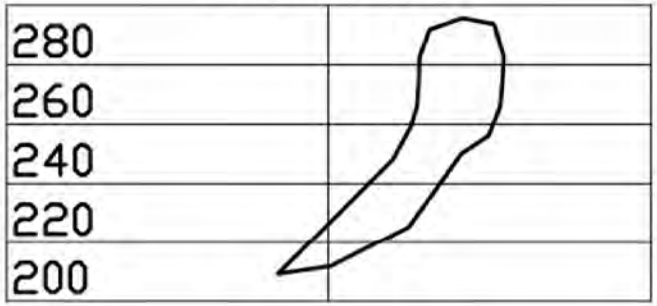
Разрез 6

1:2000

Вариант 25

Разрез 1

Разрез 2

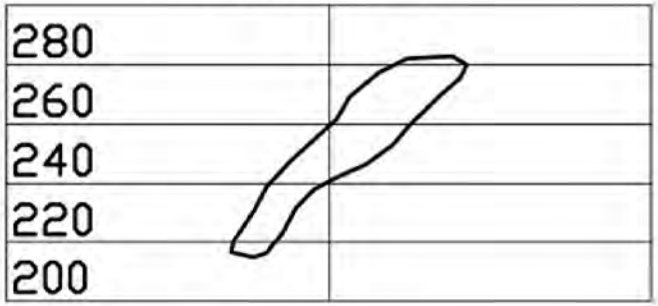


Разрез 3

1:2000

Разрез 4

Разрез 5



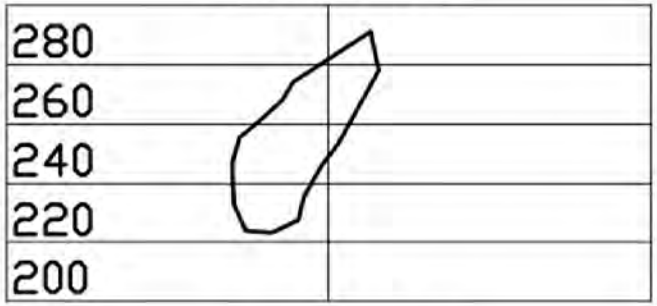
Разрез 6

1:2000

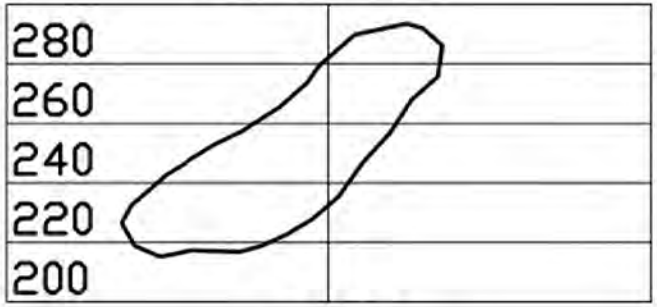
Вариант 26

Разрез 1

Разрез 2

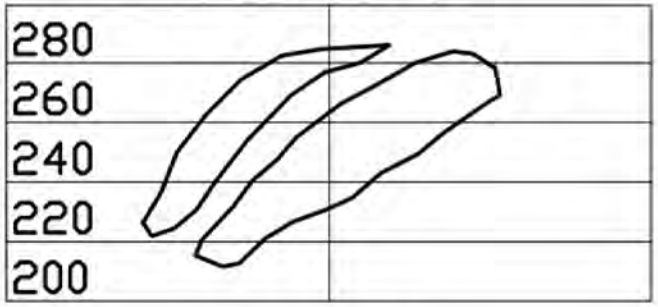


Разрез 3

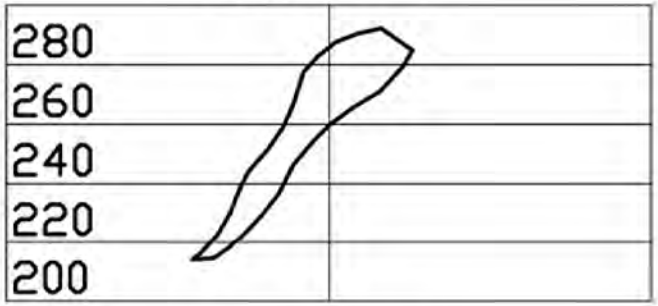


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



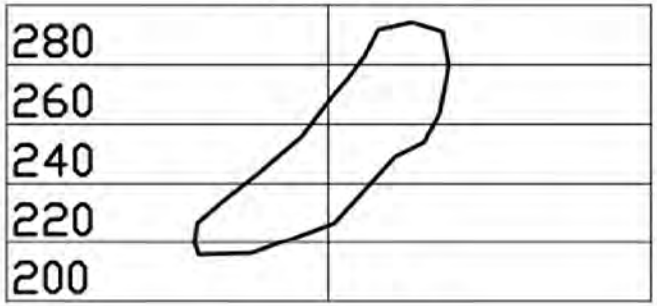
Разрез 6

1:2000

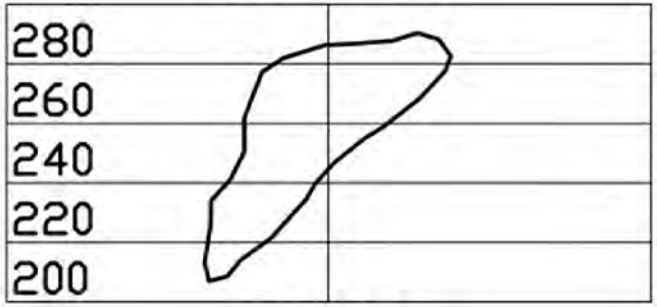
Вариант 27

Разрез 1

Разрез 2



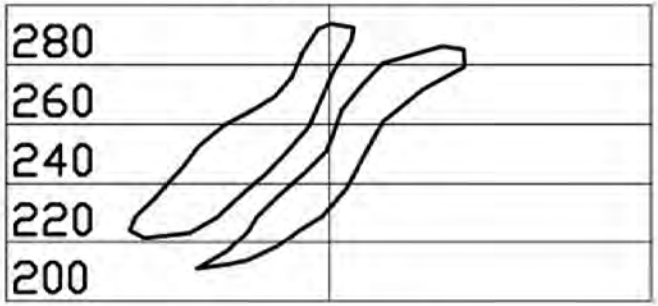
Разрез 3



1:2000

Разрез 4

Разрез 5

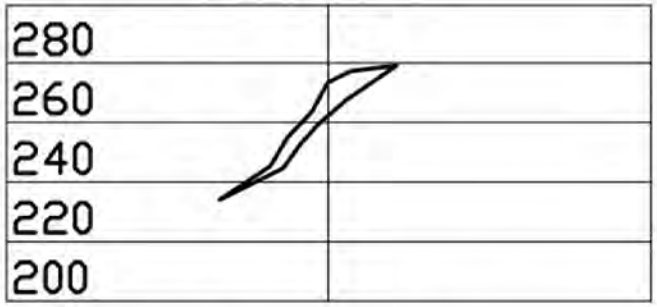


Разрез 6

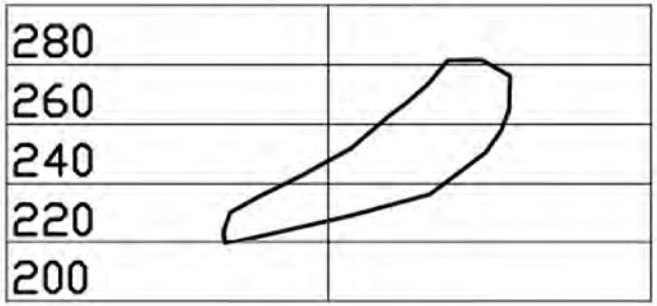
1:2000

Вариант 28

Разрез 1



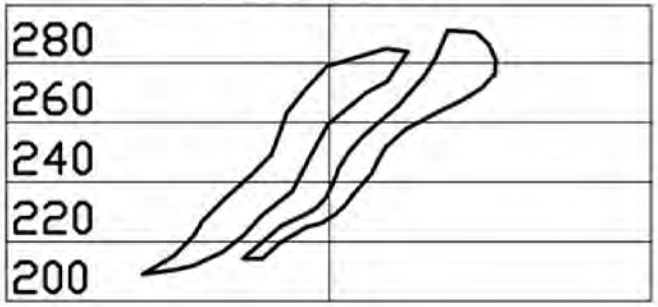
Разрез 2



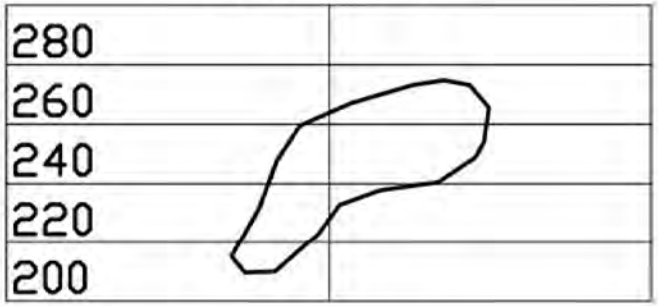
Разрез 3

1:2000

Разрез 4



Разрез 5



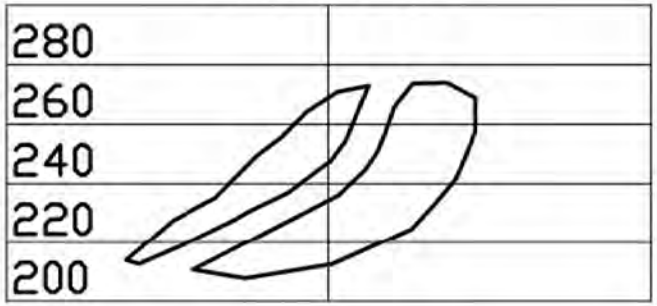
Разрез 6

1:2000

Вариант 29

Разрез 1

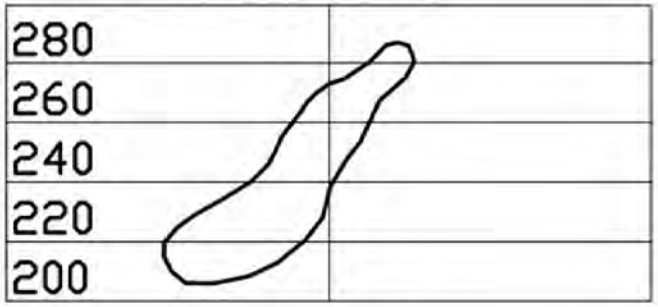
Разрез 2



Разрез 3

1:2000

Разрез 4



Разрез 5

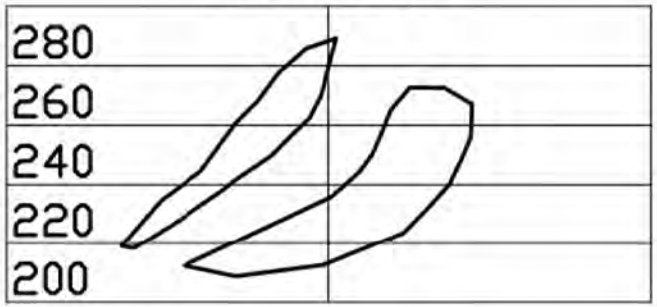
Разрез 6

1:2000

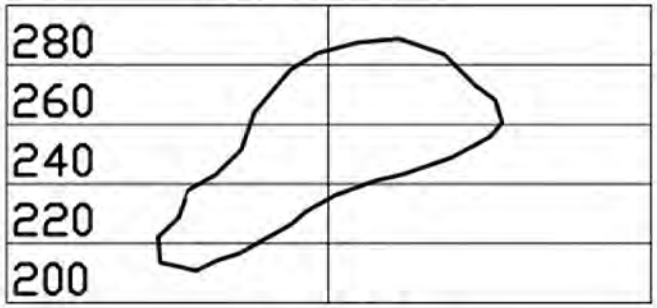
Вариант 30

Разрез 1

Разрез 2

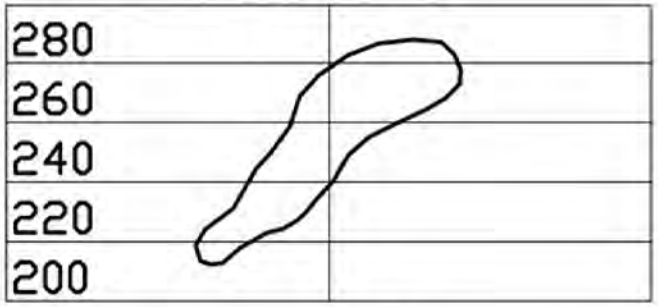


Разрез 3

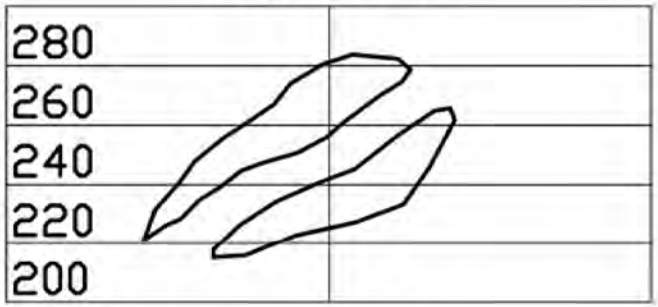


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



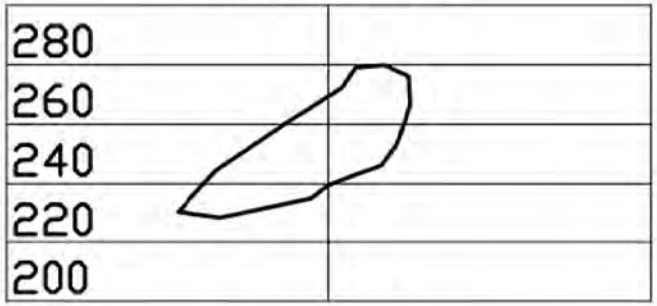
Разрез 6

1:2000

Вариант 31

Разрез 1

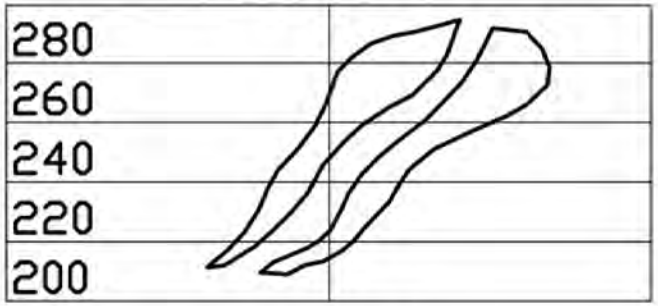
Разрез 2



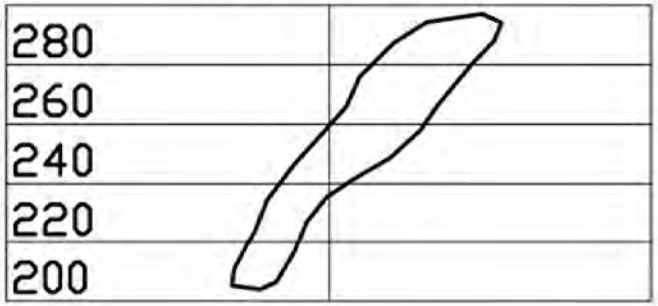
Разрез 3

1:2000

Разрез 4



Разрез 5



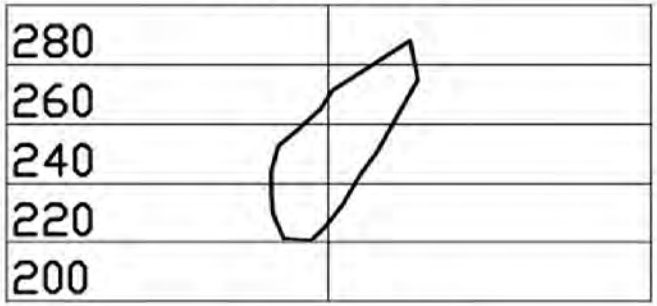
Разрез 6

1:2000

Вариант 41

Разрез 1

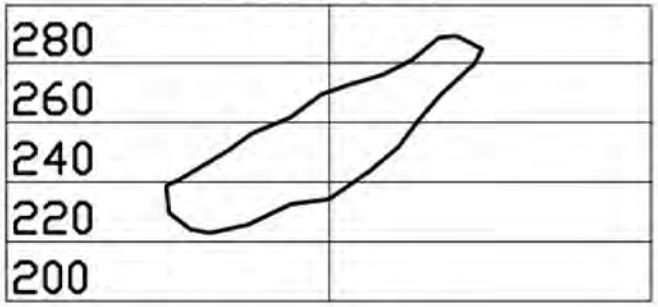
Разрез 2



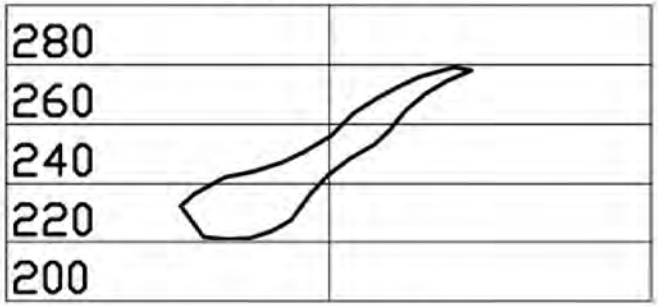
Разрез 3

1:2000

Разрез 4



Разрез 5

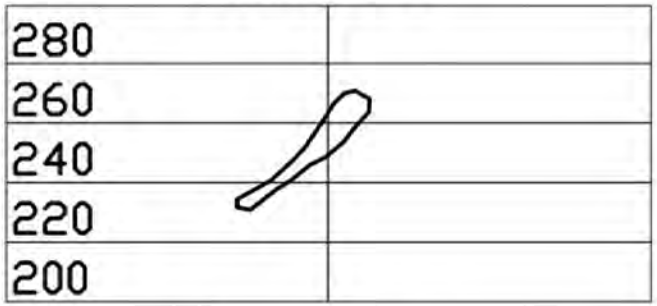


Разрез 6

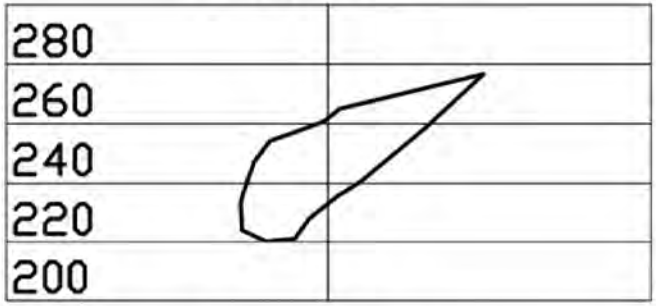
1:2000

Вариант 42

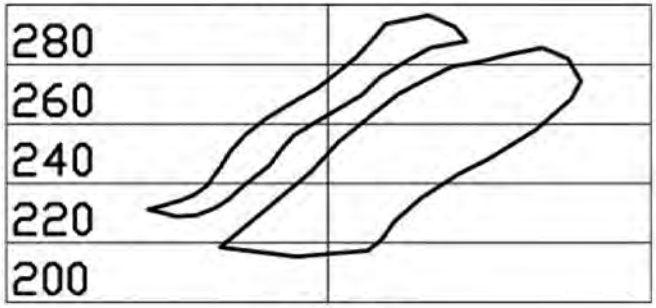
Разрез 1



Разрез 2

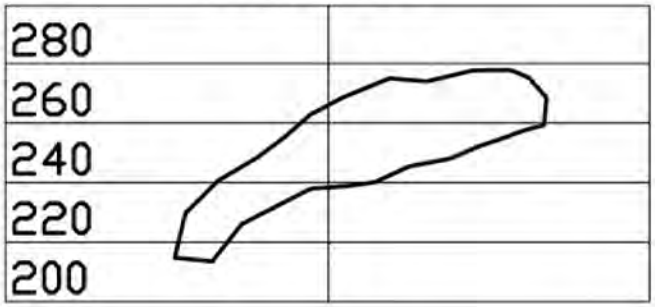


Разрез 3



1:2000

Разрез 4



Разрез 5

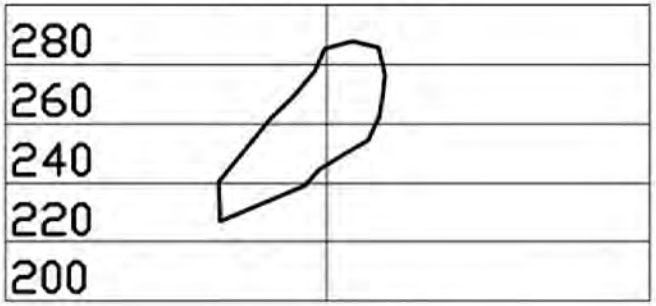
Разрез 6

1:2000

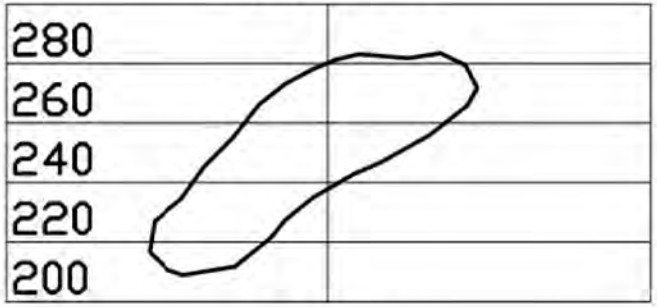
ВАРИАНТ 43

Разрез 1

Разрез 2

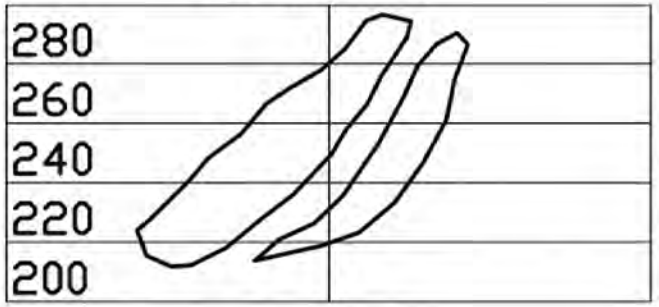


Разрез 3

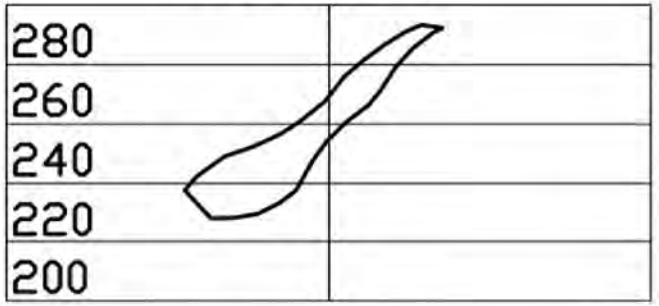


1:2000

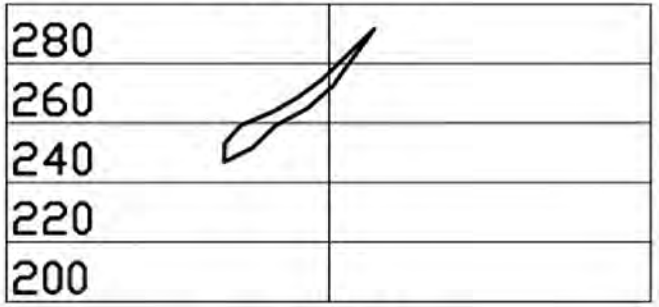
Разрез 4



Разрез 5



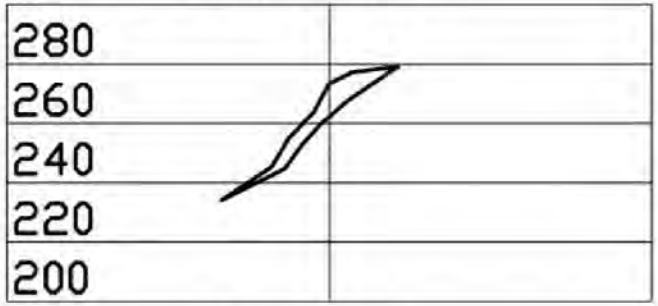
Разрез 6



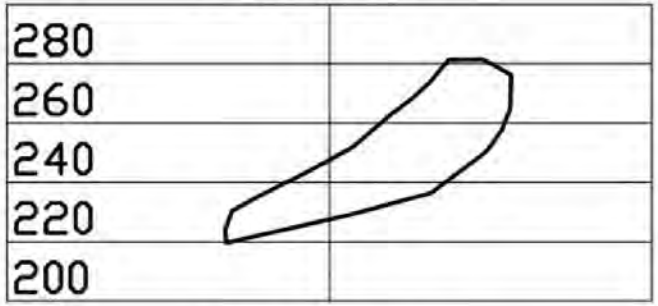
1:2000

Вариант 44

Разрез 1



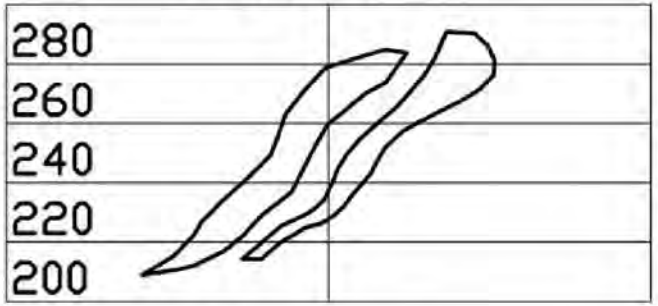
Разрез 2



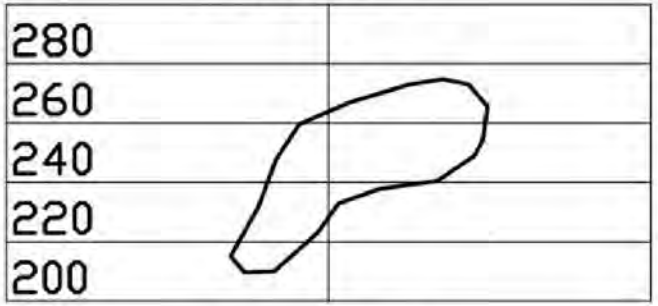
Разрез 3

1:2000

Разрез 4



Разрез 5



Разрез 6

1:2000

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ПРАКТИЧЕСКИХ И САМОСТОЯТЕЛЬНЫХ РАБОТ

ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ГОРНОМ ДЕЛЕ

Специальность
21.05.04 Горное дело

Направленность (профиль)
«Открытые горные работы»

форма обучения: очная, заочная

Автор: Мусихина О.В., к.т.н., доцент

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ **3**

1. СОЗДАНИЕ ЭЛЕКТРОННОЙ КОПИИ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ РАЗРЕЗОВ **5**

1.1. Сканирование 5
1.2. Векторизация (ручной способ – обвод ломаными линиями по растру) 5

2. ПОДГОТОВКА ОБЪЕМНОГО КАРКАСА ДЛЯ МОДЕЛИ ЗАЛЕЖИ **8**

2.1. Масштабирование чертежа (приведение к масштабу 1:1000) 8
2.2. Создание каркаса для модели залежи 9

3. МОДЕЛИРОВАНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ **14**

3.1.Общие сведения 14
3.2. Создание моделей рудных блоков 14

4. ПОЛУЧЕНИЕ ПОГОРИЗОНТНЫХ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ПЛАНОВ **17**

4.1. Объединение рудных блоков в единое рудное тело 17
4.2. Создание слоевой структуры модели 17
4.3. Создание погоризонтных планов по месторождению (горизонтальных сечений модели) 18

5. ПРОЕКТИРОВАНИЕ КОНЕЧНЫХ КОНТУРОВ КАРЬЕРА **21**

6. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ВСКРЫТИЯ КАРЬЕРА **25**

7. КОРРЕКТИРОВКА ГРАНИЦ КАРЬЕРА (СДВАИВАНИЕ УСТУПОВ) **29**

8. ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРА НА МОМЕНТ ПОЛНОГО РАЗВИТИЯ РАБОТ **34**

9. НАНЕСЕНИЕ КОНТУРОВ КАРЬЕРА НА ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ РАЗРЕЗЫ **37**

10. СОЗДАНИЕ МОДЕЛИ РЕЛЬЕФА МЕСТОРОЖДЕНИЯ **40**

11. СОЗДАНИЕ КАРТЫ ИЗОЛИНИЙ РЕЛЬЕФА МЕСТОРОЖДЕНИЯ **44**

12. СОВМЕЩЕНИЕ 2D–МОДЕЛИ КАРЬЕРА С ТОПООСНОВОЙ УЧАСТКА **46**

13. ОТЧЕТНОСТЬ ПО РАБОТЕ **47**

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ .....ОШИБКА! ЗАКЛАДКА НЕ ОПРЕДЕЛЕНА.

ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Цель практических и самостоятельных работ

Освоить компьютерные технологические линии проектирования карьеров, основанные на применении стандартных и специализированных программных средств.

Используемые программные средства

AutoCAD , Microsoft Excel.

Описание этапов

На всех этапах работы (исключая 1-й этап) производится подсчет объемов руды и вскрыши в контурах карьера и его этапов различными способами. Расчеты производятся в программном пакете EXCEL.

По тексту инструкции такие блоки будут выделены как:

ПОДСЧЕТ ОБЪЕМОВ

Исходные данные

1. План расположения разведочных линий с привязочной осью координатной сетки (электронная копия) масштаб 1:2000.
2. Поперечные геологические разрезы с контурами рудных тел, высотной сеткой и положением привязочной оси координатной сетки (бумажная копия, подлежит сканированию и векторизации) масштаб 1:2000.

Отчетность по выполненной работе

Включает в себя набор файлов – чертежей AutoCAD (файлы .DWG) и расчетных таблиц EXCEL (файлы .XLS). Отчетность в электронном виде предоставляется в процессе прохождения контрольных точек, которыми завершается каждый этап работы.

Успешное выполнение работы требует знаний AutoCAD, полученных на 1-2 курсах по дисциплине «Информатика. ч.II. Компьютерная графика». Для студентов, не получивших данных знаний (техникум III курс), работа потребует самостоятельного изучения основ работы в AutoCAD в рамках данной дисциплины.

Все команды, рекомендуемые данной инструкцией, приведены к выполнению через Верхнее Меню (далее ВМ), однако могут быть выполнены с использованием Панелей инструментов (самостоятельно, при соответствующих знаниях).

Команды, которые можно быстрее выполнить через Панель Инструментов, обозначены значком ☺.

Принятые в методических указаниях сокращения:
– **ВМ** – верхнее меню AutoCAD;
– **ЛКМ** – левая кнопка мыши;
– **ПКМ** – правая кнопка мыши;
– **ПСК** – пользовательская система координат;
– **МСК** – мировая система координат.

ПРАКТИЧЕСКИЕ РАБОТЫ

1. СОЗДАНИЕ ЭЛЕКТРОННОЙ КОПИИ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ РАЗРЕЗОВ

Цель выполнения этапа

Освоить технологию изготовления электронной копии чертежа путем его сканирования и векторизации.

Исходные данные

Чертеж поперечных геологических разрезов с контурами рудных тел, высотной сеткой и положением привязочной оси координатной сетки масштаба 1:2000.

1.1. Сканирование

Рекомендуемые параметры растрового файла:

– формат TIF (при этом формате соблюдается масштаб оригинала и растра 1=1);

– режим сканирования (Scan Mode) – черно-белый (Line Art, Mono) или оттенки серого (Gray);

– разрешение (Resolution) 100-200 dpi.

Имя растрового файла после сканирования рекомендуется сохранять, как **в№.tif.** где № - номер варианта задания (примеры: в4.tif ил в12.tif).

1.2. Векторизация (ручной способ – обвод ломаными линиями по растру)

1.2.1. Считывание растрового файла в ACAD (ВМ – Вставка – Вхождение растрового изображения).

В соответствующих окнах выбирается растровый файл, указывается **масштаб, равный 1 (только для формата .TIF)**, и точка вставки растра (при помощи ЛКМ).

1.2.2. Для последующего удобства работы с чертежом перед ручной векторизацией создается новый слой «Растр», в который помещается отсканированное изображение. Слою задается новый цвет (цвет по слою, рекомендуется «Фиолетовый»).

Новый слой создается командой ВМ – Формат – Слой – Создание слоя (или клавиши ALT+Д) – <ввод имени слоя>. Здесь же задается цвет по слою «Фиолетовый»).

Помещение растрового изображения в слой «Растр» производится путем его выделения ЛКМ за контур (или рамкой). Затем в панели инструментов «Свойства» ему назначается новый слой «Растр» (указание ЛКМ на имя слоя «Растр»). Текущий слой, т. е. слой, в котором будет вестись векторизация,

должен остаться «0». Название текущего слоя появляется в панели «Слои», расположенной под верхним меню (рис.1.1).

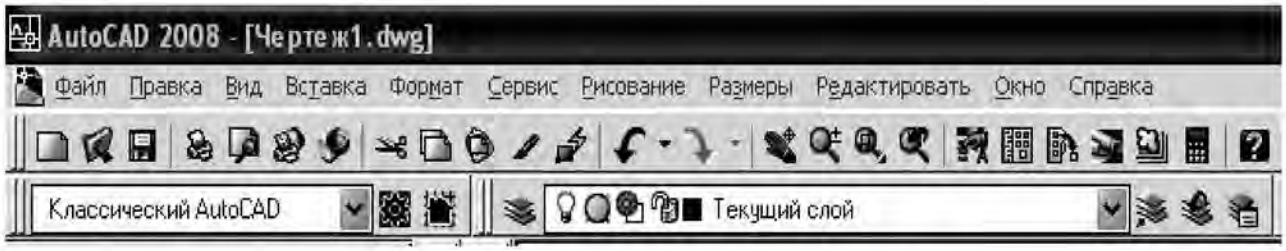


Рис.1.1. Верхнее меню AutoCAD и панель «Слои»

1.2.3. Выравнивание угловых невязок растрового чертежа.

При сканировании возникает постоянная угловая погрешность (до 2-5°) из-за неточного расположения исходного листа в сканере.

Методика выравнивания:

- Обводится любая горизонтальная линия высотной сетки (без привязки).
- Проводится та же линия, но в ОРТО-режиме (включается клавишей F8).
- Измеряется угол между проведенными линиями (точность 4 знака, устанавливается в ВМ – Формат – Размерные стили – Редактировать – Основные единицы – Десятичные градусы – Точность – 0.0000 – ОК), и растр поворачивается на измеренный угол.

1.2.4. Пренебрегая оставшейся погрешностью для остальных линий (угловая – до 0,05°, линейная – до 0,05 мм), наносится геометрически точная высотная сетка (подобие на высоту уступа с соблюдением масштаба чертежа, мм).

1.2.5. Геологические разрезы векторизуются ручным способом, т. е. обводятся полилиниями (ВМ – Рисование – Полилиния) по правилам аппроксимации и заносятся в соответствующий слой (при обведении должен быть текущим). Контуры рудных тел на разрезах должны быть замкнуты (при подходе к начальной точке необходимо осуществить процедуру замыкания ПКМ – Замкнуть).

Контрольная точка-1:
СОХРАНИТЬ ФАЙЛ как «В№-разрезы-2000.dwg» (рис.1.2)
где № - номер варианта задания

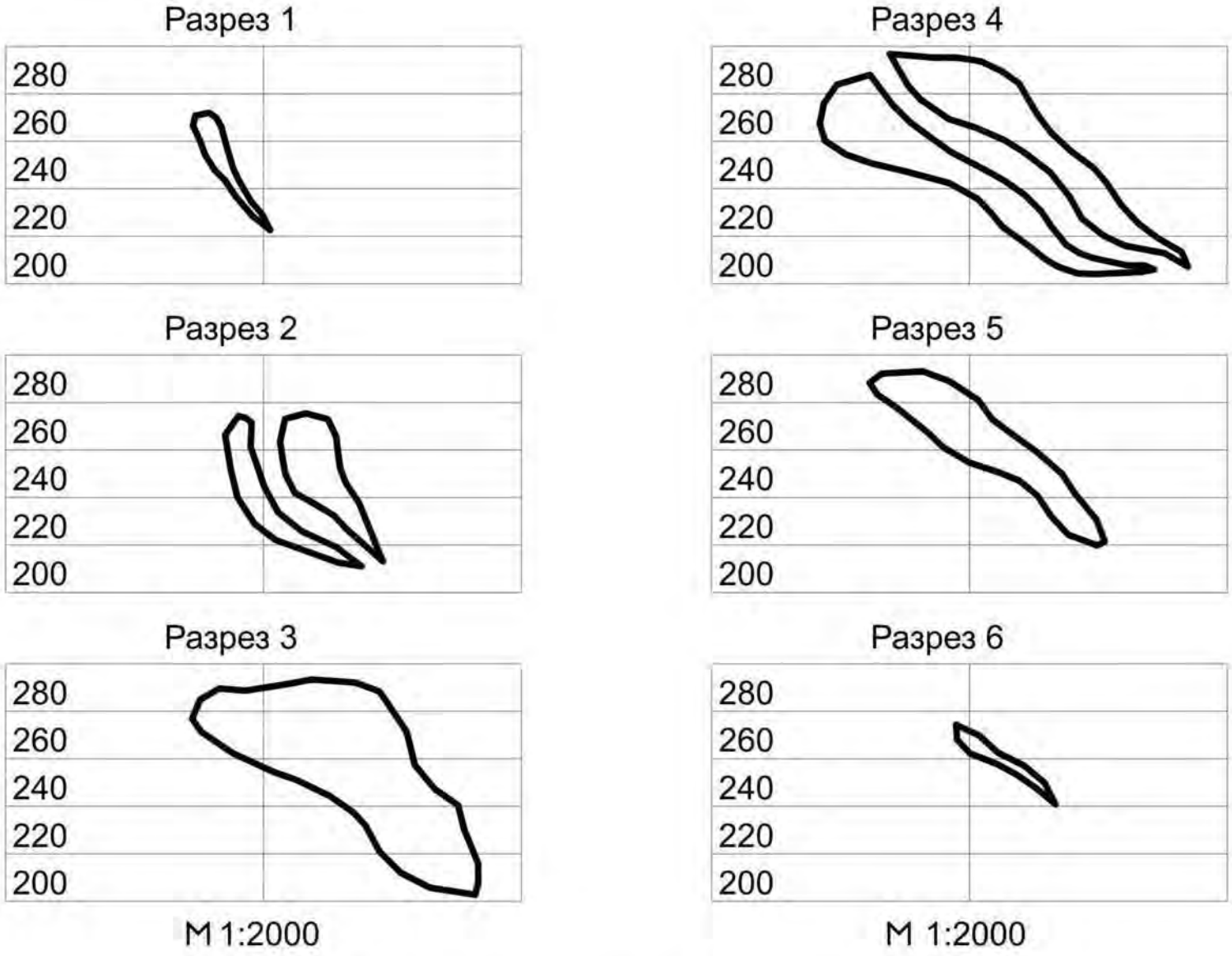


Рис. 1.2. Пример изображения в файле контрольной точки №1

2. ПОДГОТОВКА ОБЪЕМНОГО КАРКАСА ДЛЯ МОДЕЛИ ЗАЛЕЖИ

Цель выполнения этапа

Освоить способы приведения электронных чертежей к базовому масштабу и технологию построения объемного каркаса для модели залежи, основанного на вертикальных поперечных разрезах.

Исходные данные

Файлы «В№-разрезы-2000.dwg» и «План разведлиний.dwg».

2.1. Масштабирование чертежа (приведение к масштабу 1:1000)

Для корректного подсчета площадей контуров и объемов тел, масштаб чертежа/модели должен быть 1:1000 (1 ед. чертежа = 1 м, соответственно 1ед^2 = 1м^2, 1 ед^3 = 1м^3).

Разрезы векторизованы в исходном масштабе 1:2000, чертеж нужно перевести в масштаб 1:1000. План расположения разведлиний также нужно перевести из масштаба 1:2000 в масштаб 1:1000.

Для масштабирования (☺ВМ – Редактировать – Масштаб) выбираются все масштабируемые объекты на чертеже (выбор рамкой), указывается центр масштабирования (ЛКМ) и масштабный коэффициент равный 2.

Изображение при этом увеличивается в 2 раза (от масштаба 1:2000 к масштабу 1:1000).

Изображение в файле «**В№-разрезы-2000.dwg**» отмасштабировать в 2 раза и сохранить как «**В№-разрезы-1000.dwg**».

Изображение в файле «**План разведлиний.dwg**» отмасштабировать в 2 раза и сохранить как «**План разведлиний-1000.dwg**».

ПОДСЧЕТ ОБЪЕМОВ-1

Объем залежи определяется как сумма объемов подсчетных блоков, заключенных между смежными разрезами. В данной работе все расчеты проводятся по формуле:

$$V = L \cdot (S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 \cdot S_2}\,/3$$

где V – объем подсчетного блока, м^3;

S_1 и S_2 – площади рудных тел на смежных разрезах, м^2;

L – расстояние по нормали между смежными разрезами, м.

Площади и длины измеряются средствами AutoCAD.

– расстояния: ВМ – Сервис – Сведения – Расстояние (с использованием привязки по нормали);

– площадь одного контура: ВМ – Сервис – Сведения – Площадь – <ПКМ> – Объект. Значение площади появляется в командной строке внизу;

– суммарная площадь нескольких контуров: ВМ – Сервис – Сведения – Площадь – <ПКМ> – Добавить – <ПКМ> – Объект. Значение суммарной площади появляется в командной строке внизу.

Расчет представляется в EXCEL в табличной форме следующего вида:

Таблица 1.1

Подсчет объемов залежи по площадям рудных тел на разрезах (метод вертикальных сечений)

Разрез 1	Разрез 2	Площадь рудных тел на разрезе 1, м^2	Площадь рудных тел на разрезе 2, м^2	Расстояние между разрезами, м	Объем подсчетного блока, м^3
1	2	356	1813	80	79264
2	3	1813	4906	80	258703
3	4	4906	4714	80	384774
4	5	4714	1952	80	258652
5	6	1952	251	80	77412
ВСЕГО					**1058805**

Контрольная точка-2:

ФАЙЛЫ AutoCAD **«В№-разрезы-1000.dwg»** **(рис.2.1а)**

«План разведлиний-1000.dwg» **(рис.2.1б)**

ФАЙЛЫ Excel **«В№-объемы.xls»**

<Лист1 ОБЪЕМЫ ПО РАЗРЕЗАМ>

2.2. Создание каркаса для модели залежи

Открыть файл «**План разведлиний-1000.dwg**» и сохранить его как «**В№-каркас.dwg**».

Принцип создания каркаса заключается в установке разрезов в их истинное положение в пространстве путем разворота из плоскости (*XY*) в плоскость (*XZ*) и установки высотной сетки на разрезах на ее истинную отметку (координата *Z*).

Для дальнейшей работы чертеж «**В№-каркас.dwg**» необходимо развернуть в изометрической проекции (рекомендуется Юго-Восточная Изометрия: ВМ – Вид – 3D Виды – ЮВ Изометрия).

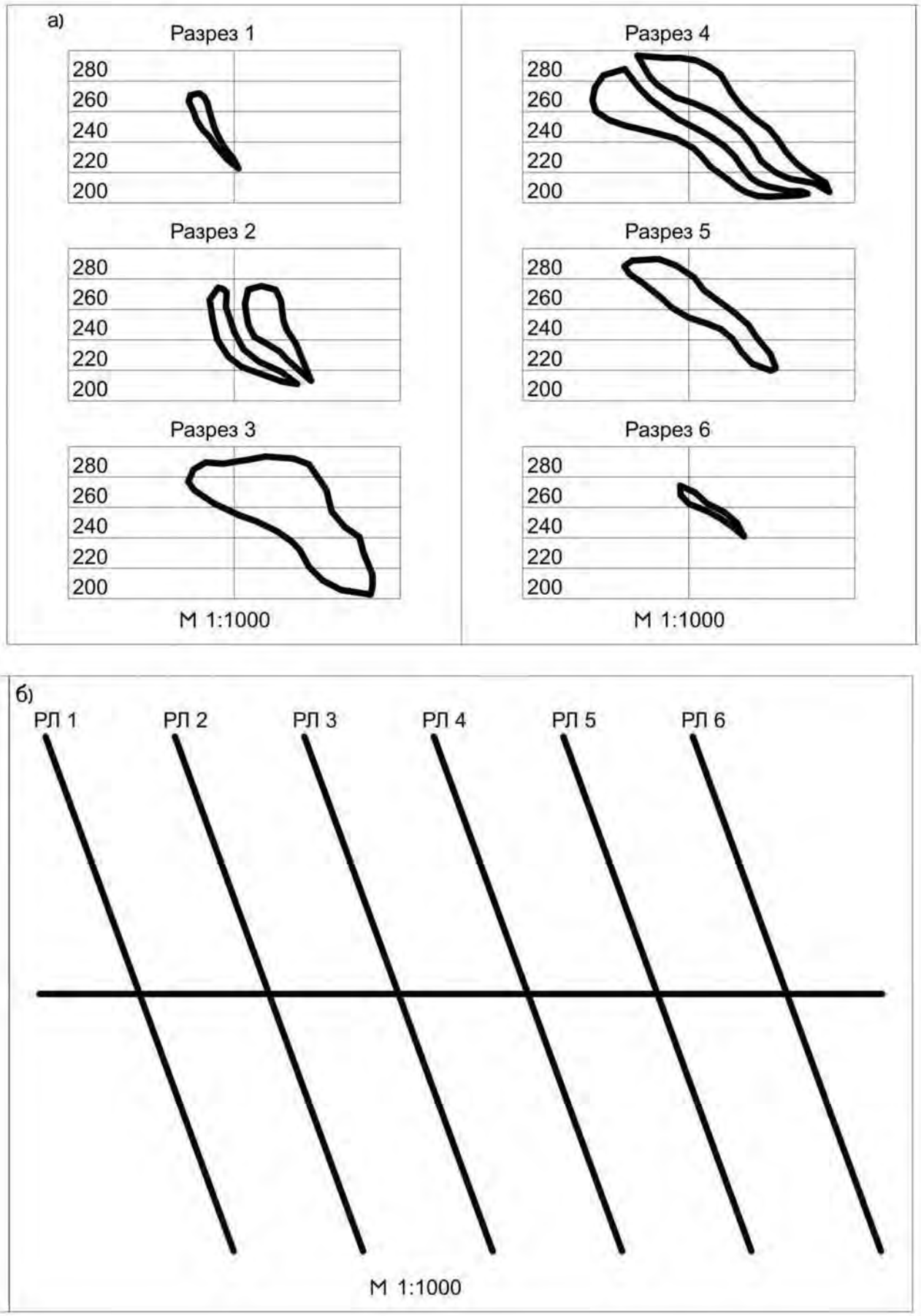


Рисунок 2.1 Пример изображения в файле контрольной точки №2

2.2.1. Установка файла «**ВМ-каркас.dwg**» на истинную высотную отметку.

Истинная высотная отметка для плана разведлиний в общем случае может быть любой, к ней должны быть привязаны разрезы по их высотной сетке. В данной работе рекомендуется установить истинную высотную отметку Z=200. При переносе разрезов в этом случае будет использоваться пересечение линии «200» их высотной сетки с координатной осью.

Установка плана разведлиний на истинную высотную отметку производится на вектор (0,0,0) → (0,0,200) командой переноса ☺ВМ – Редактировать – Перенести – <С клавиатуры 0,0,0> – <Enter> – <С клавиатуры 0,0,200> – <Enter>. При этом изображение поднимается вверх по оси (Z) на 200 м. После переноса рекомендуется проверить высотные отметки узловых точек чертежа, которые должны быть Z=200 (☺ВМ – Сервис – Сведения – Координаты).

2.2.2. Подготовка для установки Пользовательской Системы Координат (ПСК)

В чертеже файла «**ВМ-каркас.dwg**» проводится отрезок произвольной длины (50 ед.) в направлении оси (Z) для последующей ориентации Пользовательской Системы Координат (далее ПСК).

Отрезок проводится по 2 точкам:

1-я – ЛКМ по привязке в пересечении РЛ 1 с осью координат.

2-я – с клавиатуры в относительной системе координат как @ 0,0,50 (т. е. 50 ед. вверх от 1-й точки).

Отрезок должен пройти вертикально вверх (по оси Z).

2.2.3. Установка ПСК на плане разведлиний для последующего нанесения разрезов.

ПСК для разреза должна пройти через разведлинию и вертикальный отрезок от пересечения разведлинии с координатной осью.

Рекомендуется установить ПСК по трем точкам (ВМ – Сервис – Новая ПСК – 3 Точки):

1-я – на разведлинии, ниже (южнее) пересечения ее с осью координат.

2-я – на пересечении разведлинии, оси координат и вертикального отрезка.

3-я – на вертикальном отрезке выше 2-й точки.

После установки ПСК маркер системы координат переместится в новое положение.

2.2.4. Установка разрезов на план разведлиний – формирование объемного каркаса.

Установка производится из файла «**ВМ-Разрезы-1000.dwg**» (Мировая Система Координат – МСК) в файл «**ВМ-каркас.dwg**» (предварительно установлена ПСК). При установке должны быть открыты оба файла, межфайловое переключение в ВМ – Окно.

Технология формирования объемного каркаса:

а) в файле «**ВЛ-Разрезы-1000.dwg**» скопировать с базовой точкой изображение разреза № 1 в буфер обмена (ВМ – Правка – Копировать с базовой точкой). Сначала указывается базовая точка – пересечение линии «200» высотной сетки с осью координат. Затем выбираются копируемые объекты – контуры рудных тел и координатная ось;

б) переключиться в файл «**ВЛ-каркас.dwg**» с подготовленной ПСК;

в) вставить изображение из буфера обмена (ВМ – Правка – Вставить), указав в качестве точки вставки пересечение разведлинии № 1 с осью координат.

Повторить действия п.п. а, б, в для остальных разрезов.

Вернуть переустановленную ПСК в начальное положение – МСК (ВМ – Сервис – Новая ПСК – МСК).

В результате сформируется файл с объемным каркасом залежи.

Контрольная точка-3:
ФАЙЛ AutoCAD «ВЛ-каркас.dwg» (рис.2.2).

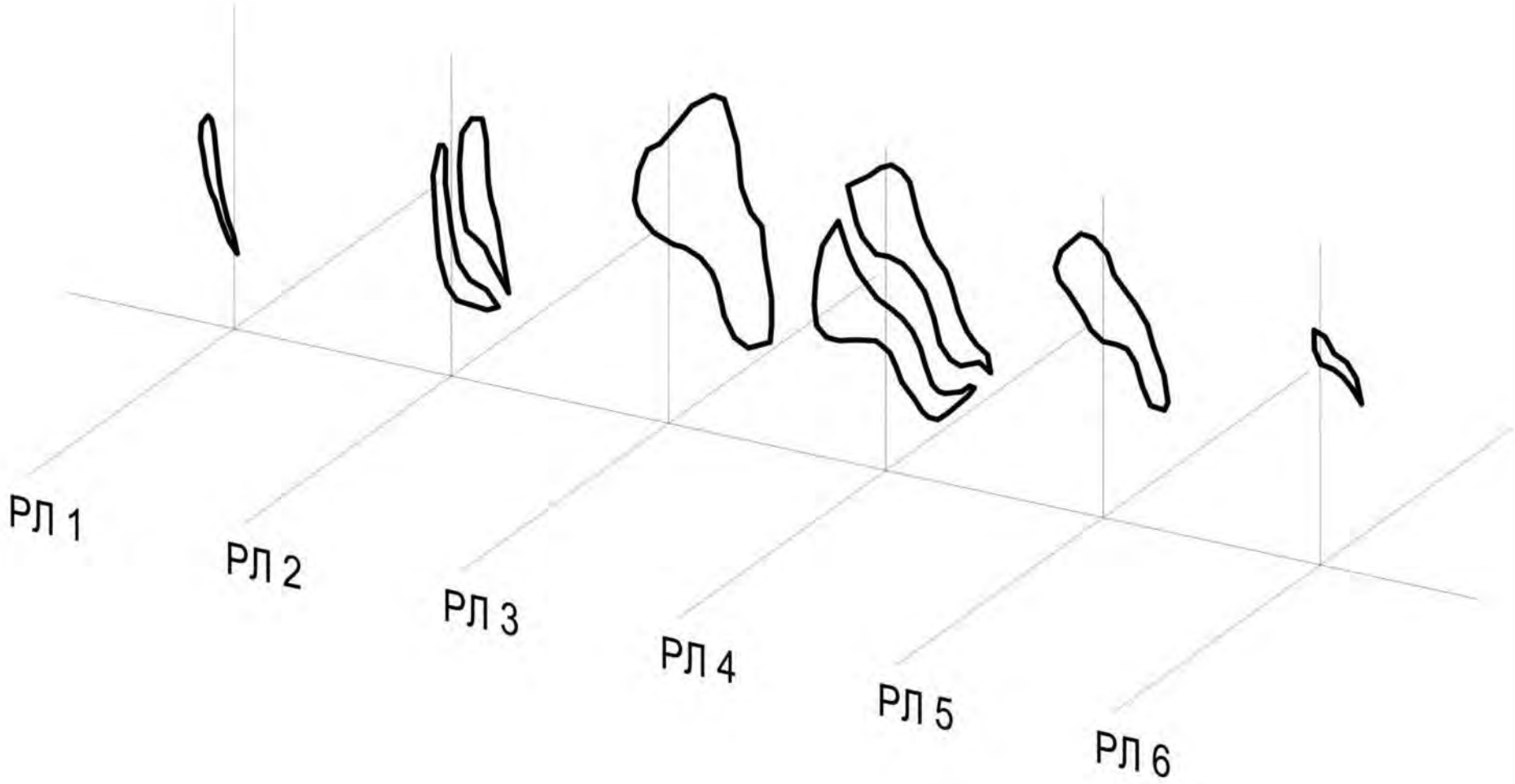


Рис. 2.2. Пример изображения в файле контрольной точки-3

3. МОДЕЛИРОВАНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Цель выполнения этапа:

Освоить технологию моделирования месторождения путем создания рудных блоков как SOLID-объектов в среде AutoCAD.

Исходные данные:

Файл «В№-каркас.dwg».

3.1.Общие сведения

Моделирование месторождения заключается в создании рудных блоков, заключенных между смежными разведлиниями. Форма рудных тел на сечениях – произвольная, поэтому сам блок также будет иметь неправильную форму. Одним из средств моделирования неправильных геометрических объектов в AutoCAD является процедура LOFT (моделирование объекта по сечениям), создающая «сплошное» тело (или SOLID-объект) путем формирования сплайн-переходов между двумя смежными профилями.

SOLID-объект, полученный через процедуру LOFT, может являться базовым для создания дочернего SOLID-объекта, таким образом, возможно моделирование «разветвляющихся» в пространстве рудных блоков. Создание SOLID-объекта предусматривает использование двух или более базовых профилей.

SOLID-модели рудных блоков обладают свойствами «сплошных тел», т. е. имеется возможность «рассечения» объектов плоскостями (задаваемыми по трем точкам). Становится возможной генерация любых дополнительных сечений – вертикальных поперечных, вертикальных продольных, а также погоризонтных планов.

3.2. Создание моделей рудных блоков

Создать новый файл (☺ВМ – Файл – Новый – Enter), в который будут передаваться рудные блоки. Сохранить его, как **«В№-блоки.dwg».**

Создание рудного блока между смежными сечениями:

а) открыть файл «**В№-каркас.dwg**» (В п. «Окно» должно быть открыто 2 файла);

б) команда (ВМ – Рисование – Моделирование – По сечениям);

в) указываются 2 сечения на смежных разведлиниях. После указания 2-го сечения нажать 2 раза ПКМ: появится выпадающее меню, в котором необходимо указать «Только поперечные сечения»;

г) в появившемся окне «Настройка лофтинга» выбрать из раздела «Управление поверхностью на поперечных сечениях» функцию «Гладкая» <ОК> – блок будет построен;

д) с построенным блоком невозможно дальнейшее моделирование следующего рудного блока, поэтому получившийся блок необходимо скопировать в буфер обмена (☺ ВМ – Правка – Копировать);

е) переключиться в новый созданный файл «В№-блоки.dwg» (ВМ – Окно) и вставить в него в исходных координатах изображение блока, содержащееся в буфере обмена (ВМ – Правка – Вставить с исходными координатами). При отсутствии изображения блока на экране использовать команду показа на экране всего содержимого чертежа ВМ – Вид – Зумирование – Границы.

ж) измененный файл «В№-каркас.dwg» закрывается **БЕЗ СОХРАНЕНИЯ !!!**, либо в нем отменяются два последних действия до момента, когда на экране останутся только сечения (без рудного блока);

Для создания рудных блоков между следующими смежными профилями выполнить последовательно действия пунктов а … ж.

В случае «лофтинга» между поперечными сечениями, на которых изображено 2 рудных тела, необходимо сначала выполнить пункты а … ж для одного рудного тела, затем проделать то же самое для второго.

В блоках с двумя рудными телами, которые пересекаются между собой, необходимо выполнить их объединение: ВМ – Редактировать – Редактирование тела – Объединение – <Указание двух рудных блоков ЛКМ или рамкой> – <ПКМ или Enter>.

ПОДСЧЕТ ОБЪЕМОВ-2

Объем залежи определяется прямым измерением объема блоков, заключенных между смежными разрезами.

Определить объем блока ВМ – Сервис – Сведения – Геометрия и масса – <Выбор блока, ПКМ>. Занести объем блока в дополнительную колонку таблицы 1, оценить погрешность (%) при вычислении объемов по формуле и прямым измерением.

Контрольная точка-4:
ФАЙЛ в AutoCAD «В№-блоки.dwg» (рис.3.1)
ФАЙЛ в Excel «В№-объемы.xls»
<Лист1 ОБЪЕМЫ ПО РАЗРЕЗАМ с дополнением>

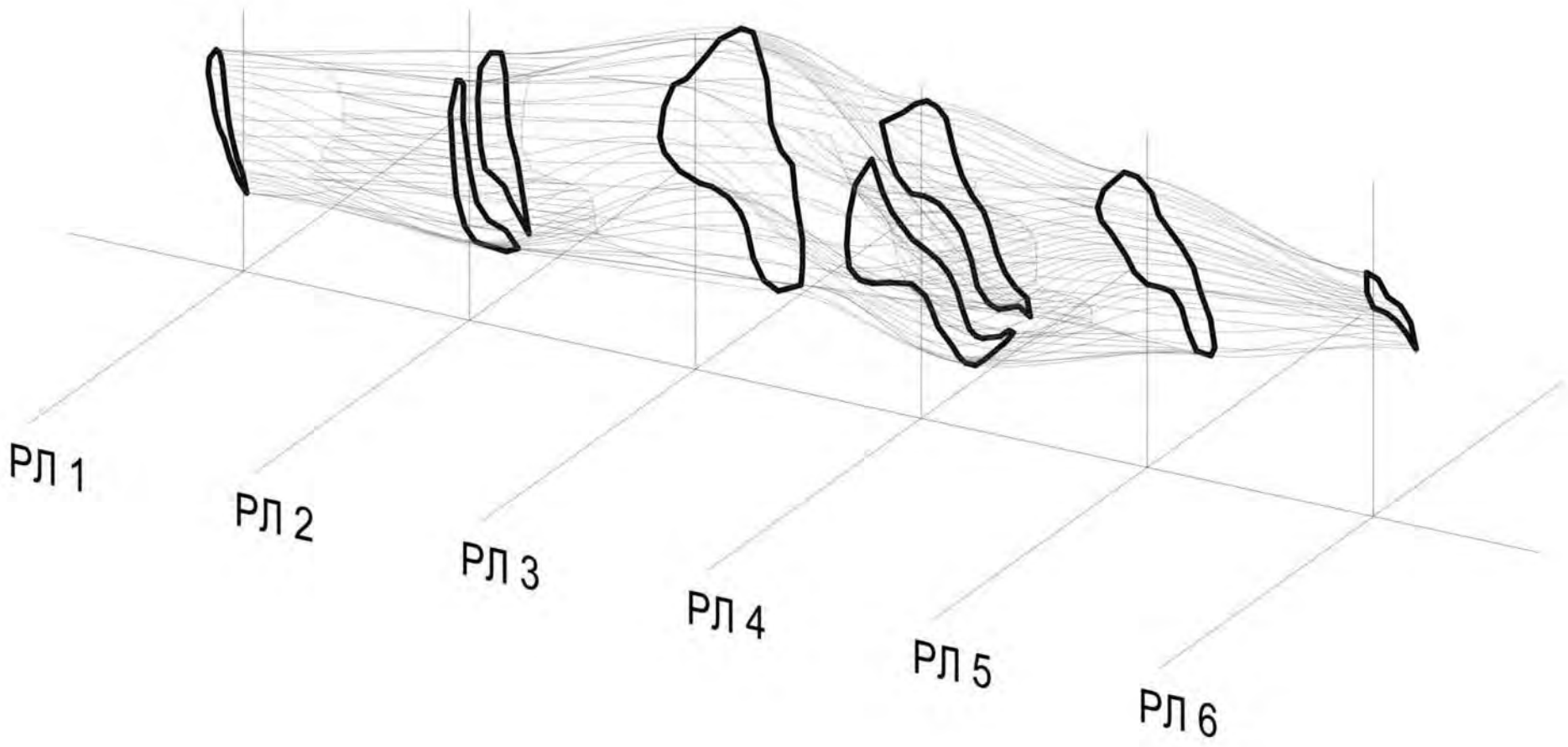


Рис.3.1. Пример изображения в файле контрольной точки-4

4. ПОЛУЧЕНИЕ ПОГОРИЗОНТНЫХ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ПЛАНОВ

Цель выполнения этапа

Освоить технологию генерации погоризонтных геологических планов по месторождению на основе его объемной модели.

Исходные данные

Файл «В№-блоки.dwg».

В AutoCAD открыть файл «**В№-блоки.dwg**», сохранить его как «**В№-геопланы.dwg**».

Каждый погоризонтный план, являющийся горизонтальным сечением модели месторождения по соответствующей высотной отметке, должен находиться в своем слое.

4.1. Объединение рудных блоков в единое рудное тело

Горизонтальные сечения создаются для месторождения в целом, поэтому рудные блоки объединяются в единое рудное тело командой ВМ – Редактировать – Редактирование тела – Объединение – <Указание всех рудных блоков ЛКМ или рамкой> – <ПКМ или Enter>.

4.2. Создание слоевой структуры модели

Количество и имена слоев в файле «**В№-геопланы.dwg**» должны соответствовать эксплуатационным горизонтам.

Высота уступа при отработке 10 м. Отметка нижнего горизонта 200 м. Отметка верхнего горизонта 290 м. Условная отметка поверхности 300 м.

Слоевая структура создается командой ВМ – Формат – Слой – Создать слой или Alt+Д – <Ввод имени слоя>.

Имена слоев задаются как отметки горизонтов: 200, 210, 220, 230, 240, 250, 260, 270, 280, 290.

Также должны быть созданы слои «Рудное тело» и «Разведлинии» для размещения в них, соответственно, рудного тела и разведочных линий с координатной осью.

После создания слоевой структуры файла, ее рекомендуется проверить через меню «Слои» панели инструментов «Свойства».

Для визуального контроля правильного получения сечений необходимо, чтобы рассекаемый объект (SOLID-модель) и сечение имели разные цвета. Рекомендуется SOLID-модели месторождения назначить новый цвет (Фиолетовый). Для этого модель рудного тела помечается (возможна пометка рамкой), и в панели инструментов «Свойства» ей назначается новый цвет «Фиолетовый» и новый слой «Рудное тело».

Перенос разведлиний и координатной оси: открыть файл **«План разведлиний-1000.dwg»**, скопировать в буфер обмена разведлинии с их подписями и координатную ось (ВМ – Правка – Копировать). Переключиться в файл «**В№-геопланы.dwg**» (ВМ – Окно). Вставить содержимое буфера обмена в исходных координатах (ВМ – Правка – Вставить с исходными координатами).

Вставленные объекты помечаются ЛКМ, и в панели инструментов «Свойства» им назначается новый слой «Разведлинии».

4.3. Создание погоризонтных планов по месторождению (горизонтальных сечений модели)

Сечение по модели формируется в текущем слое, поэтому перед началом создания сечения, необходимо произвести установку текущего слоя.

Технология построения сечения рудного тела по горизонту:

а) план (сечение) на горизонте 200 м. Установка текущего слоя «200» ☺ВМ – Формат – Слой <Указание слоя «200»> – 2 раза кликнуть по имени выбранного слоя так, чтобы возле его имени появилась зеленая галочка, подтверждающая, что выбранный слой стал текущим – ОК;

б) построение сечения по горизонту

В командной строке внизу экрана набрать команду Сечение <Выбор рассекаемых объектов, ПКМ> – < ПКМ, указание плоскости XY > – <Ввод в командной строке координаты точки на плоскости рассечения 0,0,200>.

В ряде вариантов рудное тело не пересекает горизонт +200 м, поэтому сечение может быть не получено, что не является ошибкой. В этом случае следует перейти к вышележащему горизонту.

Для построения сечений на гор.210 м – 290 м выполнить пункты а … б для каждого горизонта.

ПОДСЧЕТ ОБЪЕМОВ-3

Объем залежи определяется как сумма погоризонтных объемов, определяемых по формуле:

$$V = H \cdot (S_1 + S_2) / 2,$$

где V – погоризонтный объем, м^3;

S_1 и S_2 – площади рудных тел на смежных горизонтах, м^2;

H – высота уступа, м.

Расчет представляется в EXCEL в табличной форме следующего вида:

Таблица 4.1

Подсчет объемов залежи по площадям рудных тел
на геологических планах (метод горизонтальных сечений)

Отм. гор.	Площадь рудных тел по низу, $м^2$	Площадь рудных тел по верху, $м^2$	Высота уступа, м	Объем, $м^3$
290	7973	0	7	27906
280	16060	7973	10	120165
270	20528	16060	10	182940
260	19971	20528	10	202495
250	16880	19971	10	184255
240	13882	16880	10	153810
230	11656	13882	10	127690
220	9452	11656	10	105540
210	5168	9452	10	73100
200	0	5168	8	20672
ВСЕГО				**1198573**

Контрольная точка-5:
ФАЙЛ AutoCAD «В№-геопланы.dwg» (рис.4.1)
ФАЙЛ Excel «В№-объемы.xls»
<Лист2 ОБЪЕМЫ ПО ПЛАНАМ>

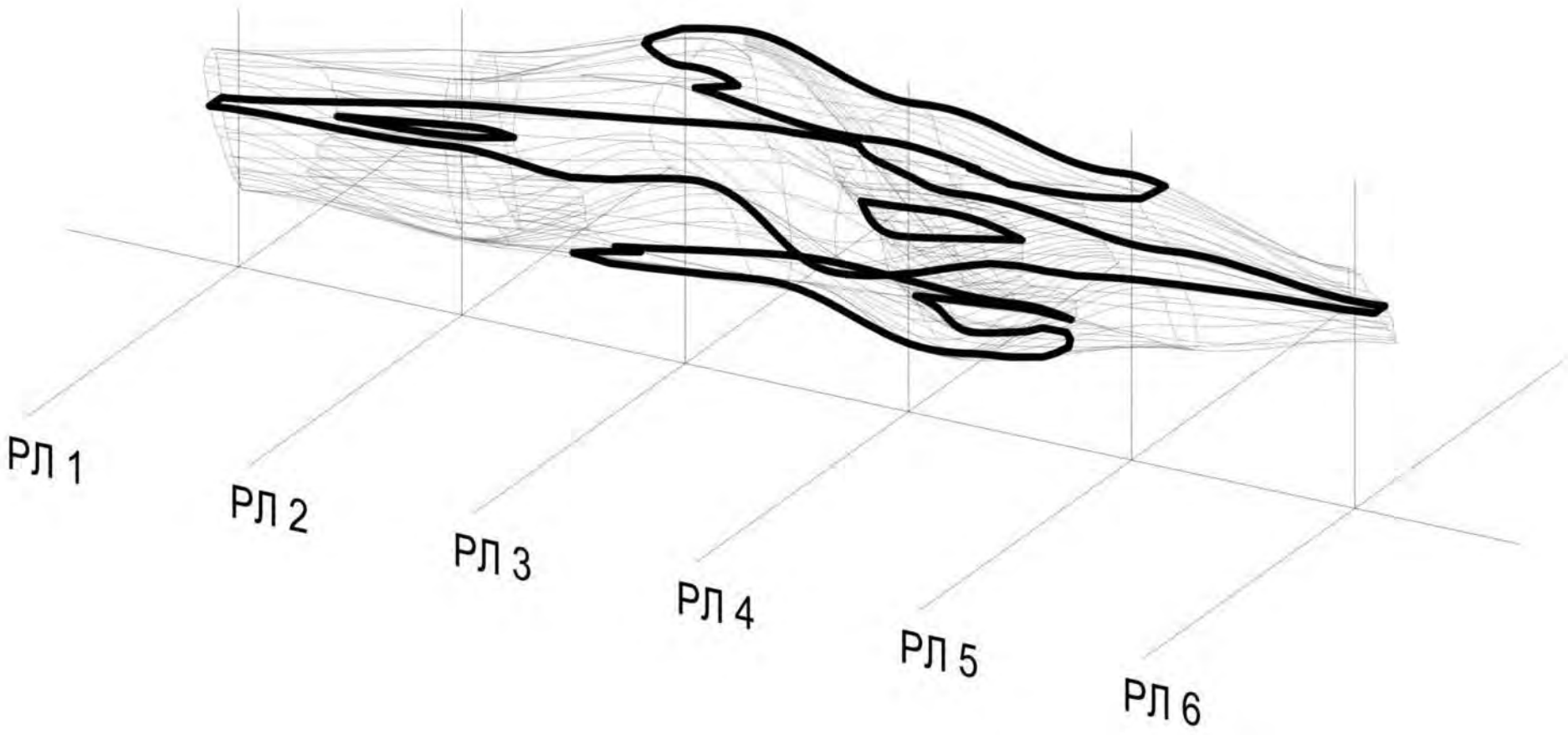


Рис.4.1. Пример изображения в файле контрольной точки-5

5. ПРОЕКТИРОВАНИЕ КОНЕЧНЫХ КОНТУРОВ КАРЬЕРА

Цель выполнения этапа

Освоить технологию автоматизированного проектирования конечных контуров карьера на основе погоризонтных планов, с учетом конфигурации рудной залежи и конструкции борта карьера.

Исходные данные

Файл «В№-геопланы.dwg».

Открыть файл «**В№-геопланы.dwg**», сохранить его, как «**В№-карьер-контуры.dwg**».

Конечные контуры карьера формируются поуступно, на основе погоризонтных геологических планов с учетом конструкции погашенного борта карьера (заложение откоса уступа $Z=H_y\mathrm{ctg}(A)$ и ширина бермы очистки).

Для данной работы высота уступа H_y=10 м, заложение откоса уступа 4 м (при угле откоса уступа A=65-70^0), ширина бермы очистки 6 м.

Формирование борта идет поуступно, начиная с нижнего горизонта, путем оконтуривания рудного тела на горизонте.

Критерии оконтуривания:

- положение нижней бровки проходит по контуру рудного тела, с учетом обеспечения подъезда в торцевые части залежи;
- ширина дна карьера должна обеспечивать разворот автосамосвалов при установке под погрузку (не менее 25-30 м);
- при небольшой мощности залежи (особенно при ее выклинивании в торцевых частях) разрешается оставлять участки дна карьера шириной 15-20 м при условии движения в них самосвалов задним ходом не более 30 м.

Технология отстройки борта карьера в предельном положении:

а) все слои, кроме слоя «0», выключаются. Включается слой с нижним контуром рудного тела (слой «200») при текущем слое «0»;

б) полилинией оконтуривается висячий бок залежи (без привязки, с минимальным числом вершин, максимально приближенный к границе рудного тела) – получается контур нижней бровки по висячему боку;

в) на ширину разворотной площадки (25 м или 30 м) отстраивается подобная линия, от проведенной в пункте б), – получается контур нижней бровки по лежачему боку ☺ВМ – Редактирование – Подобие – <С клавиатуры указывается ширина смещения 25 или 30> – <Указывается исходный контур – проведенный по висячему боку> – <Указывается точка на желаемой стороне смещения>;

г) в случае выхода рудного тела за контур нижней бровки по лежачему боку, этот контур подвигается (маркерами) за контур рудного тела до полного его охвата;

д) отстраиваются полилинии в торцах залежи, все участки контуров нижней бровки «сшиваются» в единую замкнутую полилинию ☺ВМ – Редактировать – Объект – Полилиния – <Указывается любой сегмент в полилинии> – <В выпадающем меню указать Добавить> – <Указываются все добавляемые к выбранному сегменту объекты, ПКМ, Enter>;

е) от замкнутого контура нижней бровки откладывается верхняя бровка на смещение, равное заложению откоса уступа (4 м), а от нее – нижняя бровка вышележащего горизонта – на смещение, равное ширине бермы очистки (6 м);

ж) включается слой с контуром рудного тела на вышележащем горизонте и для него снова выполняются пункты г…ж. Слой с оконтуренным рудным телом можно выключить.

После выполнения цикла операций по пунктам г)…ж) для всех горизонтов – конечный контур карьера будет отстроен

Слоевая структура файла дополняется группой новых слоев для размещения в них контуров уступов. ВМ – Формат – Слой – Создать слой или Alt+Д – <Ввод имени слоя>. Имена слоев задаются как: гор 210, гор 220 … гор 290.

Занесение контуров в соответствующий слой - объекты помечаются, и в панели инструментов «Свойства» им назначается новый слой.

ПОДСЧЕТ ОБЪЕМОВ-4

Объем карьерного пространства определяется, как сумма погоризонтных объемов, определяемых по формуле:

$$V = H \cdot (S_1 + S_2) / 2,$$

где V – погоризонтный объем, м^3;
S_1 и S_2 – площади горизонта по нижней и верхней бровке, м^2;
H – высота уступа, м.

Расчет представляется в EXCEL в табличной форме следующего вида:

Таблица 5.1

Подсчет объемов горной массы, руды и вскрыши
в конечных контурах карьера (без учета вскрытия)

Отм. гор.	Площадь по нижней бровке, м^2	Площадь по верхней бровке, м^2	Высота уступа, м	Объем горной массы, м^3	Объем руды *), м^3	Объем вскрыши, м^3	Коэф-нт вскрыши, м^3/м^3
290	95463	100787	10	981250	27906	953344	34,16
280	82638	87685	10	851615	120165	731450	6,09
270	70281	75060	10	726705	182940	543765	2,97
260	58242	62773	10	605075	202495	402580	1,99
250	44738	48995	10	468665	184255	284410	1,54
240	32980	36741	10	348605	153810	194795	1,27
230	23502	26894	10	251980	127690	124290	0,97
220	14640	17305	10	159725	105540	54185	0,51
210	6844	8611	10	77275	73100	4175	0,06
200	–	–	8 (н.ч.)	20672	20672	–	–
ВСЕГО				**4491567**	**1198573**	**3292994**	**2,75**

*) Данные из таблицы 4.1

Контрольная точка-6:
ФАЙЛ AutoCAD «В№-карьер-контуры.dwg» (рис.5.1)
ФАЙЛ Excel «В№-объемы.xls»
<Лист3 ОБЪЕМЫ ПО ГОРИЗОНТАМ>

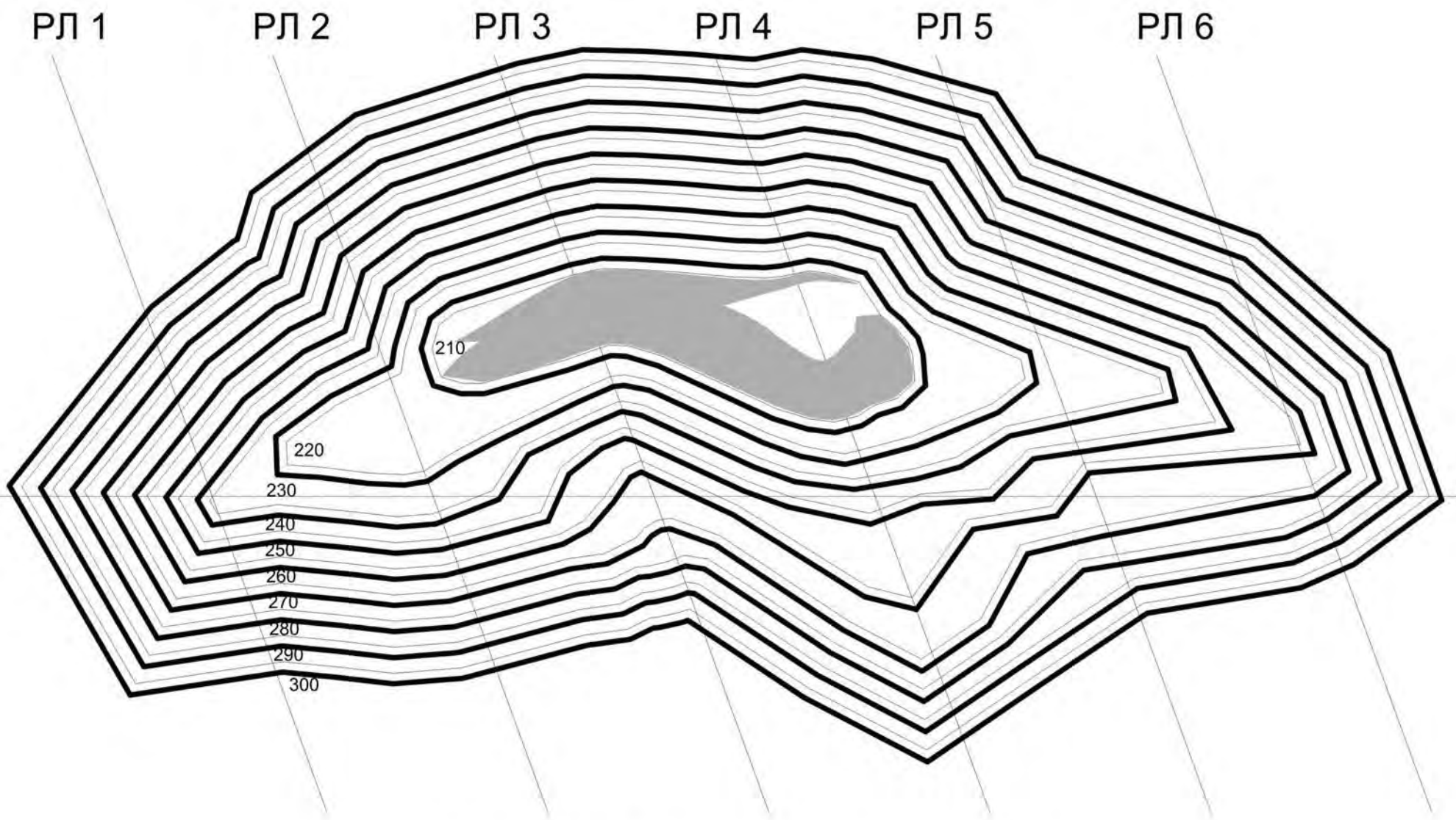


Рис.5.1. Пример изображения в файле контрольной точки-6

6. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ВСКРЫТИЯ КАРЬЕРА

Цель выполнения этапа:

Освоить технологию автоматизированного проектирования схемы вскрытия карьера и построения вскрывающих выработок на одном из нерабочих бортов.

Исходные данные:

Файл «В№-карьер-контуры.dwg».

Открыть файл «**В№-карьер-контуры.dwg**», сохранить его, как «**В№-карьер-вскрытие.dwg**».

Снова открыть файл «**В№-карьер-контуры.dwg**», таким образом, открыты 2 файла с межфайловым обменом через ВМ – Окно.

В данной работе вскрытие карьера производится на автотранспорт. Уклон съездов 0,080, ширина съездов – 12 м, длина съезда – 125 м (10/0,08), длина площадки примыкания – 20 … 25 м.

Критерии формирования трассы вскрывающих выработок:

- расположение трассы автосъездов - с использованием конструкции борта по лежачему боку залежи (разнос борта под вскрытие карьера – минимальный);

- число пунктов перемены направления движения на трассе – минимальное;

- разнос борта в торцах карьера – минимальный.

Построение автосъездов («врезка» съезда в уступ) производится последовательно, начиная с нижнего горизонта на вышележащие.

Перед началом построения схемы вскрытия карьера рекомендуется провести ее предварительную трассировку – наметить оси автосъездов (заданной длины), места разворотных площадок и площадок примыкания.

Начальная точка первого съезда на нижнем горизонте выбирается таким образом, чтобы обеспечить разворот самосвала при въезде на нижний горизонт, и чтобы съезд разместился полностью по длине борта без перемены направления.

Перед началом отстройки в файле **«В№-карьер-вскрытие.dwg»** удалить все контуры горизонтов, кроме нижней бровки нижнего горизонта («гор 210»).

Технология «врезки» съезда:

а) нижняя бровка копируется по вертикали (включен ОРТО-режим F8) на фиксированное расстояние (300 м). Команда ☺ВМ – Редактирование – Кприрование – <Указание контура ЛКМ> – <1 точка – любая, указание ЛКМ> – <Подвинуть «мышь» вверх или вниз> – <Набрать 300> – <Enter>;

б) на исходной нижней бровке, в точке начала съезда, делается разрыв контура как можно меньшей длины (☺ВМ – Редактирование – Разорвать – <Указание 1 точки разрыва> – <Указание 2 точки разрыва>);

в) от нижней бровки уступа оставляется ее часть, равная длине съезда, т. е. фактически нижняя бровка уступа трансформируется в верхнюю бровку съезда. Команда ☺ВМ – Редактирование – Увеличить – <Указать объект> –

<ПКМ, Всего> – <Ввод с клавиатуры длины съезда 125, Enter> – <Указание удаляемой части контура>. Проверка длины получившейся ломаной – Выбрать объект – ПКМ – Свойства – Длина (д.б. =125);

г) поворот получившейся ломаной (верхней бровки съезда) относительно начальной точки съезда (точки разрыва) на угол около 2^0 (направление поворота – в зависимости от выбранного направления съезда). ☺ВМ – Редактировать – Повернуть – <Выбор объекта> – <Указание центра поворота – начальная точка съезда> – <Ввод с клавиатуры угла поворота, Enter>;

д) по подобию на ширину съезда (12 м) от линии верхней бровки строится его нижняя бровка по команде ☺ВМ – Редактировать – Подобие –<С клавиатуры указывается ширина съезда 12> – <Указывается исходный контур – верхняя бровка съезда> – <Указывается точка на стороне смещения>. Контур съезда по его верхней и нижней бровке с торцов замыкается отрезками;

е) восстанавливаются участки уступа: верхней бровки над съездом и нижней бровки под съездом – по подобию на заложение откоса уступа (построение аналогично пункту «д»). Восстановленные участки доворачивается на угол около 2^0 (построение аналогично пункту «г»). Все нестыковки линий ликвидируются подвиганием маркеров узловых точек. Таким образом, на этот момент на экране должен быть отстроен съезд и его откосы;

ж) копия нижней бровки, полученная в п.«а» перемещается в исходное положение (на 300 м обратно, аналогично действиям п.«а», но с использованием команды ВМ – Редактировать – Перенести);

з) в перемещенном контуре нижней бровки делаются 2 разрыва в 10-12 м за пределами границ съезда (☺ВМ – Редактировать – Разорвать – <Указание 1 точки разрыва> – <указание 2 точки разрыва>). Часть контура нижней бровки, лежащая в пределах съезда, удаляется. Участки нижней бровки уступа и откосов съезда стыкуются подвиганием маркеров с привязкой по конечным точкам (при этом должен быть обеспечен радиус поворота автосамосвала);

и) верхняя бровка отстраивается по подобию от нижней бровки на заложение откоса уступа (аналогично пункту «е»). Нестыковки линий ликвидируются подвиганием маркеров узловых точек;

к) производится «сшивка» всех сегментов нижней и верхней бровки уступа в единый замкнутый контур. Верхняя и нижняя бровки съезда не входят в присоединяемые сегменты. Команда ☺ВМ – Редактировать – Объект – Полилиния – <Указывается любой сегмент в полилинии> – <В выпадающем меню указать Добавить> – <Указываются все добавляемые к выбранному сегменту объекты, ПКМ, Enter>;

л) по подобию на ширину бермы очистки (6 м) строится нижняя бровка вышележащего уступа;

м) из файла **«В№-карьер-контуры.dwg»** копируется в буфер обмена нижняя бровка вышележащего уступа (ВМ – Правка – Копировать) и вставляется в исходных координатах в файл **«В№-карьер-вскрытие.dwg»** (ВМ – Правка – Вставить с исходными координатами);

н) из двух полученных вариантов нижней бровки (по пунктам «л» и «м») формируется новый контур нижней бровки, проходящий по внешней границе двух вариантов бровок. Для объединения 2 контуров в один они предварительно переводятся в вид «Область» командой ВМ – Рисование – Область – <Указание обоих контуров ЛКМ> – <ПКМ>. Визуально при этом ничего не происходит. Далее 2 региона объединяются в один командой ВМ – Редактировать – Редактирование тела – Объединение – <Указание регионов ЛКМ> – <ПКМ или Enter>. Полученный объект снова переводится в режим «Полилиния», для чего разбивается на отрезки (ВМ – Редактировать – Расчленить), а затем «сшивается» в замкнутую полилинию (аналогично п.«к»);

о) отложить от середины выезда площадку 25 … 30 м (окружностью радиусом 25 … 30). Точка пересечения ее с полученной нижней бровкой будет началом нового съезда. При перемене направления движения точка начала нового съезда будет находиться по нормали от точки выезда.

Для отстройки съездов на каждом вышележащем горизонте – повторяются операции по пунктам а …о.

ПОДСЧЕТ ОБЪЕМОВ-4

Объем карьерного пространства с учетом вскрывающих выработок определяется аналогично «ПОДСЧЕТУ ОБЪЕМОВ-3». Рекомендуется использовать ту же самую электронную форму таблицы, изменив в ней только площади. Расчет представляется в EXCEL в табличной форме следующего вида:

Таблица 6.1

Подсчет объемов горной массы, руды и вскрыши
в конечных контурах карьера (с учетом вскрытия)

Отм. гор.	Площадь по нижней бровке, м^2	Площадь по верхней бровке, м^2	Высота уступа, м	Объем горной массы, м^3	Объем руды *), м^3	Объем вскрыши, м^3	Коэф-нт вскрыши, м^3/м^3
290	106941	114015	10	1104780	27906	1076874	38,59
280	91808	98695	10	952515	120165	832350	6,93
270	77192	84038	10	806150	182940	623210	3,41
260	64051	70152	10	671015	202495	468520	2,31
250	50139	56063	10	531010	184255	346755	1,88
240	37808	43069	10	404385	153810	250575	1,63
230	26831	31738	10	292845	127690	165155	1,29
220	15976	20238	10	181070	105540	75530	0,72
210	7022	10318	10	86700	73100	13600	0,19
200	–	–	8 (н.ч.)	20672	20672	–	–
ВСЕГО				**5051142**	**1198573**	**3852569**	**3,21**

Контрольная точка -7

ФАЙЛ AutoCAD **В№-карьер-вскрытие.dwg (рис.6.1)**

ФАЙЛ Excel **В№-объемы.xls <Лист4 ОБЪЕМЫ ПО КАРЬЕРУ>**

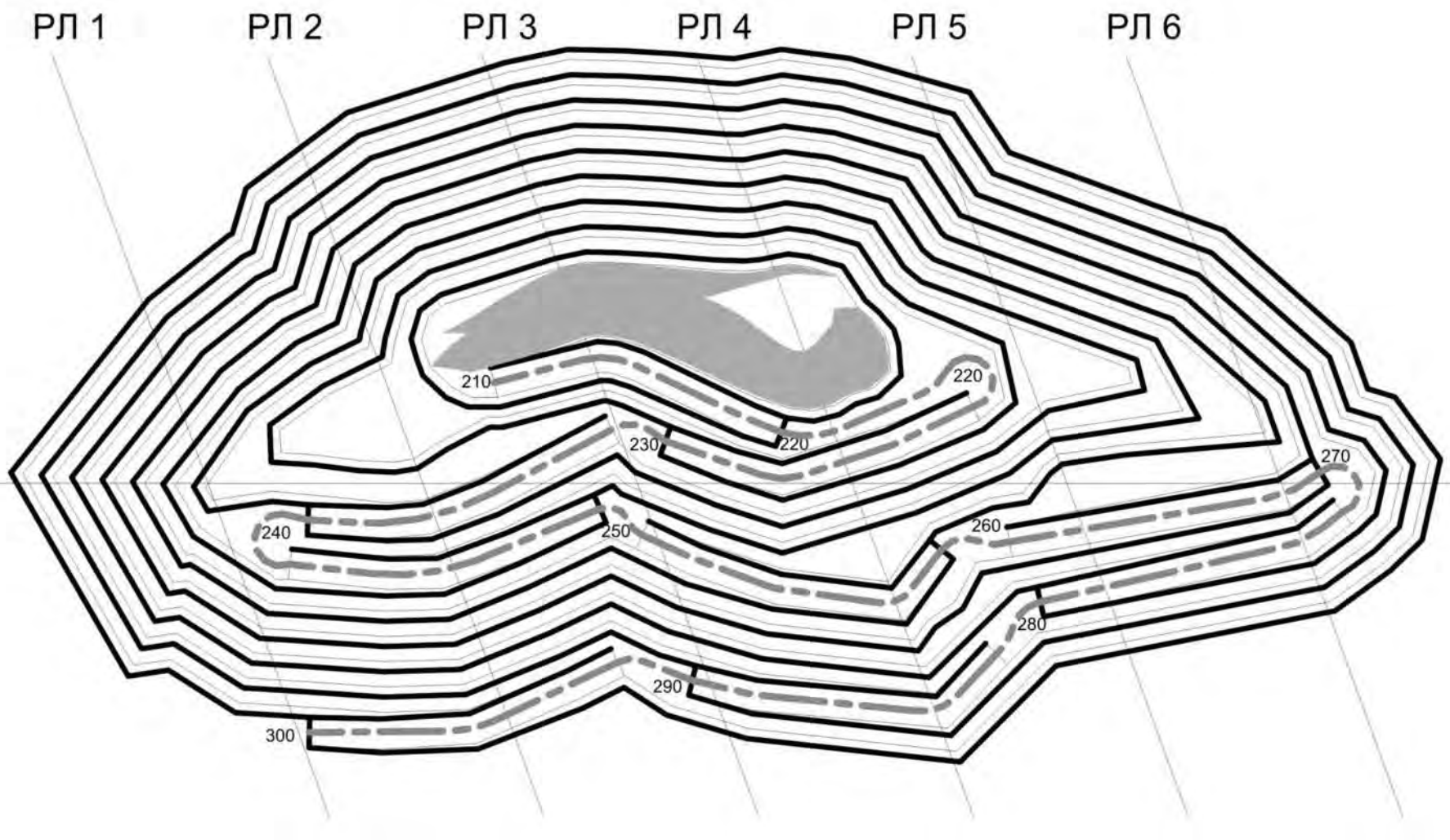


Рис.6.1. Пример изображения в файле контрольной точки-7

7. КОРРЕКТИРОВКА ГРАНИЦ КАРЬЕРА (СДВАИВАНИЕ УСТУПОВ)

Цель выполнения этапа

Освоить технологию построения нерабочего борта, содержащего сдвоенные уступы, оценить сокращение объемов вскрыши при сдваивании уступов.

Исходные данные

Файл «В№-карьер-вскрытие.dwg».

Открыть файл **«В№-карьер-вскрытие.dwg»**, сохранить его как **«В№-карьер-вскрытие2.dwg»**.

Для уменьшения объемов вскрыши, уступы борта, не содержащего вскрывающие выработки, сдваиваются.

Проектирование сдваивания уступов происходит с нижнего горизонта в зоне борта с выдержанной шириной бермы очистки, путем «перетягивания» маркеров узловых точек контура каждой бровки в новое положение.

Технология построения сдвоенных уступов

На рис. 7.1 и 7.2 представлена пошаговое сдваивание уступов. Сдваивание начинается с двух нижних горизонтов карьера.

Шаг 1 и 2: Нижняя бровка горизонта, идущего следом за самым нижним горизонтом, с помощью маркеров передвигается на верхнюю бровку нижележащего горизонта.

Шаг 3: От сдвинутой нижней бровки с помощью команды «Подобие» отстраивается вспомогательная линия на расстояние равное заложению откоса уступа (4,0 м). Вспомогательный контур рекомендуется выделить цветом, отсутствующим на чертеже, так как данный контур впоследствии необходимо будет удалить.

Шаг 4: На вспомогательный контур с помощью маркеров сдвигается верхняя бровка перемещаемого горизонта. Измеряется площадь новых полученных контуров и заносится в таблицу 7.1.

Шаг 5: С помощью команды «Разорвать» (ВМ – Редактировать – Разорвать) необходимо разорвать верхнюю бровку нижнего горизонта и нижнюю бровку вышележащего горизонта в местах выклинивания уступов. Затем следует удалить две полностью совпадающие линии, расположенные в центре сдвоенного уступа.

Шаг 6: От верхней бровки, сформированной на шаге 4, отстраивается вспомогательная линия по подобию на ширину бермы механизированной очистки (6,0 м), которая совпадает с новым положением нижней бровки вышележащего уступа.

Шаг 7: На вспомогательную линию сдвигается нижняя бровка следующего уступа, планируемого к сдваиванию. По завершении шага №7, выполнять шаг 1-7 со следующими двумя уступами. Повторять выполнение шагов 1-7 до тех пор пока не будут сдвоены попарно все уступы в карьере.

ПОДСЧЕТ ОБЪЕМОВ-5

Объем карьерного пространства с учетом вскрывающих выработок и сдвоенных уступов на противоположном борту определяется аналогично «ПОДСЧЕТУ ОБЪЕМОВ-4». Рекомендуется использовать ту же самую электронную форму таблицы, изменив в ней только площади.

Расчет представляется в EXCEL в табличной форме следующего вида:

Таблица 7.1

Подсчет объемов горной массы, руды и вскрыши
в конечных контурах карьера (с учетом вскрытия и сдваивания уступов)

Отм. гор.	Площадь по нижней бровке, м^2	Площадь по верхней бровке, м^2	Высота уступа, м	Объем горной массы, м^3	Объем руды *), м^3	Объем вскрыши, м^3	Коэф-нт вскрыши, м^3/м^3
290	92817	99584	10	962005	27906	934099	33,47
280	78436	85025	10	817305	120165	697140	5,80
270	68243	74875	10	715590	182940	532650	2,91
260	55658	61501	10	585795	202495	383300	1,89
250	45385	51267	10	483260	184255	299005	1,62
240	33373	38531	10	359520	153810	205710	1,34
230	25144	30021	10	275825	127690	148135	1,16
220	14451	18674	10	165625	105540	60085	0,57
210	7022	10317	10	86695	73100	13595	0,19
200	–	–	8 (н.ч.)	20672	20672	–	–
ВСЕГО				**4472292**	**1198573**	**3273719**	2,73

Контрольная точка-8:
ФАЙЛ AutCAD **В№-карьер-вскрытие2.dwg (рис.7.3)**
ФАЙЛ Excel **В№-объемы.xls**
<Лист5 ОБЪЕМЫ ПО КАРЬЕРУ2>

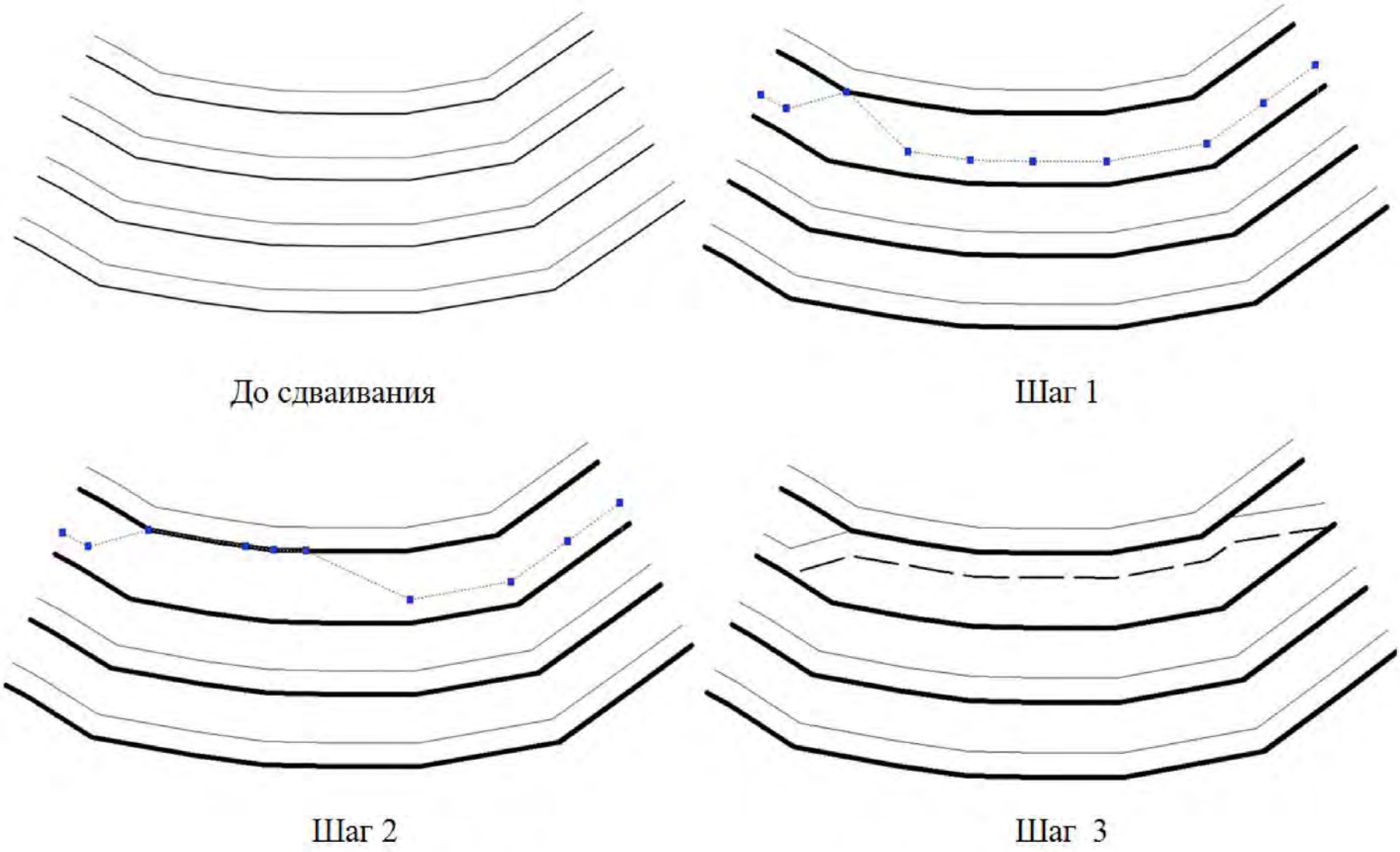


Рис.7.1. Шаги по сдваиванию уступа №1-3

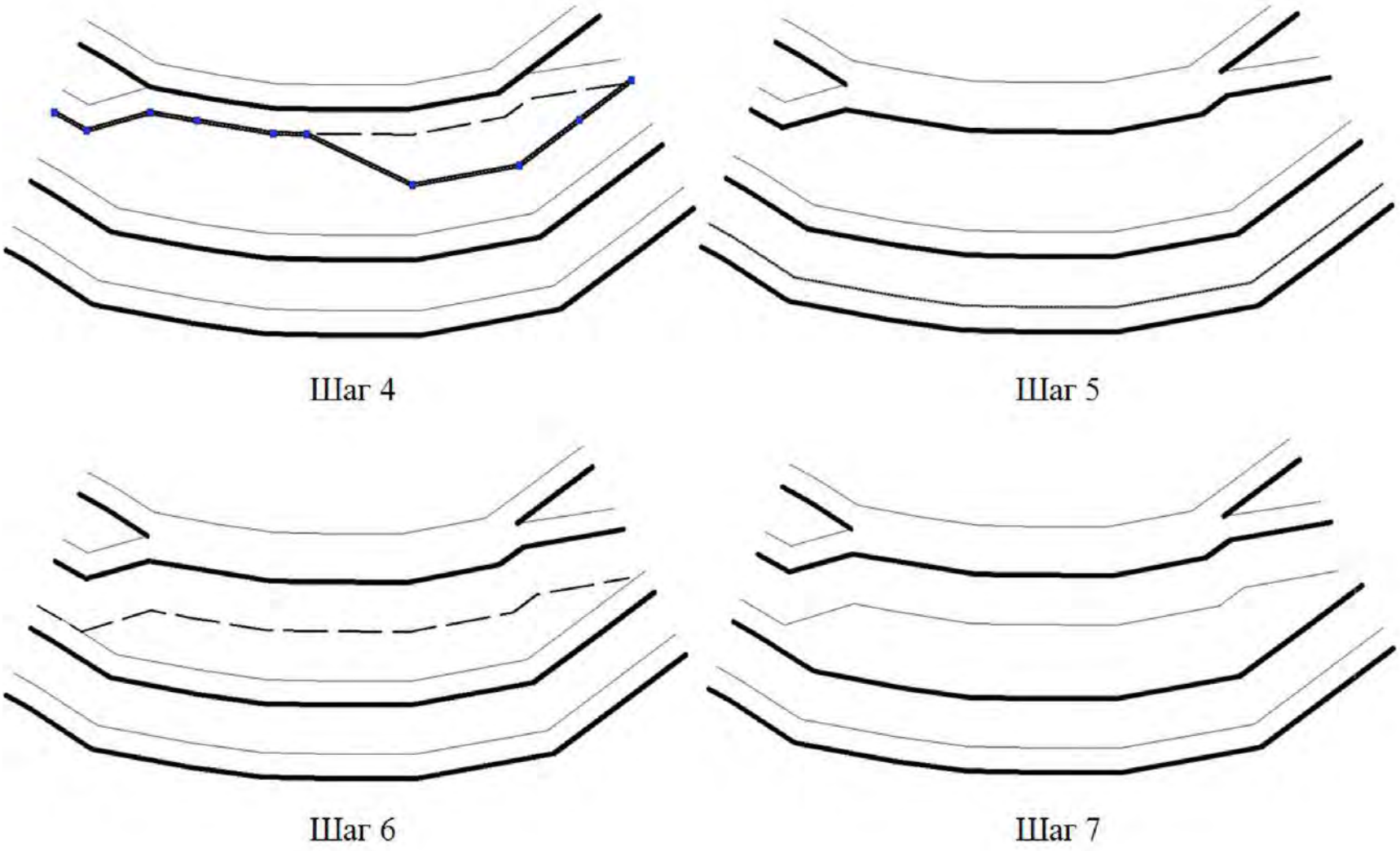


Рис.7.2. Шаги по сдваиванию уступа №4-7

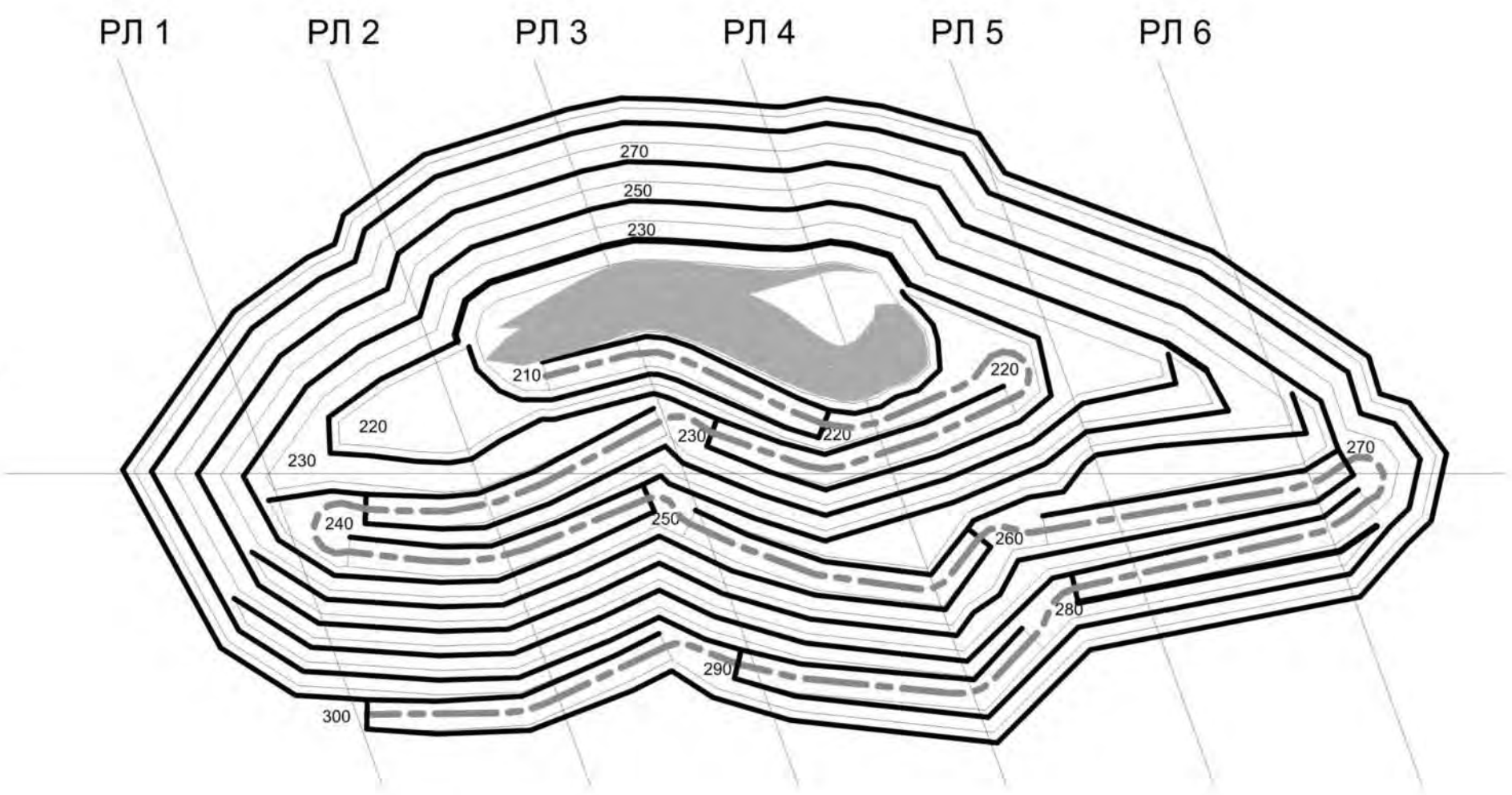


Рис.7.3. Пример изображения в файле контрольной точки-8

8. ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРА НА МОМЕНТ ПОЛНОГО РАЗВИТИЯ РАБОТ

Цель выполнения этапа

Освоить технологию автоматизированного проектирования рабочей зоны карьера, переход от конечного положения к положению на момент полного развития работ с выдержанной шириной рабочих площадок и обеспечением фронта ведения горных работ.

Исходные данные

Файл «В№-карьер-вскрытие2.dwg».

Открыть файл **«В№-карьер-вскрытие2.dwg»** и сохранить его как **«В№-карьер-развитие работ.dwg»**. Снова открыть файл **«В№-карьер-вскрытие2.dwg»**, таким образом, открыты 2 файла, межфайловое переключение в ВМ – Окно.

Положение горных работ на момент полного развития характеризуется:

– выходом карьера на предельные границы по поверхности (верхним уступом);

– сформированной рабочей зоной с соблюдением ширины рабочих площадок на горизонтах (ширину рабочей площадки принять 40 м);

– ширина разрезной траншеи (котлована) на нижнем горизонте должна обеспечивать разворот автосамосвалов (т. е. быть не менее 25-30 м).

На данном этапе работы необходимо:

– задавшись положением верхнего уступа (сформированного в пункте 7), отстроить рабочую зону карьера с площадками 40 м и рабочим углом откоса 80^0 (угол учитывается в заложении откоса уступа);

– определить количество рабочих уступов с соблюдением минимальной ширины траншеи (котлована) на нижнем горизонте;

– вскрывающие выработки оставить, по возможности, в стационарном состоянии, за исключением съезда на нижний горизонт (допускается временный съезд).

Технология построения положения горных работ на полное развитие:

а) переключиться в файл **«В№-карьер-развитие работ.dwg»;**

б) удаляются все уступы, кроме верхнего (гор.+290 м);

в) от верхнего уступа по подобию отстраиваются горизонты внутрь карьерного поля (на ширину рабочей площадки и на заложение откоса рабочего уступа для верхних и нижних бровок, соответственно);

г) в процессе построений визуально отслеживаются размеры выработки на нижнем горизонте, и при достижении ею ширины менее 25-30 м, построения

прекращаются. Для контроля ширины выработки можно использовать построенный круг радиусом 15 м, перемещая его по площади выработки. В результате построений определяется количество уступов, размещаемых в пределах рабочей зоны;

д) из файла **«В№-карьер-вскрытие2.dwg»** копируется в буфер обмена нижележащий горизонт со съездом (ВМ – Правка – Копировать), и вставляется в исходных координатах в файл **«В№-карьер-развитие работ.dwg»** (ВМ – Редактировать – Вставить с исходными координатами);

е) из вставленного в п. «д» горизонта оставляется только съезд с его откосами, путем разрезания контуров бровок до и после съезда (ВМ – Редактировать – Разорвать), и удаления отрезанного контура горизонта;

ж) горизонт рабочей зоны, соответствующий данному съезду, аналогично разрезается в зоне расположения съезда (с удалением части контура в районе съезда), контур горизонта маркерами подтягиваются к съезду по соответствующим точкам нижних и верхних бровок.

Для переноса оставшихся нижележащих горизонтов (кроме последнего) повторить действия по пунктам д … ж.

На нижнем горизонте в уступ «врезается» временный съезд, положение которого решается разработчиком из условия минимального расстояния транспортирования. Технология построения съезда – см. пункт 6 «Вскрытие карьера».

Контрольная точка-9:
ФАЙЛ AutoCAD В№-карьер-развитие работ.dwg (рис.8.1)

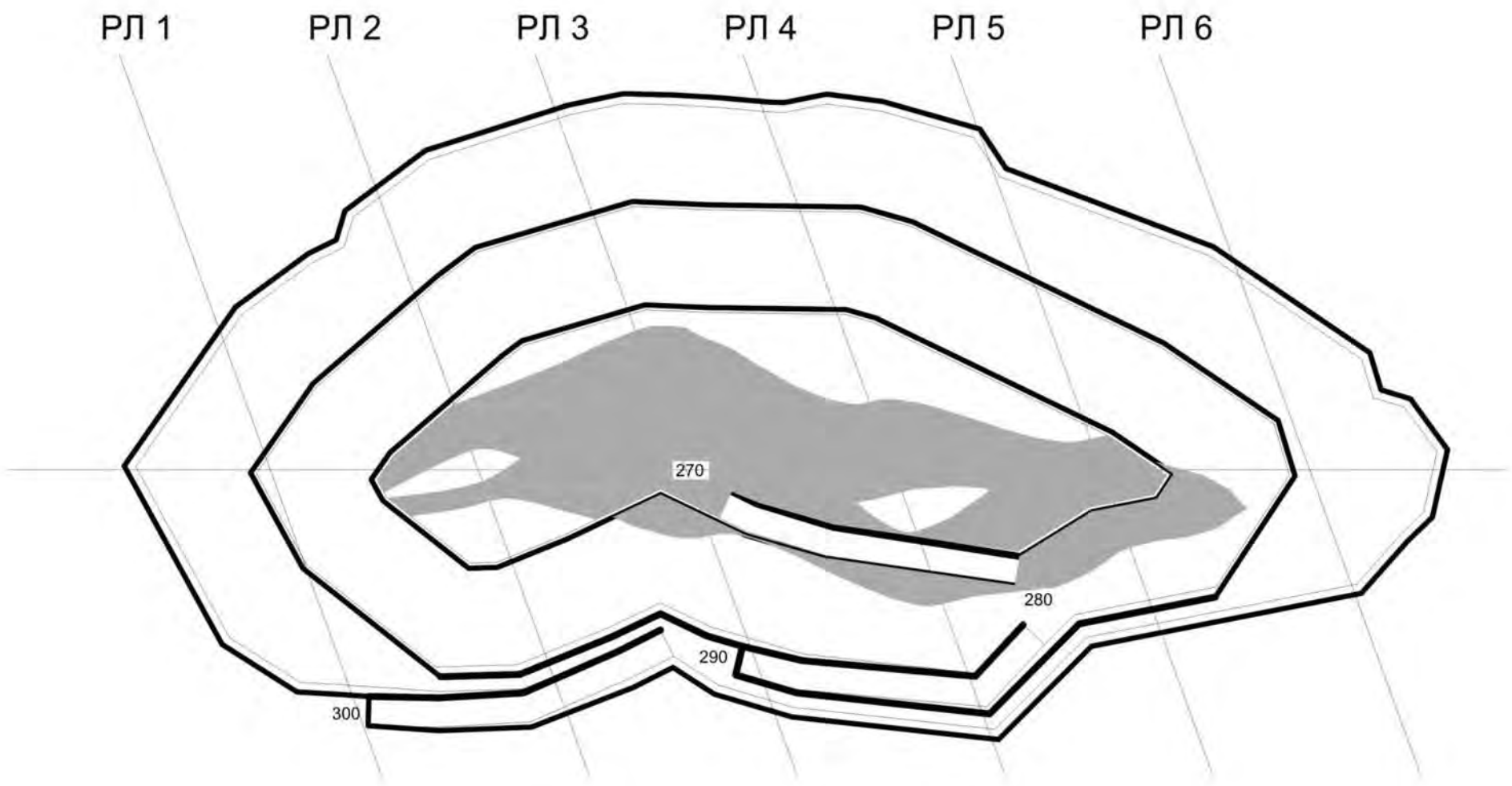


Рис.8.1. Пример изображения в файле контрольной точки-9

9. НАНЕСЕНИЕ КОНТУРОВ КАРЬЕРА НА ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ РАЗРЕЗЫ

Цель выполнения этапа

Освоить технологию автоматизированного построения контуров карьера на поперечных геологических разрезах.

Исходные данные

Файлы «ВМ-разрезы-1000.dwg», «ВМ-карьер-вскрытие2.dwg», «ВМ-карьер-развитие работ.dwg».

Открыть файл **«ВМ-разрезы-1000.dwg»**, сохранить его как **«ВМ-разрезы с контурами.dwg»**. Дополнительно открыть файл **«ВМ-карьер-вскрытие2.dwg».** При нанесении контуров должны быть открыты оба файла, межфайловое переключение в ВМ – Окно.

Технология нанесения контуров карьера на геологические разрезы:

а) перейти в файл «ВМ-карьер-вскрытие2.dwg», установить ПСК на разведочную линию. Ось (*X*) при этом должна проходить по разведлинии или быть ей параллельна в направлении «Юго-восток – Северо-запад» (снизу вверх). Команда ВМ – Сервис – Новая ПСК – Объект – <Указание на нижнюю часть разведлинии>;

б) проведение серии вспомогательных отрезков, перпендикулярных разведлинии (для этого включение ОРТО-режима – F8), от пересечения каждой бровки каждого уступа с разведлинией. Длина отрезков должна соответствовать высотной отметке бровки минус 200 м (т. е. если проводится отрезок от бровки с отм.+280 м, то его длина = 80 ед.).

Команда для проведения отрезка заданной длины ☺ВМ – Рисование – Отрезок – <Указание точки пересечения бровки с разведлинией по привязке> – <Задание направления отрезка> – <Ввод с клавиатуры его длины, Enter>;

в) соединение концов построенных отрезков полилинией ☺ВМ – Рисование – Полилиния, вспомогательные отрезки удаляются;

г) копирование с базовой точкой в буфер обмена полученного контура карьера. Базовая точка – пересечение разведлинии с линией координатной сетки. Команда ☺ВМ – Правка – Копировать с базовой точкой – <указание базовой точки> – <выбор объекта, ПКМ>;

д) переключение в файл «ВМ-разрезы с контурами.dwg» ВМ-Окно;

е) вставка содержимого буфера обмена (контур карьера) на соответствующий разрез, в точку пересечения линии высотной сетки «200» с линией оси координат ☺ВМ – Правка – Вставить.

Для переноса остальных контуров карьера на соответствующие разрезы – повторить действия по пунктам а … е.

Аналогично нанести на разрезы контуры горных работ на момент полного развития.

ПОДСЧЕТ ОБЪЕМОВ-6

Объем карьера и вскрыши в карьере на конец отработки определяется по разрезам аналогично «ПОДСЧЕТУ ОБЪЕМОВ-1» как сумма объемов подсчетных блоков, заключенных между смежными разрезами. Все расчеты проводятся по формуле;

$$V = L * (S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 S_2}) / 3,$$

где V – объем подсчетного блока, м^3;

S_1 и S_2 – площади контуров карьера на смежных разрезах, м^2;

L – расстояние по нормали между смежными разрезами, м.

Площади и длины измеряются средствами AutoCAD

- площади: ВМ – Сервис – Сведения – Площадь – <ПКМ> – Объект;
- расстояния: ВМ – Сервис – Сведения – Расстояние (с исп. привязки по нормали).

Расчет представляется в EXCEL в табличной форме следующего вида:

Таблица 9.1

Подсчет объемов горной массы, руды и вскрыши
в конечных контурах карьера методом вертикальных сечений

Раз-рез 1	Раз-рез 2	Площадь карьера на разрезе 1, м^2	Площадь карьера на разрезе 2, м^2	Расстоя-ние между разре-зами, м	Объем горной массы, м^3	Объем руды*), м^3	Объем вскрыши, м^3	Коэфф. вскры-ши, м^3/м^3
1	2	6097	10999	80	683840	79264	604576	7,63
2	3	10999	13408	80	976280	258703	717577	2,77
3	4	13408	15078	80	1139440	384774	754666	1,96
4	5	15078	8371	80	937960	258652	679308	2,63
5	6	8371	4066	80	497480	77412	420068	5,43
ВСЕГО					**4235000**	**1058805**	**3176195**	**3,00**

*) данные табл. 1.1.

Контрольная точка-10:

ФАЙЛ AutoCAD **В№-разрезы с контурами.dwg (рис. 9.1)**

ФАЙЛ Excel **В№-объемы.xls**

<Лист6 ОБЪЕМЫ КАРЬЕРА ПО РАЗРЕЗАМ>

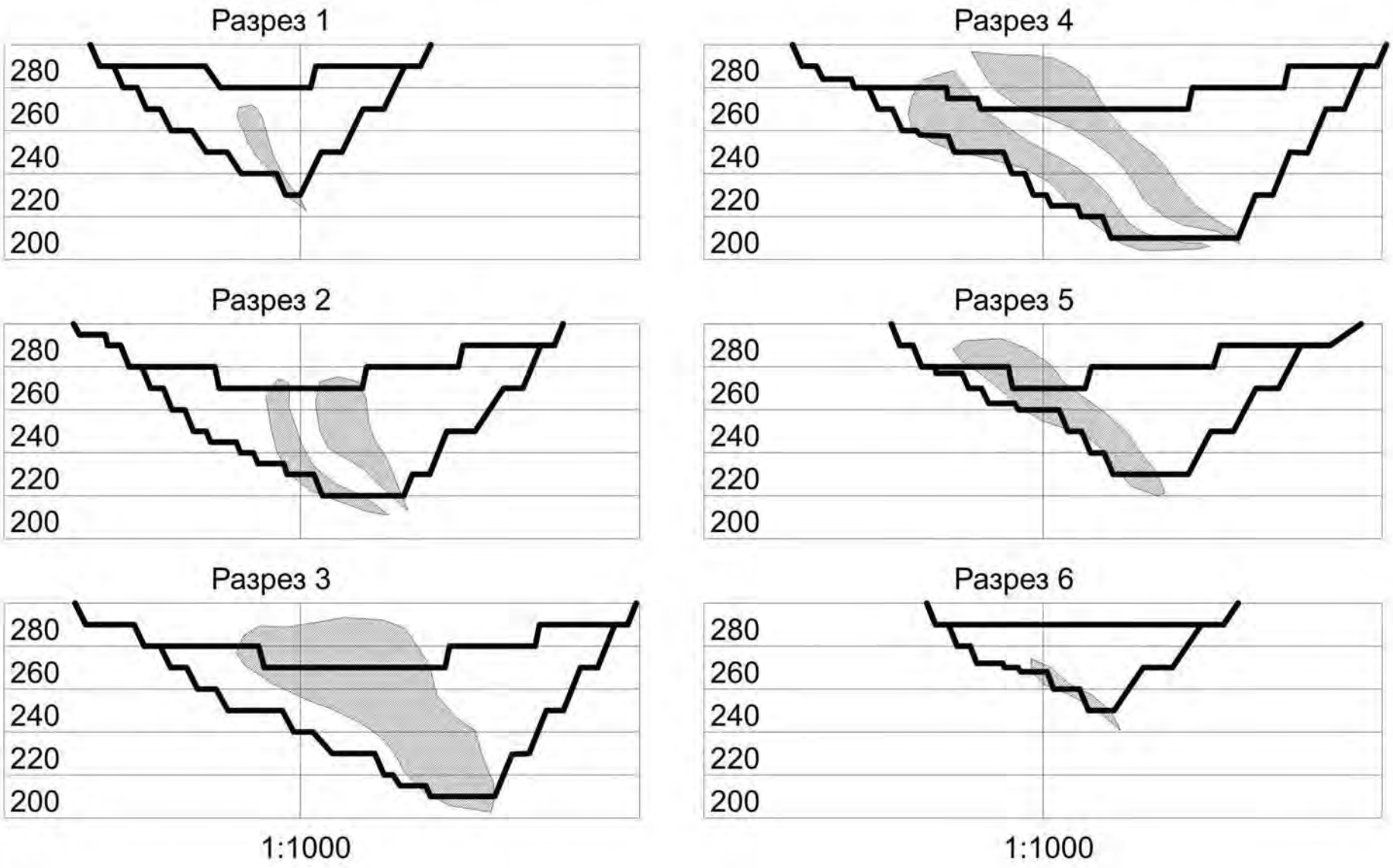


Рис. 9.1. Пример изображения в файле контрольной точки-10

10. СОЗДАНИЕ МОДЕЛИ РЕЛЬЕФА МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Цель выполнения этапа

Освоить технологию формирования SOLID-модели рельефа месторождения.

Исходные данные

Файлы «В№-разрезы с контурами.dwg», «В№-каркас.dwg».

Открыть файл «В№-разрезы с контурами.dwg», сохранить его как **«В№-разрезы с рельефом.dwg»**.

Технология формирования SOLID-модели рельефа месторождения

а) в связи с тем, что контура спроектированного карьера, как правило, выходят за пределы ограничивающих разрез линий, необходимо увеличить длину разрезов на 50 мм чертежа влево и вправо от ограничивающих линий. Для этого необходимо воспользоваться командой «Подобие», выбрав расстояние смещения – 50 мм для ограничивающих разрез линий (рисунок 10.1). Удлинение всех горизонтальных линий разреза выполняется с помощью команды «Удлинить» (☺ВМ – Редактировать – Удлинить – <Выбрать вновь отстроенные линии – ПКМ – выбрать удлиняемые горизонтальные линии по одной, кликая ЛКМ поочередно по обоим концам горизонтальной линии>).

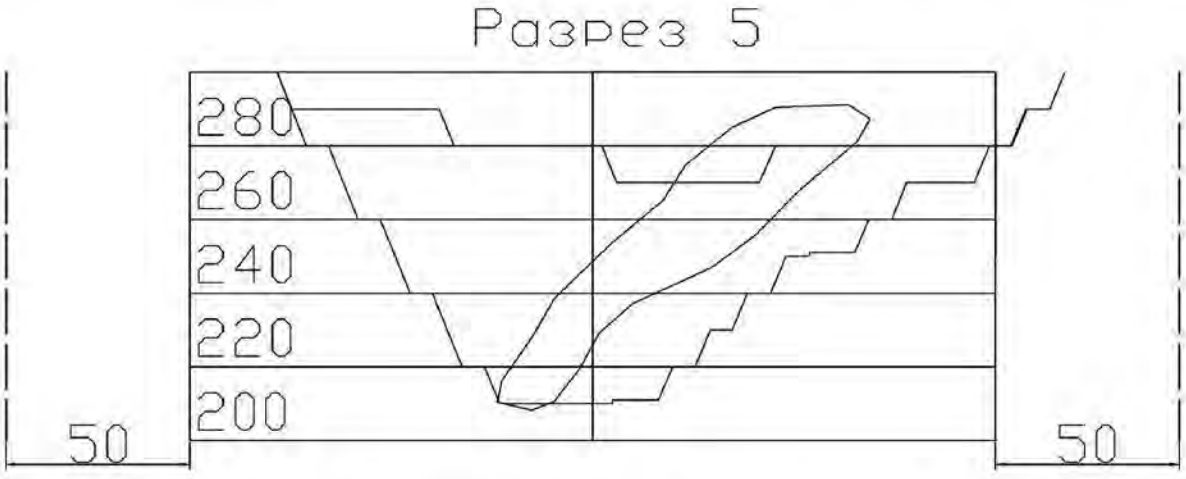


Рис. 10.1. Увеличение длины разреза

б) преподаватель наносит на все поперечные геологические разрезы контура, описывающие рельеф дневной поверхности месторождения.

в) в файле «В№-объемы.xls» <Лист6 ОБЪЕМЫ ПО РАЗРЕЗАМ> создать копию разработанной ранее таблицы (контрольная точка №10). Скорректировать объем вскрыши в контурах карьера и коэффициент вскрыши с учетом рельефа месторождения. Расчеты следует производить аналогично контрольной точке №10. Для измерения площадей необходимо создать замкнутые контура: <ВМ – Рисование – Контур – Создать – Указание линии,

описывающей рельеф месторождения и контура карьера на конец отработки (рис. 10.2) – ПКМ – Указание точек – указать точку внутри создаваемого контура – Enter>. После измерения площадей, построенные контура удалить.

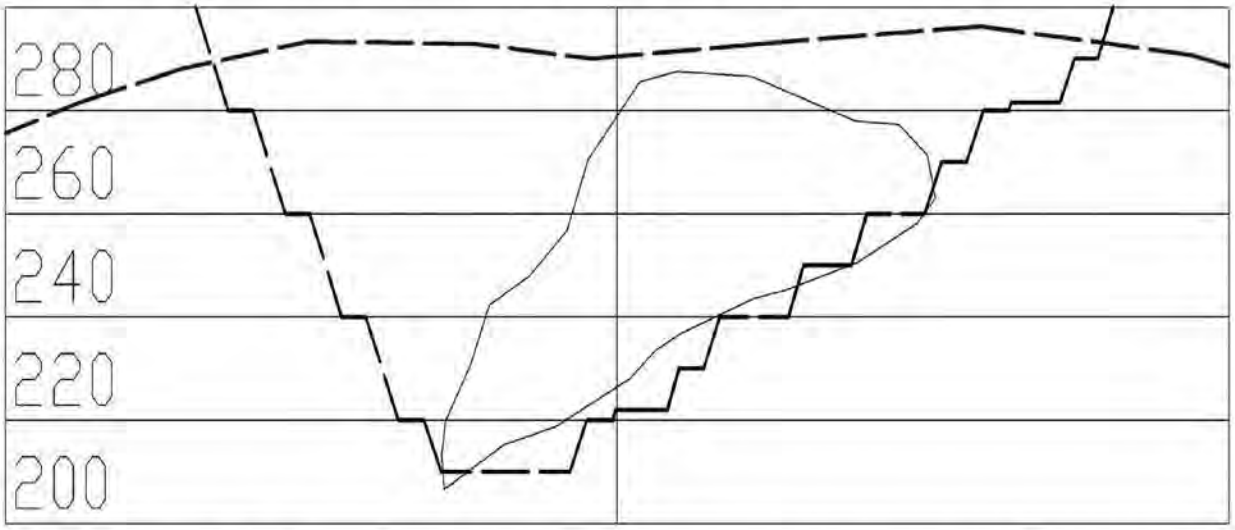


Рис. 10.2. Создание замкнутого контура для определения площади

г) объединить отстроенную линию рельефа с новыми ограничивающими линиями разреза и нижней горизонтальной линией с целью создания единого замкнутого контура. Для этого 4 выбранные линии «сшиваются» в единую замкнутую полилинию ☺ВМ – Редактировать – Объект – Полилиния – <Указывается любой сегмент в полилинии> – <В выпадающем меню указать Добавить> – <Указываются все добавляемые к выбранному сегменту объекты, ПКМ, Enter>;

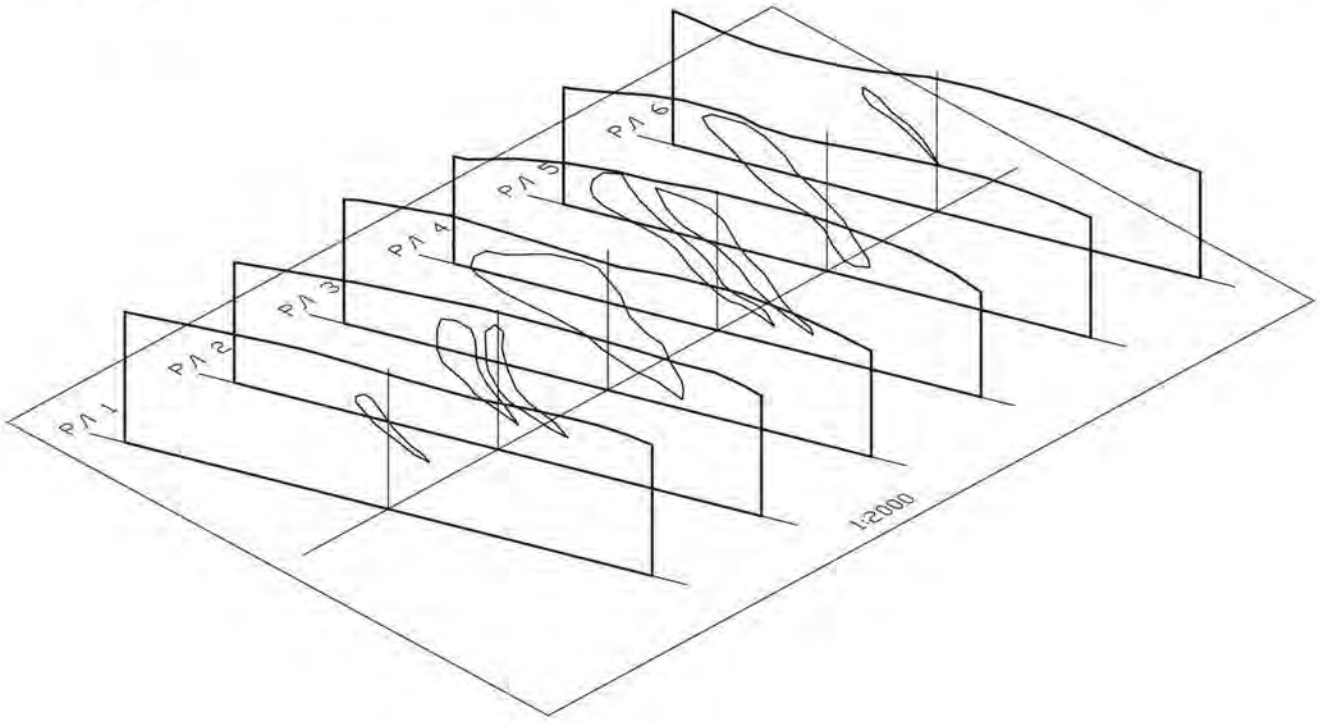


Рис. 10.3. Создание каркасной модели участка недр

д) открыть файл «В№-каркас.dwg» и переименовать в «В№-каркас с рельефом.dwg». Восстановить пользовательскую систему координат:

ПСК для разреза должна пройти через разведлинию и вертикальный отрезок от пересечения разведлинии с координатной осью.

Рекомендуется установить ПСК по трем точкам (ВМ – Сервис – Новая ПСК – 3 Точки):

1-я – на разведлинии, ниже (южнее) пересечения ее с осью координат.

2-я – на пересечении разведлинии, оси координат и вертикального отрезка.

3-я – на вертикальном отрезке выше 2-й точки.

После установки ПСК маркер системы координат переместится в новое положение.

Дополнительно к сечениям рудных тел нанести 6 контуров с рельефом аналогично п.п. 2.2.3 – 2.2.4 (рисунок 10.3).

Восстановить мировую систему координат: <ВМ – Сервис – Новая ПСК – МСК>.

е) открыть файл «В№-блоки.dwg» и переименовать в файл «В№-блоки с рельефом.dwg»;

ж) сформировать 3D-модель рельефа месторождения аналогично п.3.2, используя полученные сечения.

з) создать в файле слой «участок недр» и назначить ему синий цвет. В новый слой внести созданные блоки 3D-модели рельефа месторождения (рис. 10.4).

Контрольная точка-11:

ФАЙЛ AutoCAD	**В№-блоки с рельефом.dwg**
ФАЙЛ Excel	**В№-объемы.xls**
	<Лист6 ОБЪЕМЫ КАРЬЕРА ПО РАЗРЕЗАМ>
	(скорректированная таблица)

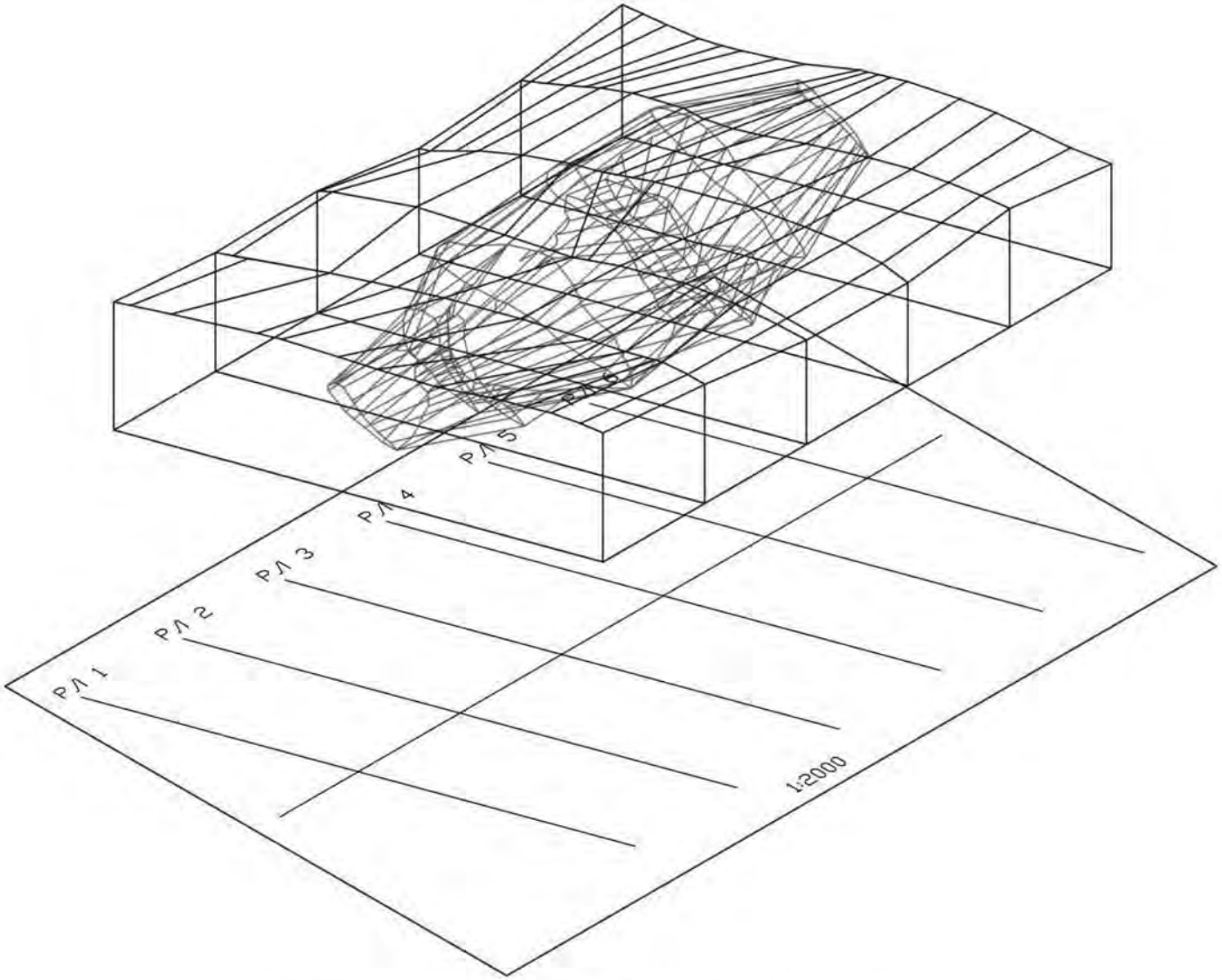


Рис. 10.4. Сформированная 3D-модель участка недр

11. СОЗДАНИЕ КАРТЫ ИЗОЛИНИЙ РЕЛЬЕФА МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Цель выполнения этапа

Освоить создание двумерных планов изолиний рельефа на основе твердотельной модели участка недр, вмещающих рудную залежь.

Исходные данные

Файлы «В№-блоки с рельефом.dwg».

Технология формирования карты изолиний рельефа месторождения

а) в файле «В№-блоки с рельефом.dwg» создать слой «изолинии» и назначить его текущим. Выключить все слои, кроме слоев «изолинии» и «участок недр». Слою «изолинии» назначить зеленый цвет.

б) объединить пять блоков, составляющих модель участка недр в единую модель: <ВМ – Редактировать – Редактирование тела – Объединение тела – Выбрать все пять блоков – Enter>;

в) определить минимальную отметку дневной поверхности месторождения. Для этого в файле «В№-разрезы с контурами.dwg» необходимо найти самую нижнюю точку на нарисованных преподавателем линиях, описывающих рельеф месторождения и высчитать ее высотную отметку. Полученную отметку следует округлить до целого числа в сторону увеличения.

г) установить вид на участок недр «в плане» в мировой системе координат: <ВМ – Вид – 3D-виды – Вид в плане – МСК>.

д) построить набор горизонтальных сечений участка недр, начиная с отметки, полученной в пункте в): В командной строке внизу экрана набрать команду Сечение <Выбор рассекаемых объектов, ПКМ> – < ПКМ, указание плоскости XY > – <Ввод в командной строке координаты точки на плоскости рассечения 0,0,Z (отметка из пункта в)>. Координаты Z последующих сечений отличаются друг от друга на 0,5 м. Следует отстраивать сечения до тех пор, пока внизу экрана в командной строке не появится фраза «секущая плоскость не пересекает рудное тело».

е) Отключить слой «участок недр» (рис. 11.1).

Контрольная точка-12:
ФАЙЛ AutoCAD В№-рельеф.dwg

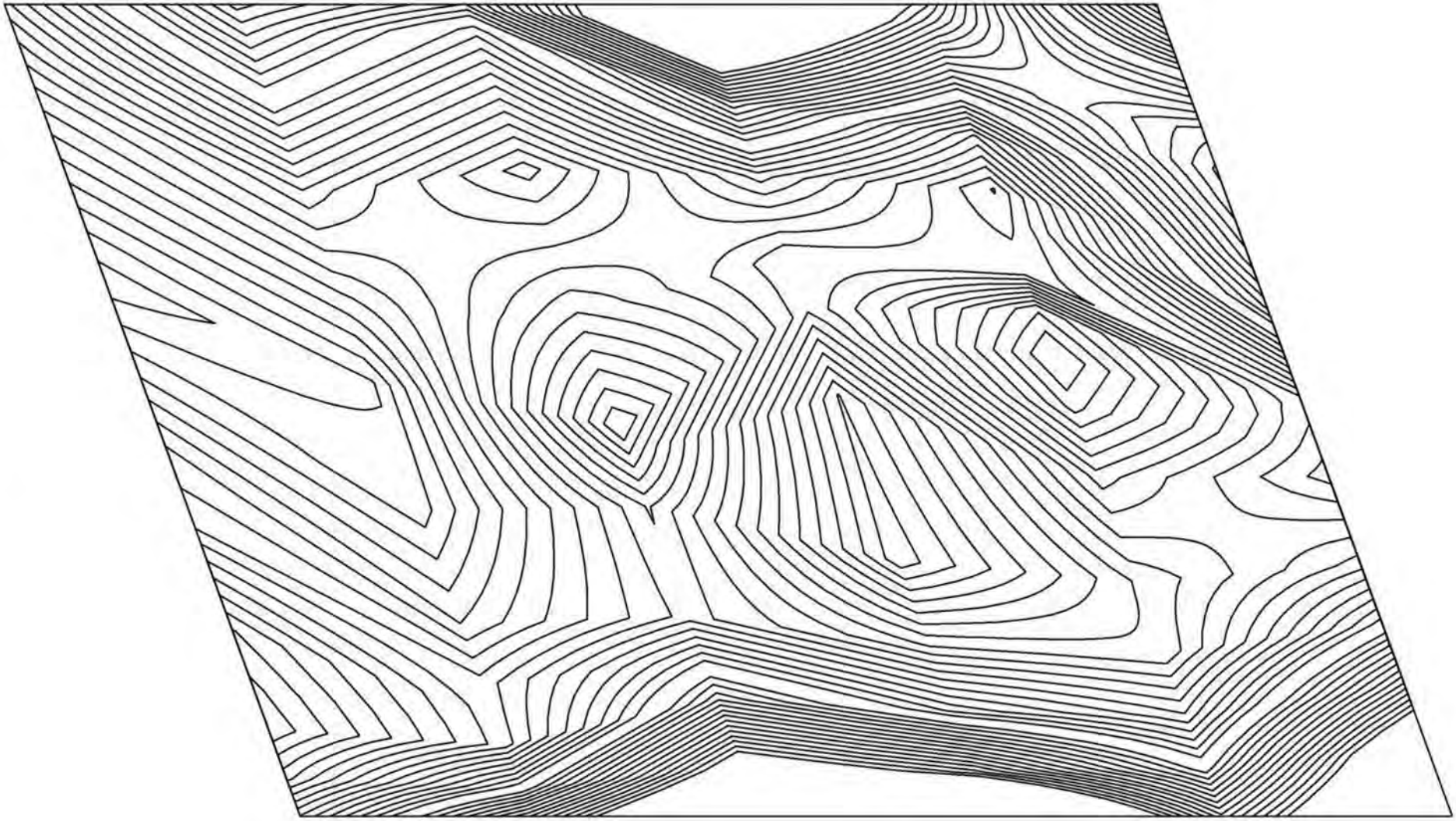


Рис. 11.1. Карта изолиний рельефа месторождения

САМОСТОЯТЕЛЬНАЯ РАБОТА

12. СОВМЕЩЕНИЕ 2D–МОДЕЛИ КАРЬЕРА С ТОПООСНОВОЙ УЧАСТКА

Цель выполнения этапа

Освоить основные принципы формирования модели карьерной выемки с учетом реальной топоосновы участка месторождения.

Исходные данные

Файлы «В№-рельеф.dwg», «В№-карьер-вскрытие2.dwg».

Внимание!!!

Лабораторная работа «Совмещение 2D-модели карьера с топоосновой участка» выполняется студентами самостоятельно под руководством преподавателя.

Основная задача этапа – формирование контуров карьера с учетом реальной топоосновы участка залегания месторождения.

В результате выполнения работы должен быть получен план карьера на полную отработку с выклинивающимися верхними уступами, расположенными в нагорной части месторождения.

Контрольная точка-13:
ФАЙЛ AutoCAD В№-карьер с рельефом.dwg

13. ОТЧЕТНОСТЬ ПО ПРАКТИЧЕСКИМ РАБОТАМ И САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ

Отчетность по выполненной работе представляется в электронном виде и включает в себя набор файлов – чертежей AutoCAD (файлы DWG) и расчетных таблиц EXCEL (файлы XLS). Целесообразность предоставления отчетности на бумажных носителях (распечатки) определяется преподавателем. Отчетность в электронном виде предоставляется в процессе прохождения контрольных точек, которые представлены по тексту и сведены в табл. 13.1.

Таблица 13.1

Этап	Контр. точка	Файлы
Практические работы		
1 – создание электронной копии исходных данных	КТ – 1	В№-разрезы-2000.dwg
2 – подготовка объемного каркаса для модели залежи	КТ – 2	В№-разрезы-1000.dwg План разведлиний-1000.dwg В№-объемы.xls (л1)
	КТ – 3	В№-каркас.dwg
	КТ – 4	В№-блоки.dwg
4 – получение погоризонтных геологических планов	КТ – 5	В№-геопланы.dwg В№-объемы.xls (л1,л2)
5 – проектирование конечных контуров карьера	КТ – 6	В№-карьер-контуры.dwg В№-объемы.xls (л3)
6 – проектирование вскрытия карьера	КТ – 7	В№-карьер-вскрытие.dwg В№-объемы.xls (л4)
7 – корректировка границ карьера (сдваивание уступов)	КТ – 8	В№-карьер-вскрытие2.dwg В№-объемы.xls (л5)
8 – проектирование карьера на момент полного развития работ	КТ – 9	В№-карьер-развитие работ.dwg
9 – нанесение контуров карьера на геологические разрезы	КТ – 10	В№-разрезы-контуры.dwg В№-объемы.xls (л6)
10 – Создание модели рельефа месторождения	КТ – 11	В№-блоки с рельефом.dwg В№-объемы.xls (л6)
11 – Создание карты изолиний рельефа месторождения	КТ – 12	В№-блоки с рельефом.dwg
Самостоятельная работа		
12 – Совмещение 2D-модели карьера с топоосновой участка	КТ – 13	В№-карьер с рельефом.dwg

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ К САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ И КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЕ ПО ДИСЦИПЛИНЕ

ИННОВАЦИОННАЯ ДЕЯТЕЛЬНОСТЬ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

ДЛЯ СТУДЕНТОВ СПЕЦИАЛЬНОСТИ 21.05.04 «ГОРНОЕ ДЕЛО»

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Сандригайло И.Н., доцент, к.т.н.

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ ……3
1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА……4
2. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА. КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ И УПРАЖНЕНИЯ……5
3. КОНТРОЛЬНАЯ РАБОТА…… 9
РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА……11

ВВЕДЕНИЕ

Самостоятельная работа студента является важнейшей составной частью образовательной программы подготовки дипломированного специалиста. В соответствии с Государственным образовательным стандартом высшего профессионального образования объем учебной нагрузки студента составляет 180 часов или 5 зачетных единиц. Из них отводится на самостоятельную работу студентов: очной формы – 144 часов, заочной – 164 часов.

По курсу «Инновационная деятельность горных предприятий» обязательная самостоятельная работа студента осуществляется в следующих направлениях – освоение материалов по отдельным темам, входящим в Рабочую учебную программу дисциплины; подготовка и решение тестовых заданий.

Данное учебно-методическое пособие предназначено для организации второй части самостоятельной работы студентов – освоения отдельных тем дисциплины.

Контрольные вопросы и упражнения предназначены для подготовки студентов очной и заочной форм обучения.

1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА

В последующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «*Инновационная деятельность горных предприятий*». Она содержит названия 6 основных тем с указанием основных вопросов и разделов темы. Каждая тема является основой вопросов в экзаменационном билете. При чтении лекций по курсу преподаватель указывает те темы дисциплины, которые выносятся на самостоятельную проработку студентами. Причем в экзаменационный билет может включаться один из вопросов по такой теме. Основной объем информации по каждой теме содержится в учебнике по курсу [1]. Для углубленного освоения темы рекомендуется дополнительная литература.

При освоении указанных ниже тем рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента.

1. Ознакомьтесь со структурой темы.

2. По учебнику [1] освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны страницы учебника, содержащие данный материал.

3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.

4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.

5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.

6. Решите указанные задачи. Условия задач приведены в последнем разделе данного учебного пособия. При затруднении обратитесь за консультацией к преподавателю.

При самостоятельной работе над указанными темами рекомендуется вести записи в конспектах, формируемых на лекционных занятиях по курсу, и в том порядке, в котором данные темы следуют по учебной программе.

2. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА. КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ И УПРАЖНЕНИЯ

Тема 1. Особенности инновационной деятельности горных предприятий.

Инновационная деятельность и ее регулирование. Особенности инновационной деятельности горных предприятий.

Дополнительная литература: ([2, 3, 4],

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите основные особенности инновационной деятельности горных предприятий?

2. Перечислите основные факторы влияющие на инновационную деятельность?

3. Назовите основные этапы инновационной деятельности горных предприятий?

Тема 2.Перспективное оборудование для бурения взрывных скважин на ОГР.

Особенности новых моделей, отечественных и импортных буровых станков. Перспективы совершенствования конструкции буровых станков.

Дополнительная литература: ([2, 3, 4],

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите основные особенности новых моделей отечественных и импортных буровых станков?

2. Перечислите основные направления совершенствования буровых станков?

6. Назовите основные направления роботизации бурового оборудования?

Тема 3. Перспективное выемочно-погрузочное оборудование для ОГР.

Особенности новых моделей, отечественных и импортных экскаваторов. Экскаваторы с активным ковшом. Экскаваторы - кранлайны. Компактные роторные экскаваторы. Перспективы совершенствования конструкции экскаваторов. Карьерные комбайны их конструкция и схемы работы.

Дополнительная литература: ([2, 3, 4],

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите основные особенности новых моделей отечественных и импортных экскаваторов?

2. Перечислите основные направления совершенствования канатных экскаваторов?

3. Перечислите основные направления совершенствования гидравлических экскаваторов?

4. Назовите основные особенности экскаваторов-кранлайнов?

5. Назовите основные особенности новых моделей карьерных комбайнов различных производителей?

6. Назовите основные направления роботизации выемочно-погрузочного оборудования?

Тема 4. Перспективные виды транспорта и транспортные машины для ОГР.

Особенности новых моделей , отечественных и импортных карьерных автосамосвалов. Шарнирно-сочлененные автосамосвалы. Дизель-

тролейвозы.. Перспективы совершенствования конструкции автосамосвалов. Перспективные вид карьерного транспорта..

Дополнительная литература: ([2, 3, 4],

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите основные особенности новых моделей отечественных и импортных автосамосвалов?

2. Перечислите основные направления совершенствования карьерных?

3.Перечислите основные направления совершенствования конвейеров?

4. Назовите основные особенности шарнирно-сочлененных автосамосвалов?

5. Назовите основные особенности новых моделей карьерных дизель-троллейвозов?

6. Назовите основные направления роботизации транспортного оборудования?

Тема 5. Комплексы мобильного оборудования на ОГР.

Виды и типы мобильного оборудования. Особенности и условия применения колесных погрузчиков, скреперов и бульдозеров.

Дополнительная литература: ([2, 3, 4],

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите основные особенности новых моделей отечественных и импортных колесных погрузчиков бульдозеров и скреперов?

2. Перечислите основные направления совершенствования мобильного оборудования?

3.Перечислите основные преимущества мобильного оборудования?

4. Назовите основные направления роботизации мобильного оборудования?

Тема 6. Эффективность инноваций на открытых горных работах.

Методы оценки эффективности внедрения инноваций на горных предприятиях.

Дополнительная литература: ([2, 3, 4],

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите основные особенности оценки эффективности инноваций?

2. Перечислите основные методы оценки эффективности внедрения инноваций на горных предприятиях?

3. КОНТРОЛЬНАЯ РАБОТА

Контрольная работа - индивидуальная деятельность обучающегося по концентрированному выражению накопленного знания, обеспечивает возможность одновременной работы всем обучающимся за фиксированное время по однотипным заданиям, что позволяет преподавателю оценить всех обучающихся. Средство проверки умений применять полученные знания для решения задач определенного типа по теме или разделу.

Порядок выполнения и оформления контрольной работы

1. Ознакомиться с заданием на выполнение контрольной работы.
2. Произвести все необходимые вычисления.
3. Оформить и защитить контрольную работу.

Контрольная работа должна состоять из титульного листа с указанием ее названия, автора и руководителя. Должна быть приведена краткая теория вопроса, расчеты их результаты и выводы.

Все расчеты оформляются в виде формул и расчетов с подстановкой цифр.

При выполнении расчетов на компьютере приводятся их распечатки.

Цель работы – овладеть методикой определения эффективности внедрения инновационного оборудования.

Теоретическая основа – приведена в учебнике [1].

Пример задания на выполнение контрольной работы:

Вариант 1

Контрольная работа: Определить эффективность внедрения инновационного оборудования.

Условия: Себестоимость добычи полезного ископаемого до внедрения нового инновационного оборудования составляет 2900 руб./т, а после внедрения 2400 руб./т. Капитальные затраты на покупку оборудования, аналогичного, применяемому в настоящее время составляют - 40 млн. руб., а нового инновационного оборудования - 60 млн. руб.

1. Определите целесообразность внедрения нового инновационного оборудования.

2. Определите эффективность внедрения инновационного оборудования.

РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА

1. Проектирование карьеров: учеб. для вузов: 3-е изд., перераб. / К. Н. Трубецкой, Г. Л. Краснянский, В. В. Хронин, В. С. Коваленко / М.: Высшая школа, 2009. 694 с.

2. Расчет производительности фрезерных комбайнов. Учебно-методическое пособие по выполнению лабораторной работы по дисциплине «Инновационная деятельность горных предприятий» /Сандригайло И.Н..: Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2012. – 19 с.

3. Анистратов Ю. И., Анистратов К. Ю. Технология открытых горных работ. М.: ООО НТЦ «Горное дело», 2008. 472 с.

4. Анистратов Ю. И., Анистратов К. Ю., Щадов М. И. Справочник по открытым горным работам. М.: НТЦ «Горное дело», 2010. 700 с.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ

ИННОВАЦИОННАЯ ДЕЯТЕЛЬНОСТЬ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

ДЛЯ СТУДЕНТОВ СПЕЦИАЛЬНОСТИ 21.05.04 «ГОРНОЕ ДЕЛО»

Специализация № 3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Сандригайло И.Н., доцент, к.т.н.

Екатеринбург

ВВЕДЕНИЕ

Лабораторная работа «Расчет производительности фрезерных комбайнов» выполняется студентами в процессе изучения дисциплины «Инновационная деятельность горных предприятий».

Работа рассчитана на двухчасовое занятие, в течение которого студенты изучают задачу, методику расчетов и исходные данные, выполняют расчеты и графические построения, производят анализ полученных результатов и оформляют отчет по работе.

Задачи преподавателя:

- ознакомить студентов с задачей, стоящей перед ними, а также с порядком и методикой ее решения;
- обеспечить всех студентов исходными данными для расчетов;
- организовать выполнение каждым студентом лабораторной работы в соответствии с индивидуальным заданием;
- контролировать ход выполнения студентами лабораторной работы;
- принять отчет о работе.

Цель работы: закрепление и углубление теоретических знаний студентов, необходимых для выполнения расчета производительности фрезерных комбайнов.

Задачи работы:

- изучить алгоритм и содержание расчетов производительности фрезерных комбайнов, используя данное пособие и литературу, приведенную в списке;
- освоить методику расчетов, связанных с определением производительности фрезерных комбайнов;
- изучить влияние на производительность фрезерных комбайнов основных определяющих факторов.

Учебно-методическое пособие предназначено для студентов специальности 130403 – «Открытые горные работы» (ОГР), изучающих дисциплину «Инноваци-

онная деятельность горных предприятий», а также может быть использовано в дипломном проектировании.

1.ОСОБЕННОСТИ КОНСТРУКЦИИ, ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ РАБОТЫ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ФРЕЗЕРНЫХ КОМБАЙНОВ

1.1.Особенности конструкции фрезерных комбайнов

В настоящее время при разработке скальных и полускальных пород на карьерах подготовка горной массы к выемке осуществляется с использованием буровзрывных работ.

К недостаткам такого способа подготовки горной массы к выемке относятся:

- значительные затраты (до 30-60% себестоимости 1 $м^3$ горной массы);
- повышенная опасность работ;
- увеличение потерь и разубоживания полезного ископаемого;
- сейсмическое воздействие взрывов на расположенные вблизи карьера здания и сооружения;
- выброс в атмосферу при взрыве больших объемов пыли и газов;
- значительные простои оборудования, связанные с проведением взрывных работ.

В связи с этим целесообразно применять при разработке крепких пород оборудование, позволяющее осуществлять их выемку без предварительной буровзрывной подготовки массива.

Обеспечить выполнение этой задачи позволяет использование при открытой разработке месторождений фрезерных комбайнов (называемых также машинами послойного фрезерования).

При этом за счет отказа от применения буровзрывной подготовки горной массы к выемке, улучшаются экономические показатели горных работ, создаются благоприятные условия для снижения отрицательного воздействия на окружающую

среду, исключается сейсмическое воздействие на расположенные близко к карьеру здания и сооружения.

Повышается безопасность разработки месторождения.

Кроме повышения общих технико-экономических показателей горных работ использование фрезерных комбайнов позволяет существенно снизить потери и разубоживание полезного ископаемого при отработке сложноструктурных месторождений. Относительно небольшая толщина отрабатываемого комбайном слоя и характер этой отработки позволяют извлекать те пласты полезного ископаемого, которые вследствие их малой мощности, поступали бы в отвалы при выемке их карьерными экскаваторами по традиционной технологии. Отсутствие буровзрывной подготовки горной массы исключает перемешивание полезного ископаемого и породы в местах их контакта, что так же способствует снижению потерь и разубоживания полезного ископаемого.

Отсутствие у фрезерных комбайнов целого ряда традиционных для карьерных и роторных экскаваторов элементов, а так же ряд новых конструктивных решений, позволяют существенно снизить их габариты и массу. Транспортирование горной массы и ее погрузка в транспортные средства осуществляется ленточными конвейерами и совмещаются во времени с процессом экскавации.

Фрезерные комбайны, изготавливаемые различными фирмами-производителями, имеют различные конструктивно-компоновочные схемы и осуществляют разработку месторождения по различным технологическим схемам работы.

Обычно выделяют следующие конструктивно-компоновочные схемы фрезерных комбайнов:

- с передним (машины KSM фирмы «Krupp» и MTS фирмы «MAN TAKRAF») или центральным (машины WSM фирмы «Wirtgen»), расположением рабочего органа на раме;

- с передним расположением рабочего органа на стреле (консоли) отдельно от подающего конвейера (машина VASM фирмы «Voest Alpine») или совместно с ним (машина СМЕ-12 фирмы «RAHCO»).

Основные конструктивно-компоновочные схемы фрезерных комбайнов приведены на рисунке 1.1.

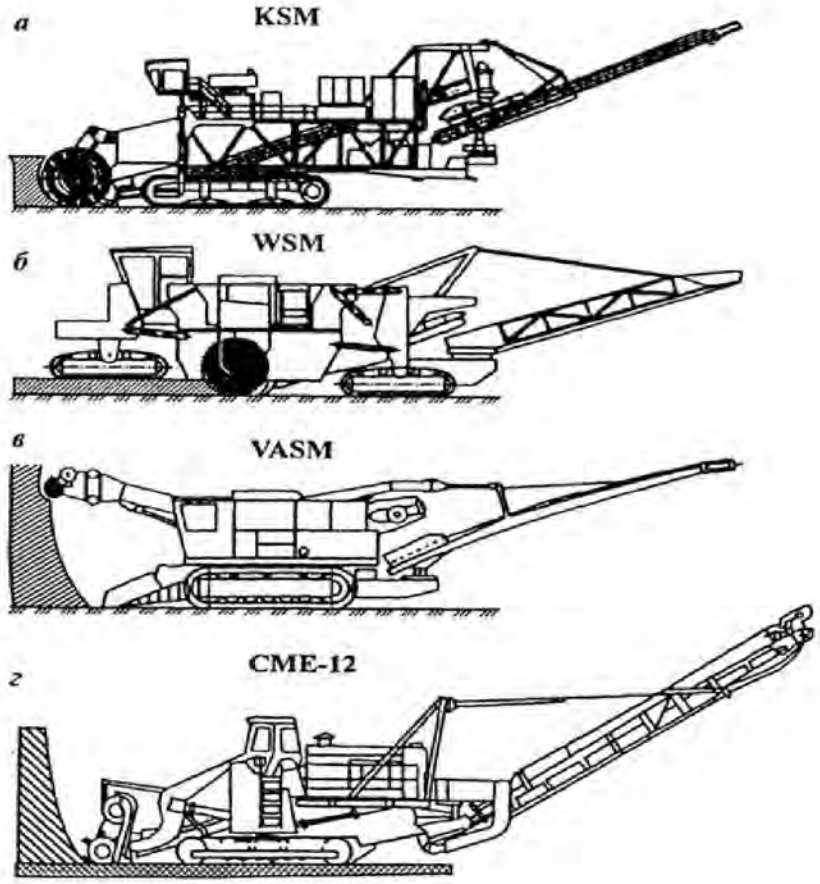


Рис.1.1. Основные конструктивно-компоновочные схемы фрезерных комбайнов: *а*- с передним и *б*- с центральным расположением рабочего органа на раме; *в*- с передним расположением рабочего органа на стреле (консоли) отдельно от подающего конвейера и *г* -совместно с ним.

Комбайны с передним расположением рабочего органа на раме серии KSM (рис. 1.1 *а*), выпускаемые фирмой «Krupp», предназначены для безвзрывной поточной разработки горной массы с одновременной погрузкой ее в транспортные средства или на забойный перегружатель. Они имеют рабочий орган в виде комплекта роторных колес с ковшами. Экскавация горной массы осуществляется за счет напорного усилия, создаваемого машиной в результате поступательного

движения на забой. Экскавируемый материал разгружается на ленточные питатели, расположенные непосредственно за рабочим органом. Затем горная масса передается на конвейер с которого она попадает на поворотную погрузочную консоль. Комбайны фирмы «Krupp» имеют двухгусеничную тележку, что обеспечивает их высокую маневренность.

Комбайны фирмы «MAN TAKRAF» серии MTS имеют рабочий орган роторного типа, оснащенный дисковыми фрезами с армированными резцами округлой формы, расположенный на раме в ее передней части. Они позволяют осуществлять поточную разработку горной массы с одновременной погрузкой ее в транспортные средства. Возможна так же работа на забойный перегружатель или бестранспортная отсыпка породы. Разработка горной массы осуществляется при движении комбайна вперед. Ходовой механизм трехгусеничный с задней направляющей гусеницей. За счет этого обеспечивается высокая маневренность и небольшой радиус поворота.

Комбайны с центральным расположением рабочего органа на раме фирмы «Wirtgen» (рис. 1.1 *б*), предназначены для безвзрывной разработки горной массы с одновременной погрузкой ее в транспортные средства. Они имеют рабочий орган в виде фрезерного барабана с резцами, закрепленными в специальных резцедержателях. При поступательном движении комбайна резцы срезают породу в виде стружки. Горная масса перемещается к центру барабана направляющими, имеющими вид встречного шнека, расположенными на барабане. Затем она поступает на первичный конвейер и далее на разгрузочную консоль. Разработка горной массы осуществляется при движении комбайна вперед. Ходовая часть может быть трех- или четырехгусеничной.

Комбайны с передним расположением рабочего органа на стреле отдельно от подающего конвейера серии VASM (рис.1.1 *в*) созданы фирмой «Voest Alpine». Они имеют широкозахватный рабочий орган небольшого диаметра, который вращается вокруг продольной оси так, чтобы разрушаемая им горная масса падала на подошву уступа, откуда она перемещается с помощью специального устройства на пластинчатый питатель, передающий ее на ленточный конвейер, а далее на

разгрузочную консоль. Рабочий орган располагается на подвижной в вертикальной плоскости стреле, которая в ходе отработки уступа перемещается сверху-вниз. После отработки уступа по всей высоте стрела поднимается от уровня его подошвы к кровле холостым ходом. Комбайны этого типа имеют двухгусеничную ходовую часть, обеспечивающую их высокую маневренность.

Комбайн с передним расположением рабочего органа на стреле совместно с подающим конвейером модели СМЕ-12 (рис. 1.1 *г*) фирмы «RAHCO» наиболее целесообразно использовать для выемки пологих угольных пластов средней мощности. Его конструкция позволяет успешно отрабатывать торец уступа. Горная масса, разрушаемая рабочим органом комбайна, конвейером передается на разгрузочную консоль, обеспечивающую погрузку ее в транспортные средства.

В настоящее время наибольшее распространение на карьерах и разрезах мира получили фрезерные комбайны фирмы «Wirtgen». Они эксплуатируются так же на ряде горных предприятий России и стран СНГ. В связи с этим в данной лабораторной работе рассмотрены технологические схемы работы и методика расчета производительности комбайнов этой фирмы.

1.2. Технологические схемы работы и производительность фрезерных комбайнов

Технологической особенностью фрезерных комбайнов, является то, что забоем при их использовании служит не уступ (как это имеет место при традиционной технологии), а поверхность горизонтальной или слабонаклонной площадки, где осуществляется выемка. Месторождение отрабатывается комбайном тонкими слоями. Толщина этих слоев зависит от возможной глубины фрезерования, которая определяется прочностными свойствами горных пород и типоразмером комбайна. По окончании отработки слоя выбранной мощности по всей площади блока, участка или всего карьера, начинается разработка следующего слоя, расположенного ниже. В процессе работы комбайна при отработке каждого последующего слоя формируются бермы и откосы уступов.

Исходя из условий работы возможно применение следующих принципиальных технологических схем отработки слоя (забоя):

-поточных схем с непрерывным фрезерованием;

-цикличных схем, которые в свою очередь подразделяют на:

1. Схему с непрерывным движением по передвигающейся петле;

2. Схему с разворотом в конце рабочего хода ;

3. Челноковую схему с обратным холостым ходом ;

Применение того или иного варианта схем отработки месторождения зависит от горно-геологических условий, типа комбайна и технологических требований.

Параметром, определяющим необходимость перехода с поточных схем на цикличные, является минимальный радиус, при котором производится фрезерование, равный по данным практики примерно 6-8 значениям ширины рабочего органа комбайна.

Исходя из этого, при наличии площадок шириной до 50 метров или при уменьшении ширины рабочей площадки до этих значений, необходимо применение цикличных схем работы. Область применения каждой из них определяется длиной фронта горных работ.

Если при разработке месторождения используется транспортная система разработки с перевозкой вскрышных пород автотранспортом во внешние или внутренние отвалы и горные работы осуществляются крупными блоками (участками) или небольшими карьерами, наиболее целесообразно применение схемы работы комбайна по форме близкой к концентрическому эллипсу с развитием горных работ от флангов к центру.

Слой (горизонт) отрабатывается концентрическими проходами по поточной схеме с последующим переходом на цикличные схемы работы. При цикличных схемах работы отработка слоя должна производиться из предварительно пройденных врубовых выработок, минимальная ширина которых зависит от габаритов и рабочих параметров комбайна.

Производительность комбайна зависит от конструктивных параметров, мощности двигателей, линейных размеров рабочего оборудования, расчетно-конструктивных скоростей движения. Но она также зависит от режима работы и от применяемой на данном месторождении схемы работы фрезерного комбайна. При различных схемах она будет разной.

При схеме работы с непрерывным движением по передвигающейся петле, первые несколько проходов (в нашем примере проходы I-III) осуществляются по периметру блока по поточной схеме. Когда радиусы поворота при движении комбайна с одновременным фрезерованием уменьшаются до минимально возможных значений (6-8 размеров ширины барабана) процесс фрезерования прерывается и начинается создание врубовых выработок.

Минимальная ширина каждой врубовой выработки должна равняться одному радиусу разворота плюс половина базы комбайна. С целью создания врубовых выработок по коротким сторонам блока выполняется по три прохода (в нашем примере проходы IV-VI и VII-IX) с каждой стороны – по челноковой схеме. Параметром, определяющим минимальную ширину блока в данном случае, является расстояние кратное радиусу поворота комбайна.

Исходя из этого в нашем примере на оставшейся после выполнения первых проходов комбайна по периметру блока (проходы по полосам I-III), ширине блока должно размещаться еще 12 проходов, отрабатываемых за шесть циклов.

При этом один рабочий цикл при отработке слоя включает:

- заезд комбайна из врубовой выработки в центр блока на полосу 1;
- фрезерование полосы;
- поворот в противоположной врубовой выработке;
- заезд на полосу 2 и ее фрезерование в обратном направлении;
- разворот в исходной врубовой выработке и заезд комбайна на полосу 3, после чего циклы и последовательность отработки повторяются.

Производительность комбайна при схеме с непрерывным движением по передвигающейся петле, $м^3/ч$:

$$P = \frac{60hbl_p k_u}{t_o + \frac{l_p}{v_p} + t_{пов} + t_n} \qquad (1.1.)$$

где h – глубина фрезерования, м;

b – ширина полосы фрезерования, м;

$l_р$ – длина рабочего прохода, м;

$v_р$ – скорость движения комбайна при фрезеровании, м/мин;

$k_и$ – коэффициент использования комбайна;

$t_о$ и $t_п$ – время на опускание и поднятие рабочего органа до и после производства работ, мин;

$t_{пов}$ –время на поворот комбайна, мин.

При схеме с разворотом комбайна и фрезерованием в обратном направлении ширина врубовых выработок должна обеспечивать безостановочный разворот комбайна при минимальном радиусе поворота. В связи с этим первые три прохода (минимально) осуществляются по поточной схеме (проходы I-III).

После трех первых проходов начинают создавать врубовые выработки в торцах блока, предназначенные для разворота комбайна. Перпендикулярно длинной оси блока выполняются проходы с IV по IX и с X по XV по челноковой схеме.

После того как пройдены врубовые выработки, проходы с 1 по 12 последовательно осуществляются по схеме с разворотом, и развитием фронта горных работ от одного фланга к другому.

Рабочий цикл при отработке слоя в этом случае включает:

- заезд комбайна из врубовой выработки на полосу;
- фрезерование полосы;
- поворот в противоположной врубовой выработке;
- заезд на следующую полосу и ее фрезерование в обратном направлении, после чего циклы повторяются.

Производительность комбайна при схеме с разворотом в конце рабочего хода определяется по формуле, м³/ч:

$$P = \frac{60hbl_{\text{р}}k_{\text{и}}}{t_{\text{о}} + \frac{l_{\text{р}}}{v_{\text{р}}} + t_{\text{разв}} + t_{\text{п}}}, \qquad (1.2.)$$

где h – глубина фрезерования, м;

b – ширина полосы фрезерования, м;

$l_{\text{р}}$ – длина рабочего прохода, м;

$v_{\text{р}}$– скорость движения комбайна при фрезеровании, м/мин;

$k_{\text{и}}$ – коэффициент использования комбайна;

$t_{\text{разв}}$ – время на разворот комбайна, мин;

$t_{\text{о}}$ и $t_{\text{п}}$ – время на опускание и поднятие рабочего органа до и после производства работ, мин.

При челноковой схеме работы первоначально осуществляются как минимум три прохода комбайна по периметру блока по поточной схеме (проходы 1,2,3). Затем, при переднем расположении разгрузочного конвейера , рекомендуется следующая организация работ. В одном из торцов блока осуществляется расширение врубовой выработки, ширина которой в результате должна увеличиться примерно на величину, равную длине комбайна и автосамосвала (проходы комбайна 4-14). Затем комбайн устанавливается в противоположном от широкой врубовой выработки торце отрабатываемого блока и начинает дальнейшую его отработку, осуществляя оставшиеся проходы (с 15 по 24) по челноковой схеме работы.

Рабочий цикл при отработке слоя включает:

- заезд комбайна из врубовой выработки на полосу 15;
- фрезерование полосы 15 до въезда в противоположную врубовую выработку;
- возвращение назад на транспортной скорости (40-50 м/мин) в исходное положение, после чего циклы повторяются.

Производительность комбайна при челноковой схеме с обратным холостым ходом, м³/ч:

$$P = \frac{60hbl_{\text{р}}k_{\text{и}}}{t_{\text{о}} + \frac{l_{\text{р}}}{v_{\text{р}}} + t_{\text{п}} + \frac{l_{\text{х}}}{v_{\text{х}}}}, \qquad (1.3)$$

где h – глубина фрезерования, м;

b – ширина полосы фрезерования, м;

$l_{\text{р}}$ – длина рабочего прохода, м;

$v_{\text{р}}$– скорость движения комбайна при фрезеровании, м/мин;

$k_{\text{и}}$ – коэффициент использования комбайна;

$t_{\text{о}}$ и $t_{\text{п}}$ – время на опускание и поднятие рабочего органа до и после производства работ, мин;

l_{x} – длина холостого прохода, м;

$v_{\text{х}}$ – скорость комбайна при холостом проходе, м/мин

2.ЗАДАНИЕ НА ВЫПОЛНЕНИЕ ЛАБОРАТОРНОЙ РАБОТЫ

1. Ознакомиться с особенностями конструкции фрезерных комбайнов различных фирм-производителей.

2. Ознакомиться с техническими характеристиками фрезерных комбайнов фирмы «Wirtgen».

3. Изучить технологические схемы работы фрезерных комбайнов при различных условиях разработки.

4.Выполнить расчет производительности фрезерного комбайна фирмы «Wirtgen» при различных схемах его работы.

5. Исследовать зависимость технической производительности фрезерного комбайна от рабочей скорости его движения и глубины фрезерования.

3. ПОРЯДОК ВЫПОЛНЕНИЯ ЛАБОРАТОРНОЙ РАБОТЫ

1. По учебнику и методическим указаниям ознакомиться с особенностями конструкции , техническими характеристиками и технологическими схемами работы фрезерных комбайнов.

2. Ознакомиться с исходными данными, приведенными в приложении 1 (в соответствии с заданным преподавателем вариантом).

3. С использованием методики, приведенной в разделе 1.2, выполнить расчет производительности фрезерных комбайнов при схеме с непрерывным движением по передвигающейся петле , схеме с разворотом в конце рабочего хода , а так же челноковой схеме с обратным холостым ходом .

4. Исследовать зависимость технической производительности фрезерного комбайна заданной модели от рабочей скорости его движения и глубины фрезерования. С этой целью произвести расчет P, для четырех значений V_p (V_{p1}, V_{p2}, V_{p3}, V_{p4}) при неизменном h, а затем расчет P, для четырех значений h, (h_1, h_2, h_3, h_4) при неизменном V_p.

Построить график $P=f(V_p)$ по пяти точкам (для V_p , V_{p1}, V_{p2}, V_{p3}, V_{p4}) и график $P = f(h)$ по пяти точкам (для h, h_1, h_2, h_3, h_4) .

5.Сделать вывод о степени влияния на техническую производительность фрезерного комбайна скорости его движения при фрезеровании и глубины фрезерования для различных схем его работы.

7. Выбрать схему и режим работы комбайна (скорость движения при фрезеровании и глубину фрезерования), обеспечивающие наибольшую его производительность.

8. Начертить на листе формата А4 схему работы комбайна, при которой обеспечивается наибольшая его производительность.

4. КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ К ЛАБОРАТОРНОЙ РАБОТЕ

1. Какую конструктивно-компоновочную схему имеют фрезерные комбайны фирмы «Krupp»?
2. Какую конструктивно-компоновочную схему имеют фрезерные комбайны фирмы «MAN TAKRAF»?
3. Какую конструктивно-компоновочную схему имеют фрезерные комбайны фирмы «Wirtgen»?
4. Какую конструктивно-компоновочную схему имеют фрезерные комбайны фирмы «Voest Alpine»?
5. Почему необходимо осуществлять переход с поточной схемы работы фрезерного комбайна на цикличную?
6. Какой параметр определяет необходимость перехода с поточной схемы работы фрезерного комбайна на цикличную?
7. От каких факторов и параметров зависит производительность фрезерного комбайна?

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАНЫХ И РЕКОМЕНДУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Проектирование карьеров: Учебник / К.Н.Трубецкой, Г.Л. Краснянский, В.В. Хронин, В.С.Коваленко. – 3-е изд., перераб. – 2009.- М.: Высш. шк. - 694 с.: ил.

2. Справочник. Открытые горные работы/ К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Винницкий, Н.Н. Мельников и др. – 1994 -М.: Горное бюро.- 590 с.: ил.

3. Пихлер М., Панкевич Ю.Б. Технология и схемы ведения горных работ при использовании комбайнов 2100 и 2200SM фирмы Wirtgen GmbH.// Горная промышленность.- 2001. - № 4. – с.13-16.

4. Пихлер М., Панкевич Ю.Б. Некоторые технологические особенности работы комбайнов Wirtgen Surface Miner на открытых разработках.// Горная промышленность.- 2005.- № 1.

5. Коваленко С.К., Штейнцайг Р.М., Шендеров А.И., Александров А.А. К вопросу оценки эффективности схем горного производства на базе машин типа КСМ //Горная промышленность.- 1997.- № 3.

6. Коваленко С.К. Эффективность применения машин типа КСМ в схемах поточного производства горных работ// Горная промышленность.- 1997.- № 2.

7. Поточная технология горных работ на карьерах (современная карьерная техника фирмы Voest Alpine)// Горная промышленность.-1996.- № 2.

Министерство науки и высшего образования РФ
ФГБОУ ВО
«Уральский государственный
горный университет»

Ю. И. Лель, Н. В. Мартынов

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Учебно-методическое пособие
по выполнению курсового проекта
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»
всех форм обучения

Екатеринбург
2019

Министерство науки и высшего образования РФ
ФГБОУ ВО
«Уральский государственный горный университет»

Ю. И. Лель, Н. В. Мартынов

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Учебно-методическое пособие
по выполнению курсового проекта
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»
всех форм обучения

Издание УГГУ Екатеринбург, 2019

УДК 622.221
Л 43

Рецензент: *С. В. Исаков*, канд. техн. наук, доцент кафедры разработки месторождений открытым способом УГГУ.

Лель Ю. И., Мартынов Н. В.

Л 43 ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ: учебно-методическое пособие / Ю. И. Лель, Н. В. Мартынов; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 33 с.

В учебно-методическом пособии дается содержание курсового проекта по дисциплине, порядок решения главных его задач и необходимый для расчетов минимум справочно-информационных материалов. Приводятся примеры графической части проекта и решения отдельных задач, требования к оформлению проекта.

Учебно-методическое пособие составлено в соответствии с рабочей программой дисциплины «Процессы открытых горных работ» и требованиями Государственного образовательного стандарта высшего образования к обязательному минимуму содержания и уровня подготовки специалистов по специализации «Открытые горные работы» направления 21.05.04 – «Горное дело».

УДК 622.221

© Лель Ю. И., Мартынов Н. В., 2019
© Уральский государственный горный университет, 2019

Введение

Целью курсового проектирования является закрепление и систематизация теоретических знаний, полученных при изучении дисциплины «Процессы открытых горных работ», развитие навыков самостоятельного решения инженерных задач, использования технической литературы, справочных и нормативных материалов, достижений научно-технического прогресса и передового опыта.

Проект выполняется на основе раздела «Подготовка горных пород к выемке» дисциплины «Процессы открытых горных работ».

Тема курсового проекта: «Расчет параметров буровзрывных работ на карьере».

Для горнотехнических условий разработки в соответствии с заданием на проектирование решаются *следующие задачи*:

– обоснование и выбор вида бурения, модели бурового станка и диаметра долота;

– обоснование и выбор типа ВВ;

– расчет параметров буровзрывных работ: конструкции и сетки скважин, количества взрывных скважин в ряду и количества рядов на заданном блоке, ширины развала, выхода взорванной горной массы с 1 п. м скважины;

– обоснование схемы коммутации взрывной сети на блоке в соответствии с заданными средствами инициирования;

– расчет безопасных расстояний при ведении взрывных работ;

– расчет потребности во взрывчатых материалах;

– расчет производительности бурового станка и потребного количества смен на обуривание блока.

Основанием для выполнения проекта является задание на проектирование, выдаваемое руководителем индивидуально каждому студенту (прил. 1).

Проект состоит из расчетно-пояснительной и графической частей и оформляется строго по действующим ГОСТам.

Текстовая часть проекта оформляется в виде брошюрованной записки. Записка должна иметь следующее:

1. Оформленный по правилам титульный лист, выполняемый в туши или на принтере. Образец оформления титула дан в прил. 2.
2. Оригинал задания на проектирование (прилагается к записке между титульным и первым листом).
3. Оглавление с перечислением всех разделов записки и их постраничного размещения. Размещается после задания на проектирование.
4. Текст с расчетами, обоснованием, схемами.
5. Список использованной литературы.

Текст пишется на одной или двух сторонах листа нелинованной белой бумаги стандартных размеров (формат 297 × 210 мм) чернилами одного цвета

(кроме красного) или печатается на принтере. На листе оставляются поля: слева 30 мм, справа – 10 мм, сверху – 20 мм и снизу – 25 мм.

Страницы нумеруются, номера ставятся внизу, по центру страницы.

Первым является лист с оглавлением.

Текст пишется аккуратно, без помарок и зачеркиваний. Изложение текста должно быть литературным, сжатым, грамотным. Не допускаются сокращения слов, за исключением общепринятых обозначений. Предложения строятся в безлично-именной форме.

Таблицы, рисунки и схемы, помещенные в записку, нумеруются и им даются наименования по содержанию. В тексте на них даются ссылки. Нумерацию имеют все формулы, разделы нумеруются и имеют те же заголовки, что и в приведенном далее тексте. Рисунки, таблицы, формулы нумеруются последовательно по разделам. Например, первый рисунок в разделе 1 имеет нумерацию 1.1, второй – 1.2 и т. д. Первая таблица раздела 2 имеет номер 2.1, вторая – 2.2 и т. д. Аналогично нумеруются формулы.

При аналитических расчетах сначала записывается формула с буквенными обозначениями параметров, ставится знак равенства, подставляются значения параметров и пишется результат вычислений. Ниже формулы дается расшифровка параметров и обоснование их значений (примеры смотри далее в тексте руководства).

Графическая часть представляется чертежами, выполненными на листах формата А4 (прил. 4, рис. П. 4.1, П. 4.2), в стандартном масштабе. Размеры на чертежах наносятся с точностью, принятой для измерения данного параметра.

1. Выбор вида бурения и диаметра долота

1. Для заданных горнотехнических условий выбирается диаметр скважины, как один из основополагающих параметров, определяющих эффективность и качество буровзрывных работ.

Поскольку четко выраженной зависимости для определения требуемого диаметра скважин от горнотехнических условий не существует, выбор диаметра осуществляется на основе технико-экономических расчетов вариантов. В данной работе не рассматриваются экономические, а только технические и технологические аспекты буровзрывных работ.

1.1. На первом этапе выбирается вид бурения: шнековый ($П_б \leq 8$), шарошечный ($16 \geq П_б \geq 8$), пневмоударный ($П_б \geq 16$) в зависимости от относительного показателя трудности бурения ($П_б$), который определяется по эмпирическому выражению

$$П_б = 0{,}07(\sigma_{сж} + \sigma_{сд}) + 0{,}7\gamma. \qquad (1.1)$$

где $\sigma_{сж}$ и $\sigma_{сд}$ – пределы прочности породы при одноосном сжатии и сдвиге, МПа; γ – плотность породы, т/м^3.

Для более полного учета других факторов, влияющих (помимо $П_6$) на выбор способа бурения, следует ознакомиться с источниками [1, с. 74-103] и [4, с. 23-59].

1.2. После выбора способа бурения принимается для дальнейших расчетов диаметр долота (скважины) исходя из технологических параметров станков вращательного (прил. 3, табл. П. 3.1), шарошечного (прил. 3, табл. П. 3.2) или пневмоударного (прил. 3, табл. П. 3.3, П. 3.4) бурения. Выбор диаметра скважины – многоплановая технико-экономическая задача. Наибольшее влияние на выбор диаметра оказывает трещиноватость и крепость взрываемого массива. Современный опыт буровзрывных работ на карьерах показывает, что:

а) в крепких породах I–II категорий трещиноватости стремятся применить возможно больший диаметр скважины 250–350 мм;

б) в слабых и ниже средней крепости породах, не требующих большого удельного расхода ВВ, той же I–II категорий трещиноватости применение скважин 300 мм и более оказывается неэффективным;

в) типичным для пород II и III категорий трещиноватости являются диаметры скважин 200–250 мм;

г) в крупноблочных породах IV и V категорий с точки зрения качества дробления эффективны диаметры скважин 120–170 мм. Однако их применение ограничивается, как правило, малой и средней производительностью карьера по горной массе (низкий выход взорванной горной массы с 1 п. м скважины).

1.3. Для предварительного выбора диаметра долота при шарошечном бурении можно использовать данные о соотношении оптимального усилия подачи, диаметра долота и показателя трудности бурения (прил. 3, табл. П. 3.5).

1.4. При выборе диаметра и марки шарошечного долота необходимо учитывать следующее. В зависимости от типа буримых пород наружные рабочие поверхности шарошек (вооружение) имеют зубья различной формы и размеров. Это отражается в обозначении долота следующими буквами:

М – для мягких пород;

МС – мягких пород с пропластками пород средней твердости;

МЗ – мягких абразивных пород;

МЗС – мягких абразивных пород с пропластками средней твердости;

С – пород средней твердости;

СТ – пород средней твердости с пропластками твердых;

СЗ – абразивных пород средней твердости;

Т – твердых пород;

ТЗ – твердых абразивных пород;

ТК – твердых пород с пропластками крепких;

К – крепких пород;

ОК – очень крепких пород.

Шарошки долот Т, СТ, МС и М имеют фрезерованные зубья, наплавленные твердым сплавом, и отличаются друг от друга количеством и размерами зубьев. Зубья шарошек МЗ, СЗ, ТКЗ, К и ОК выполнены в виде запрессованных в тело шарошек твердосплавных штырей с клиновидной (МЗ, СЗ и ТЗ – угол клина 90°) или сферической (К, ОК) рабочей поверхностью. Шарошки долот МЗС и ТК имеют чередующиеся фрезерованные и вставные зубья.

В зависимости от расположения и конструкции продувочных каналов шарошечные долота бывают с центральной (П) и боковой (ПГ) продувкой, а опоры шарошек могут быть с телом качения (В), на двух и более подшипниках скольжения (С) или содержать упорный подшипник скольжения (УПС).

В настоящее время большинство долот диаметром 200 мм и выше выполнено на опорах, имеющих следующую схему: роликовый подшипник – шариковый (замковый) подшипник – роликовый подшипник (Р–Ш–Р).

Марка долота 228 МЗ-ПГВ обозначает долото диаметром 228 мм с вооружением МЗ, с боковой продувкой опор (ПГ).

У долот с центральной продувкой подвод воздуха к забою осуществляется через центральное отверстие. Кроме того, в лапах и их цапфах выполняются специальные каналы, по которым до 20-25 % общего расхода воздуха поступает в опоры шарошек. Это способствует их охлаждению и предотвращает попадание в них частиц выбуренной породы.

2. Выбор типа взрывчатых веществ (ВВ)

Характеристики основных типов ВВ для открытых горных работ приведены в прил. 3, табл. П. 3.6. Тип ВВ выбирается с учетом обводненности и горнотехнических свойств массива, а также диаметра скважин. При малых диаметрах скважин и большой крепости пород целесообразно принимать ВВ с большими мощностными характеристиками. Также следует учитывать величину кислородного баланса.

Более полное представление о свойствах ВВ и области их применения можно получить по данным литературных источников [3, с. 228-250], [4, с. 83-121] и [11, с. 22-26].

3. Расчет параметров взрывных работ на блоке

Общие требования к проектированию взрывных работ изложены в прил. 5.

Для выбранного диаметра долота, типа ВВ и заданных горнотехнических условий проводятся проектные расчеты в следующей последовательности.

3.1. Определяют параметры скважины:

а) диаметр скважины (d_c, мм)

$$d_с = d_д\, k_{разб}, \quad (3.1)$$

где $d_д$ – диаметр долота, мм; $k_{разб}$ – коэффициент разбуривания принимается в зависимости от крепости пород (f):

f	4	6	8-10	12-14	16
$k_{разб}$	1,05	1,04	1,037-1,031	1,030-1,021	1,02

б) длина перебура ($l_{пер}$, м)

$$l_{пер} = d_с\, k_{пер}, \quad (3.2)$$

где $k_{пер}$ – коэффициент перебура принимается в зависимости от взрываемости пород (прил. 3, табл. П. 3.7).

в) длина скважин при вертикальном бурении ($l_с$, м)

$$l_с = h_у + l_{пер}, \quad (3.3)$$

где $h_у$ – высота уступа, м.

Примечание. В случае принятия после дальнейших расчетов наклонного бурения

$$l_с = \frac{h_у + l_{пер}}{\sin\alpha}, \quad (3.4)$$

где α – принятый угол наклона скважин к вертикали (обычно равен углу откоса рабочего уступа $\alpha_р$).

3.2. Определяется длина скважинного заряда ($l_{зар}$, м)

$$l_{зар} = l_с - l_{заб}, \quad (3.5)$$

где $l_{заб}$ – длина забойки (м); принимается в зависимости от класса пород по взрываемости (прил. 3, табл. П. 3.8).

3.3. Определяется расчетный (проектный) расход принятого ВВ ($q_п$, кг/м^3)

$$q_п = q_э k_{ВВ} k_д k_\alpha \cdot \frac{\gamma}{2,6}, \quad (3.6)$$

где $q_э$ – удельный расход эталонного ВВ (граммонит 79/21). Принимается в зависимости от трещиноватости, взрываемости, крепости и плотности пород по данным прил. 3, табл. П. 3.9; $k_{ВВ}$ – коэффициент работоспособности принятого ВВ (прил. 3, табл. П. 3.10); $k_д$ – коэффициент, учитывающий принятый диаметр скважин по сравнению с эталонным (прил. 3, табл. П. 3.11); k_α – коэффициент, учитывающий угол наклона скважины: при вертикальном бурении $k_\alpha = 1$, при наклонном – $k_\alpha = 0,93…0,95$; γ – плотность породы, т/м^3.

3.4. Определяется величина преодолеваемой линии сопротивления по подошве уступа (W, м)

$$W = 0,9\sqrt{\frac{P}{q_п}}, \quad (3.7)$$

где P – удельная вместимость скважины, кг/м;

$$P = 7,85 d_с^2 \Delta, \quad (3.8)$$

где Δ – плотность заряда в скважине, кг/дм^3 (прил. 3, табл. П. 3.6); $d_с$ – диаметр скважины, дм.

3.5. Проверяется выполнение условия

$$W \geq W_{min}, \tag{3.9}$$

где W_{min} – минимально необходимая величина линии сопротивления по подошве, определяемая из условия расположения бурового станка на безопасном расстоянии от верхней бровки уступа, м;

$$W_{min} = h_б \text{ctg}\alpha_р + \tilde{N}, \tag{3.10}$$

где $\alpha_р$ – рабочий угол откоса уступа, град.; C – безопасное расстояние скважины от верхней бровки уступа, м;

$$\tilde{N} = h_б \left(\text{ctg}\alpha_б - \text{ctg}\alpha_р\right) \geq 3 \text{ i}; \tag{3.11}$$

где $\alpha_у$ – устойчивый угол откоса уступа, град.

В случае, если $W < W_{min}$, изменяются принятые ранее параметры: а) увеличивается диаметр скважины и, следовательно, ее удельная вместимость (P); б) выбирается более мощное ВВ с высокой плотностью заряжания; в) применяется наклонное бурение либо спаренные по первому ряду скважины.

После выполнения условия $W \geq W_{min}$ значения W, P и $q_п$ принимаются в качестве проектных.

3.6. Определяются параметры сетки скважин.

3.6.1. Расстояние между скважинами в ряду (a, м)

$$a = \frac{Q_з}{q_п h_у W}, \tag{3.12}$$

где $Q_з$ – масса заряда в скважине, кг;

$$Q_з = P l_{зар}. \tag{3.13}$$

Полученное значение a проверяется по допустимому коэффициенту сближения скважин m

$$m = a/W. \tag{3.14}$$

В легковзрываемых породах m = 1,1…1,2; в средневзрываемых – m = = 1,0…1,1; в трудновзрываемых – m = 0,85…1,00.

3.6.2. Расстояние между рядами скважин (b, м)

$$b = \frac{Q_з}{q_п h_у a k_з}, \tag{3.15}$$

где $k_з$ – коэффициент увеличения удельного расхода ВВ во втором и последующих рядах скважин.

При наклонном бурении $k_з$ = 1,0; при вертикальном бурении в породах I-III категорий трещиноватости $k_з$ = 1,05…1,10; в породах IV-V категорий трещиноватости $k_з$ = 1,12…1,15.

3.7. По заданным размерам взрывного блока определяется необходимое количество скважин в ряду ($n_с$, шт.), количество рядов скважин ($n_р$, шт.) и в масштабе вычерчивается расположение взрывных скважин на уступе в плане и разрезе (прил. 4, рис. П. 4.3).

$$n_{\text{с}} = \frac{L_{\text{б}}}{a} + 1, \qquad (3.16)$$

где $L_{\text{б}}$ – длина взрывного блока, м; a – расстояние между скважинами в ряду, м.

Количество рядов при заданной ширине взрывного блока (B, м)

$$n_{\text{р}} = \frac{B - W}{b} + 1, \qquad (3.17)$$

где W – величина преодолеваемой линии сопротивления по подошве уступа, м; b – расстояние между рядами скважин, м.

3.7.1. Полученное число рядов скважин округляется до ближайшего большего целого и рассчитывается фактическая ширина взрывного блока ($B_{\text{ф}}$, м)

$$\hat{A}_{\text{б}} = W + \left(n_{\text{р}} - 1\right)\, b. \qquad (3.18)$$

3.8. В соответствии с заданием конструируется и вычерчивается схема соединения зарядов при короткозамедленном взрывании (КЗВ). В качестве средств инициирования используется детонирующий шнуром или неэлектрические системы инициирования (НСИ) типа «Нонель», СИНВ и Эдилин. Особенности применения различных средств инициирования и различных схем соединения зарядов изложены в источнике [4, с. 240-257]. Характеристика промежуточных детонаторов (прессованных шашек) для взрывания детонирующим шнуром приведена в прил. 3, табл. П. 3.12. Примеры схемы коммутации и оформления чертежей приведены в прил. 4, рис. П. 4 4.

Интервал замедления (τ) определяется в зависимости от величины линии сопротивления по подошве (W, м) и взрываемости пород по соотношениям:

- для легковзрываемых пород $\tau = (5\ldots6)W$, мс;
- средневзрываемых пород $\tau = (3\ldots4)W$, мс;
- трудновзрываемых пород $\tau = (2{,}0\ldots2{,}5)W$, мс;
- весьма и исключительно трудновзрываемых пород $\tau = (1{,}5\ldots2{,}0)W$, мс.

Расчетное значение τ следует округлять до ближайшего из стандартных замедлений [1, с. 122-124].

Стандартное время замедления РП-8: 10, 20, 35, 50, 75, 100, 125 мс.

Стандартное время замедления РП-Н: 20, 35, 50 мс.

Стандартное время замедления РП-Д: 20, 30, 45, 60, 80, 100 мс.

Время замедления в системе «Нонель»: 0, 17, 25, 42, 67, 109, 176 мс.

Время замедления внутрискважинных замедлителей системы «Нонель» от 75 до 500 с интервалом через 25 мс.

3.9. Определяются следующие показатели взрывных работ:

3.9.1. Ширина развала от первого ряда скважин ($B'_{\text{р}}$, м)

$$B'_{\text{р}} = k_{\text{з}} k_{\text{в}} h_{y} \sqrt{q_{\text{п}}}\,, \qquad (3.19)$$

где $k_{\text{з}}$ – коэффициент дальности отброса породы, зависящий от принятого интервала замедления (τ, мс) между скважинами в ряду:

Интервал замедления τ, мс	0	10	25	50	≥ 75
$k_з$	1,00	0,95	0,90	0,85	0,80

$k_в$ – коэффициент, зависящий от взрываемости породы. Для легковзрываемых пород $k_в$ = 3,0…3,5; для средневзрываемых – $k_в$ = 2,5…3,0; для трудновзрываемых – $k_в$ = 2,0…2,5; $q_п$ – расчетный (проектный) расход ВВ, кг/м^3; h – высота уступа, м.

3.9.2. Фактическая ширина развала

$$B_р = B'_р + (n_р - 1)b. \quad (3.20)$$

Примечание. В практической деятельности величину ширины развала планируют с целью согласования различных задач: улучшения качества дробления (за счет создания «подпорной стенки»); погрузки развала за определенное количество проходов экскаватора при рациональной ширине заходки; обеспечения требуемой (особенно в стесненных условиях) ширины рабочей площадки и т. п.

3.9.3. Высота развала ($h_р$, м) при многорядном взрывании на свободный откос и соблюдении фактических и расчетных параметров W и $q_п$ согласно [1, с. 101-102] составляет: при $n_р$ = 2÷3 $h_р = (0{,}6 \div 1{,}0)h_у$, при увеличении числа рядов скважин более трёх $h_р = (1{,}05 \div 1{,}30)h_у$, при завышенном фактическом значении W, а также при взрывании на «подпорную стенку» высота развала может достигать $h_р = (1{,}15 \div 1{,}40)h_у$.

При графическом изображении развала взорванной горной массы (прил. 4, рис. П. 4.5) следует соблюдать соотношение

$$\frac{S_б}{S_á} = \frac{S_б}{B_ô h_у} \approx k_р, \quad (3.21)$$

где $S_р$ – площадь поперечного сечения развала взорванной горной массы, м^2; $S_б$ – площадь поперечного сечения взрывного блока, м^2; $B_ф$ – фактическая ширина взрывного блока, м; $h_у$ – высота уступа, м; $k_р$ – средний по блоку коэффициент разрыхления взорванной горной массы: $k_р$ = 1,10÷1,20 для легковзрываемых пород; $k_р$ = 1,25÷1,45 – для средне- и трудновзрываемых пород; $k_р$ = 1,45÷1,60 – для весьма и исключительно трудновзрываемых пород.

3.9.4. Объем взрываемого блока ($V_б$, м^3)

$$V_б = L_б B_ф h_у, \quad (3.22)$$

где $L_б$ – длина взрывного блока, м; $B_ф$ – фактическая ширина взрывного блока, м.

3.9.5. Выход взорванной горной массы с 1 п. м скважины ($q_{г.м}$, м^3/м)

$$q_{ã.ì} = \frac{V_á}{\sum_1^n l_с}, \quad (3.23)$$

где $l_с$ – длина скважины, м; n – количество скважин на блоке.

$$n = n_р n_с, \quad (3.24)$$

где $n_р$ – количество рядов скважин; $n_с$ – количество скважин в ряду.

4. Расчет потребности во взрывчатых материалах

4.1. Необходимое количество ВВ в расчете на взрывной блок ($Q_б$, кг)

$$Q_б = \sum_1^n Pl_{зар} = q_п V_б, \qquad (4.1)$$

где P – удельная вместимость скважины, кг/м; $l_{зар}$ – длина заряда, м; n – количество взрывных скважин на блоке; $q_п$ – расчетный (проектный) расход ВВ, кг/м^3; $V_б$ – объем взрывного блока, м^3.

4.2. Потребность в средствах инициирования рассчитывается в зависимости от применяемых средств и схемы инициирования.

4.2.1. Инициирование детонирующим шнуром (ДШ).

Общее количество ДШ ($L_{дш}$, м) на взрывной блок

$$L_{дш} = k_{зап}(L_м + L_{сек} + L_{скв}), \qquad (4.2)$$

где $L_м$, $L_{сек}$, $L_{скв}$ – суммарные длины, соответственно, магистрального, секционного и скважинного шнуров, м; $k_{зап}$ = 1,1÷1,2 – коэффициент запаса.

При определении длины ДШ необходимо учитывать следующее:

а) при взрывании скважин глубиной более 15 м нитка ДШ дублируется (в соответствии с ЕПБ);

б) при заряжании ДШ должен выходить из скважины на длину 1,0÷1,5 м для соединения с секционным или магистральным ДШ;

в) длины $L_{сек}$ и $L_м$ рассчитываются по принятой схеме коммутации, которая вычерчивается в масштабе полностью либо фрагментарно;

г) в соответствии с принятой схемой коммутации зарядов определяется необходимое количество пиротехнических реле времени.

4.2.2. При инициировании с помощью ударно-волновой трубки (УВТ) необходимо учитывать следующее:

а) общая длина УВТ определяется в соответствии с принятой схемой коммутации сети с учетом требований к ДШ;

б) количество детонаторов и разъединителей на поверхности сети, а также внутрискважинных (донных) детонаторов определяется в зависимости от схемы взрывания.

5. Расчет безопасных расстояний при ведении взрывных работ

5.1. Расстояние, опасное для людей по разлету кусков породы при взрывании скважинных зарядов ($R_р$, м), определяется по формуле

$$R_б = 1250\ \eta_{çàð}\sqrt{\frac{fd_ñ}{(1+\eta_{çàá})à}}, \qquad (5.1)$$

где $\eta_{çàð} = \dfrac{l_{çàð}}{l_{çàá}}$ – коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом; f – коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова; $d_с$ – диаметр скважины, м; $\eta_{заб}$ – коэффициент заполнения скважины забойкой;

при полной (проектной) забойке $\eta_{заб} = 1$, при взрывании без забойки – $\eta_{заб} = 0$; a – расстояние между скважинами в ряду, м.

Примечание. Для шпуровых и скважинных зарядов согласно ЕПБ $R_р \geq 300$ м.

5.2. Сейсмически безопасное расстояние ($R_с$, м)

$$R_с = k_г k_п \alpha \sqrt[3]{Q}, \qquad (5.2)$$

где $k_г$ – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания (сооружения); $k_с$ – коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки; α – коэффициент, зависящий от условий взрывания; Q – общая масса одновременно взрываемых зарядов, кг.

Значения коэффициента $k_г$

Скальные породы плотные, ненарушенные	5
Скальные породы, нарушенные, неглубокий слой мягких грунтов на скальном основании	8
Необводненные песчаные и глинистые грунты глубиной более 10 м	12
Почвенные обводненные грунты и грунты с высоким уровнем грунтовых вод	15
Водонасыщенные грунты	20

Примечание. В тех случаях, когда характеристика грунта не в полной мере соответствует приведенной выше или известна ориентировочно, следует для расчета принимать ближайшее большее значение коэффициента $k_г$.

Значения коэффициента $k_с$

Одиночные здания и сооружения производственного назначения с железобетонным или металлическим каркасом	1,0
Одиночные здания высотой не более 2-3-х этажей с кирпичными и подобными стенами	1,5
Небольшие жилые поселки	2,0

Значения коэффициента α

Камуфлетный взрыв и взрыв на рыхление	1,0
Взрыв на выброс	0,8
Взрыв полууглубленного заряда	2,0

Примечание. При размещении заряда в воде или в водонасыщенных грунтах значение коэффициента α следует увеличить в 1,5–2,0 раза.

5.3. Безопасное расстояние по действию ударной воздушной волны (УВВ).

5.3.1. Для людей (R_{min}, м)

$$R_{min} = 15\sqrt[3]{Q}, \qquad (5.3)$$

где Q – общая масса одновременно взрываемых зарядов, кг.

5.3.2. Для зданий и сооружений ($R_в$, м)

$$R_в = k_{заб} k_м d_с \sqrt[3]{n}, \qquad (5.4)$$

где $k_{заб}$ – коэффициент забойки. Принимается в зависимости относительной длины забойки:

Относительная длина забойки (в диаметрах заряда).....	0	5	10	15
$k_{заб}$	3000	2000	600	400

$k_м$ – коэффициент метеоусловий: для зимы – $k_м = 3$, для остальных сезонов – $k_м = 2$; $d_с$ – диаметр скважины, м; n – число одновременно взрываемых скважин.

6. Расчет производительности и парка буровых станков

Расчет производительности буровых станков осуществляется в следующей последовательности.

6.1. Станки шнекового (вращательного) бурения.

6.1.1. Определяется теоретическая (механическая) скорость бурения ($v_м$, м/ч)

$$v_м = \frac{7{,}5 P_р n_в}{100 П_б^2 d_д^2}, \quad (6.1)$$

где $P_р$ – расчетное осевое усилие подачи, кН; $n_в$ – расчетная частота вращения бурового става, $с^{-1}$; $d_д$ – диаметр долота, м; $П_б$ – относительный показатель трудности бурения пород.

Расчетное усилие подачи должно находится в пределах

$$P_{min} \le P_р \le P_{max}, \quad (6.2)$$

где P_{min} – минимально необходимое усилие подачи для бурения заданных пород, кН; P_{max} – максимально возможное усилие подачи по техническим характеристикам выбранного типа станка, кН (прил. 3, табл. П. 3.1).

Минимально необходимое осевое усилие (P_{min}, кН) определяется по формуле В. В. Ржевского

$$P_{min} = 5 П_б F_з, \quad (6.3)$$

где $F_з$ – площадь затупления резцов, $см^2$; $F_з$ принимается в зависимости от буримости пород в следующих пределах: при $П_б = 1 \div 2$ $F_з = 0{,}5 \div 1{,}0$ $см^2$; при $П_б = 3 \div 4$ $F_з = 1{,}5 \div 2{,}0$ $см^2$; при $П_б = 5 \div 7$ $F_з = 2{,}5 \div 3{,}0$ $см^2$.

Расчетное осевое усилие ($P_р$, кН) принимается равным или близким оптимальному $P_о$

$$P_р \approx P_о = p_{уд} d_д, \quad (6.4)$$

где $p_{уд}$ – удельное в расчете на 1 см диаметра резца оптимальное осевое усилие для пород различной крепости по шкале М. М. Протодьяконова, кН/см (табл. 6.1); $d_д$ – диаметр долота, см.

Расчетная частота вращения бурового става ($n_в$, $с^{-1}$) принимается близкой или равной оптимальной при заданной крепости пород и согласуется с возможностями станка (прил. 3, табл. П. 3.1).

Таблица 6.1

Область оптимальных значений $p_{уд}$ и $n_в$ для станков СБР

Крепость пород f	Удельное оптимальное усилие подачи $p_{уд}$, кН/см	Оптимальная скорость вращения долота $n_в$, $с^{-1}$
1	0,5	4,5
2	1,7	3,4
3	2,6	2,5
4	3,7	1,9
5	4,8	1,4
6	5,8	1,0
7	6,7	0,7

Примечание. Например, при крепости пород f = 3, диаметре долота 160 мм, показателе по буримости $П_б$ = 4 минимально необходимое усилие составит P_{min} = 5·4·2= 40 кН, расчетное $P_р$ = 2,6·1,6 = 41,6 кН, максимально возможное для станка СБР-160А-24-65 кН. Принятый станок обеспечивает необходимые параметры бурения

6.1.2. Техническая в заданных условиях скорость бурения ($v_т$, м/ч) определяется с учетом понижающих коэффициентов

$$v_т = v_м k_о k_н k_т, \qquad (6.5)$$

где $k_о$ = 0,95÷0,98 – коэффициент, учитывающий обводненность массива; $k_н$ – коэффициент, учитывающий наклон скважин: при вертикальном бурении $k_н$ = 1,0; при наклонном – $k_н$ = 0,90÷0,92; $k_т$ – коэффициент, учитывающий трещиноватость пород: для I категории по трещиноватости $k_т$ = 0,90÷0,92; для II категории – $k_т$ = 0,92÷0,94; для III категории – $k_т$ = 0,95÷0,97; для IV категории $k_т$ = 0,98; для V категории $k_т$ = 1,0.

Примечание. В случае, если выбранный тип станка не обеспечивает требуемые параметры бурения, необходимо переходить на станки шарошечного бурения.

6.2. Станки шарошечного бурения.

6.2.1. Механическая скорость бурения ($v_м$, м/ч)

$$v_м = \frac{P_р n_в^{0,8}}{П_б^{1,6} d_д}, \qquad (6.6)$$

где $P_р$ – расчетное осевое усилие, кН; $n_в$ – расчетное (оптимальное) значение частоты вращения бурового става, $мин^{-1}$. Оптимальное значение $n_в$ определяется по графику (прил. 3, рис. П. 3.1) в зависимости от $П_б$ и $d_д$ и принимается в расчетах не выше технических возможностей бурового станка (прил. 3, табл. П. 3.2).

Расчетное (оптимальное) значение осевого усилия ($P_р$, кН) определяется по формуле

$$P_р = k П_б d_д, \qquad (6.7)$$

где k – коэффициент, учитывающий буримость пород и соответствующий следующим значениям:

$П_б$	8	10	12	14	16	18
k	0,700	0,725	0,750	0,775	0,800	0,825

Проверяется условие

$$P_{\min} \le P_{\text{р}} \le P_{\max}, \tag{6.8}$$

где $P_{\min}$ – минимальное осевое усилие, кН. Определяется из условия

$$P_{\min} = (0{,}6 \div 0{,}7) f d_{\text{д}}, \tag{6.9}$$

где f – крепость пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова; $d_{\text{д}}$ – диаметр долота, см; $P_{\max}$ – максимальное осевое усилие, кН. Соответствие $P_{\text{р}}$ и $P_{\max}$ проверяется по двум факторам: а) по техническим возможностям станка (прил. 3, табл. П. 3.2); б) по прочности шарошек, исходя из условия

$$P_{\max} = 0{,}55 d_{\text{д}}^2. \tag{6.10}$$

6.2.2. Техническая скорость бурения рассчитывается с учетом понижающих коэффициентов, аналогично шнековому бурению и проверяется по расходу воздуха на продувку скважины (производительности компрессора).

В зависимости от производительности компрессора скорость бурения определяется из выражения

$$v_{\text{á}} = \frac{4{,}62 Q_{\text{ê}} \gamma_{\text{â}} \mu}{d_{\text{ñ}}^2 \gamma}, \tag{6.11}$$

где $Q_{\text{к}}$ – производительность компрессора, м^3/с (прил. 3, табл. П. 3.2); $\gamma_{\text{в}}$ – плотность воздушной или воздушно-водяной смеси исходящего из скважины потока, кг/м^3. При воздушной продувке $\gamma_{\text{в}} \approx 1{,}3$ кг/м^3; при воздушно-водяной (при среднем расходе поды 0,05–0,08 л/с) $\gamma_{\text{в}} \approx 1{,}4 \div 1{,}5$ кг/м^3; μ – массовая доля частиц породы в потоке смеси ($\mu = 0{,}4 \div 0{,}6$); $d_{\text{с}}$ – диаметр скважины, м; γ – плотность буримых пород, т/м^3.

Если окажется, что расчетная техническая скорость бурения ($v_{\text{т}}$) выше, нежели допустимая по производительности компрессора ($v_{\text{б}}$), то скорость бурения пересчитывается за счет изменения режимов бурения: уменьшения осевого усилия (целесообразно в легко- и среднебуримых породах) либо снижения скорости бурения (в крепких породах). Окончательно принимается техническая скорость ($v_{\text{т}}$) и режимы бурения ($P_{\text{р}}$ и $n_{\text{в}}$).

Пример. Станком СБШ-250МНА-32 бурятся вертикальные скважины глубиной 18 м, диаметр долота 244,5 мм, плотность пород 2,5 т/м^3, крепость f = 12, показатель буримости $П_б$ = 14. Массив сухой, IV категории трещиноватости.

Максимальное осевое усилие согласно технической характеристике станка $P_{\max}$ = = 300 кН, по прочности шарошек $P_{\max} = 0{,}55 \cdot 24{,}45 = 330$ кН. Расчетное (оптимальное) осевое усилие $P_{\text{р}} = 0{,}75 \cdot 14 \cdot 24{,}45 = 257$ кН.

Оптимальная частота вращения долота по графику (прил. 3, рис. П. 3.1) $n_{\text{в}}$ = 140 мин$^{-1}$ соответствует техническим возможностям станка.

Механическая скорость бурения

$$v_{\text{м}} = \frac{257 \cdot 140^{0,8}}{12^{1,6} \cdot 24,4} = 13,8 \text{ м/ч}.$$

Техническая скорость бурения

$$v_{\text{т}} = 13,8 \cdot 0,97 \cdot 1,0 \cdot 0,98 = 13,1 \text{ м/ч}.$$

Предельно возможная скорость бурения по производительности компрессора ($Q_{\text{к}}$ = = 0,53 м^3/с)

$$v_{\text{б}} = \frac{4,62 \cdot 0,53 \cdot 1,5 \cdot 0,6}{0,244^2 \cdot 2,5} = 14,9 \text{ м/ч}.$$

Окончательно принимаем к расчету скорость бурения $v_{\text{т}}$ = 13,1 м/ч, а рациональные параметры режима бурения: $P_{\text{р}}$ = 257 кН, $n_{\text{в}}$ = 140 мин$^{-1}$.

6.3. Станки ударно-вращательного бурения.

6.3.1. Механическая скорость бурения ($v_{\text{м}}$, м/ч)

$$v_{\text{ì}} = \frac{0,5 \cdot 10^{-3} \omega n_{\text{ó}}}{k_1 \text{Ï}_{\text{á}} d_{\hat{\text{e}}}^2 k_{\hat{\text{o}}}}, \qquad (6.12)$$

где ω – работа единичного удара, Дж; $n_{\text{у}}$ – число ударов коронки в секунду, с$^{-1}$; $d_{\text{к}}$ – диаметр коронки, м; k_1 – коэффициент, учитывающий величину $\text{П}_{\text{б}}$ (при $\text{П}_{\text{б}}$ = 10÷14 k_1 = 1; при $\text{П}_{\text{б}}$ = 15÷17 k_1 = 1,05; при $\text{П}_{\text{б}}$ = 18÷25 k_1 = 1,1); $k_{\text{ф}}$ – коэффициент, учитывающий форму буровой коронки (при трехперых коронках, рекомендуемых для малотрещиноватых пород, $k_{\text{ф}}$ = 1,0; при крестовых, рекомендуемых для трещиноватых пород, $k_{\text{ф}}$ = 1,1).

6.3.2. Техническая скорость бурения с учетом понижающих коэффициентов ($v_{\text{т}}$, м/ч)

$$v_{\text{т}} = v_{\text{м}} k_{\text{о}} k_{\text{н}} k_{\text{т}}. \qquad (6.13)$$

Значения коэффициентов те же, что и в формуле (6.5).

Пример расчета. Породы обводненные, IV категории трещиноватости, показатель по буримости $\text{П}_{\text{б}}$ = 20, скважины вертикальные глубиной 15 м. Станок СБУ-125-24, пневмоударник П-125К (прил. 3, табл. П. 3.3, П. 3.4).

Энергия единичного удара 140 Дж, частота удара 21 с$^{-1}$. Коэффициент, учитывающий величину $\text{П}_{\text{б}}$, k_1 = 1,1; коэффициент, учитывающий форму буровой коронки (крестовую), $k_{\text{ф}}$ = 1,1.

Механическая скорость бурения

$$v_{\text{м}} = \frac{0,6 \cdot 10^{-3} \cdot 140 \cdot 21}{1,1 \cdot 20 \cdot 0,125^2 \cdot 1,1} = 4,7 \text{ м/ч}.$$

Техническая скорость бурения

$$v_{\text{т}} = 4,7 \cdot 0,98 \cdot 1,0 \cdot 0,98 = 4,5 \text{ м/ч}.$$

6.4. Сменная производительность станка ($A_{\text{см}}^{\text{б}}$, м/смену) определяется по формуле

$$A_{\text{см}}^{\text{б}} = \left[T_{\text{см}} - \left(T_{\text{пз}} + T_{\text{рег}}\right)\right] v_{\text{т}}, \qquad (6.14)$$

где $T_{\text{см}}$ – длительность смены, ч (принимается самостоятельно); $T_{\text{пз}}$ – время подготовительно-заключительных операций, ч. $T_{\text{пз}}$ = 0,5 ч; $T_{\text{рег}}$ – время регламентированных перерывов, ч. $T_{\text{рег}}$ = 0,3÷0,6 ч; $v_{\text{т}}$ – техническая скорость бурения, м/ч.

6.5. Годовая производительность станка ($A_г^б$, м/год)

$$A_г^б = A_{см}^б N_{см} N_{сут}, \quad (6.15)$$

где $N_{см}$, $N_{сут}$ – количество рабочих смен в сутки и количество рабочих дней в году, соответственно.

Примечание. Режим работы устанавливается самостоятельно и корректируется при необходимости.

6.6. Потребный парк буровых станков ($N_б$, шт.)

$$N_á = \frac{Q_{ã.\,i}}{A_ã^á q_{ã.\,i}}, \quad (6.16)$$

где $Q_{г.\,м}$ – годовая производительность по горной массе, м^3/год; $q_{г.\,м}$ – выход горной массы с 1 п. м скважины, м^3/м.

6.7. Необходимое количество рабочих смен на обуривание заданного блока ($N_{см}^б$)

$$N_{íì}^á = \frac{v_á}{A_{íì}^á q_{ã.\,i}}, \quad (6.17)$$

где $V_б$ – объем взрывного блока, м^3.

7. Технологические показатели проекта

Исходные данные для проектирования и расчетные показатели буровзрывных работ в табл. 7.1.

Таблица 7.1

Технологические показатели проекта

Показатели	Значения
Исходные условия	
Высота уступа $h_у$, м	
Угол откоса уступа, град:	
рабочий $\alpha_р$	
устойчивый $\alpha_у$	
Характеристика пород:	
сопротивление на сжатие $\sigma_{сж}$, Мпа	
сопротивление на сдвиг $\sigma_{сд}$, Мпа	
плотность γ, т/м^3	
класс взрываемости	
Характеристика массива:	
категория трещиноватости	
обводненность	
Размеры взрывного блока, м:	
длина $L_б$	
ширина B	
Схема короткозамедленного взрывания	
Схема инициирования	
Производительность карьера по горной массе $Q_{г.\,м}$, млн м^3/год	

Окончание таблицы 7.1

Показатели	Значения
Расчетные показатели взрывных работ	
Относительный показатель трудности бурения $П_б$	
Модель бурового станка	
Диаметр скважины $d_с$, мм	
Длина, м:	
скважины $l_с$	
перебура $l_{пер}$	
забойки $l_{заб}$	
скважинного заряда $l_{зар}$	
Принятое ВВ	
Проектный расход принятого ВВ $q_п$, кг/м^3	
Удельная вместимость скважины P, кг/м	
Величина линии сопротивления по подошве W, м	
Масса заряда в скважине $Q_з$, кг	
Расстояние между скважинами в ряду a, м	
Расстояние между рядами скважин b, м	
Количество рядов скважин $n_р$	
Количество скважин в ряду $n_с$	
Фактическая ширина взрывного блока $B_ф$, м	
Ширина развала от первого ряда скважин $B'_р$, м	
Фактическая ширина развала $B_р$, м	
Средний по блоку коэффициент рыхления взорванной горной массы $k_р$, м	
Объем взрывного блока $V_б$, м^3	
Выход взорванной горной массы с 1 п. м скважины $q_{г.м}$, м^3/м	
Необходимое количество ВВ в расчете на взрывной блок $Q_б$, кг	
Общая длина ДШ (УВТ) на взрывной блок $L_{дш}$ ($L_{увт}$), м	
Необходимое количество пиротехнических реле времени $N_{рел}$, шт.	
Количество детонаторов и разъединителей на поверхности сети $N_д$, $N_{раз}$, шт.	
Количество внутрискважинных (донных) детонаторов $N_{дв}$, шт.	
Общая масса одновременно взрываемых зарядов Q, кг	
Безопасное расстояние для людей по разлету кусков породы $R_р$, м	
Сейсмически безопасное расстояние $R_с$, м	
Безопасное расстояние по действию ударной воздушной волны R_{min}, м	
Безопасное расстояние для зданий и сооружений $R_с$, м	
Расчетные показатели буровых работ	
Теоретическая (механическая) скорость бурения $v_м$, м/ч	
Техническая скорость бурения $v_т$, м/ч	
Сменная производительность бурового станка $A^б_{см}$, м/смену	
Годовая производительность бурового станка $A^б_г$, м/год	
Потребный парк буровых станков $N_б$, шт.	

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Репин Н. Я.* Подготовка горных пород к выемке. Ч. 1: учебное пособие. – М.: Изд-во «Мир горной книги», 2009. – 188 с.; 2009. – 188 с.
2. *Корнилков М. В.* Разрушение горных пород взрывом: конспект лекций. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2008. – 202 с.
3. *Кутузов Б. Н.* Методы ведения взрывных работ. Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом: учебник для вузов. – М.: Изд-во «Горная книга», 2007. – 471 с.
4. *Друкованый М. Ф., Кукиб Б. Н., Куц В. С.* Буровзрывные работы на карьерах: учебник для техникумов. – М.: Недра, 1990. – 367 с.
5. *Технология и безопасность взрывных работ* / «Развитие ресурсосберегающих технологий во взрывном деле»: Мат-лы науч.-техн. конф. IV Уральского горнопромышленного форума, 12-14 сентября 2011 г., г. Екатеринбург. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012. – 305 с.
6. *Егупов А. А.* Использование энергии взрыва при разработке многолетнемерзлых россыпей. – М.: Недра, 1991. – 224 с.
7. *Анистратов Ю. И., Анистратов К. Ю., Щадов М. И.* Справочник по открытым горным работам. – М.: НТЦ «Горное дело», 2010. – 700 с.
8. *Нормативный справочник по буровзрывным работам* / Ф. А. Авдеев, В. Л. Барон, Н. В. Гуров, В. Х. Кантор. – 5-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1986. – 511 с.
9. *ГОСТ 55736-2013.* Оборудование горно-шахтное. Станки для бурения взрывных скважин на открытых горных работах.
10. *Стенин Ю. В., Панфилов Д. С.* Расчеты параметров процесса буровзрывной подготовки горных пород к выемке. Часть 1. Расчет параметров буровых работ: руководство по выполнению лабораторных работ. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2010. – 45 с.
11. *Стенин Ю. В., Панфилов Д. С.* Расчеты параметров процесса буровзрывной подготовки горных пород к выемке. Часть 2. Расчет параметров взрывных работ при транспортной системе разработки: учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2010. – 45 с.

Приложение 1

Бланк задания на выполнение курсового проекта

Уральский государственный горный университет

Кафедра РМОС

ЗАДАНИЕ
на курсовое проектирование

Группа _____ Номер задания _____

Тема проекта*: Расчет параметров буровзрывных работ на карьере*

Исходные условия:

Уступ: высота уступа $h_у$ = м;
угол откоса уступа: рабочий $\alpha_р$ = град;
устойчивый $\alpha_у$ = град.

Характеристика пород:
сопротивление пород на сжатие $\sigma_{сж}$ = МПа;
сопротивление пород на сдвиг $\sigma_{сд}$ = МПа;
плотность $\gamma_п$ = т/м^3
класс взрываемости[1] – ;
категория трещиноватости[2] – ;
обводненность[3] – .
Размеры взрывного блока: длина $L_б$ = м;
ширина B = м.
Схема короткозамедленного взрывания[4] –
Схема инициирования[5] –
Производительность карьера по горной массе $Q_{г.м}$ = млн т/год.

Примечания: [1] Класс взрываемости: I – легковзрываемые; II – средневзрываемые; III – трудновзрываемые; IV – весьма трудновзрываемые; V – исключительно трудновзрываемые.
[2] Категория трещиноватости: I – чрезвычайно трещиноватые; II – сильнотрещиноватые; III – среднетрещиноватые; IV – малотрещиноватые; V – практически монолитные.
[3] Обводненность: С – сухие скважины; О – обводненные скважины.
[4] Схема КЗВ: П – порядная; Д – диагональная.
[5] Схема инициирования: ДШ – детонирующий шнур; УВТ – ударно-волновая трубка.

Руководитель проекта _____ _____
(Ф. И. О.) (подпись)

Дата выдачи задания «____» _____20____ г.

Приложение 2

Образец оформления титульного листа пояснительной записки

15 мм

Минобрнауки РФ

ФГБОУ ВО

«Уральский государственный горный университет»

Кафедра РМОС

25 мм

15 мм

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ
БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРЕ

Курсовой проект
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»

Пояснительная записка

Руководитель

доц., канд. техн. наук — Н. В. Мартынов
(должность, ученая степень)

Студент — П. И. Иванов

Группа: — ОГР-15

15 мм

Приложение 3

СПРАВОЧНЫЕ МАТЕРИАЛЫ

Таблица П. 3.1

Основные технологические параметры станков вращательного (шнекового) бурения

Параметры	Модель бурового станка			
	режущего типа		комбинированные	
	СБР-160А-24	СБР-160Б-32	2СБР-125-30	СБШК-200
Условный диаметр скважины, мм	160	160	115, 125	190, 215
Глубина бурения, м	24	32	30	50
Направление бурения скважины к вертикали, град.	0, 15, 30	0, 15, 30	0, 15, 30	0, 15, 30
Усилие подачи, кН	65	80	До 40	До 196
Частота вращения бурового става, $с^{-1}$	1,7; 2,3; 3,3	1,7; 2,3; 3,3	0–4,2	0,05–3,0
Длина штанги, мм	8390	8390	4200	12000
Масса станка, т	25	32	12	48,2

Таблица П. 3. 2

Основные технологические характеристики станков шарошечного бурения

Параметры	Модель бурового станка					
	3СБШ-200-60	4СБШ-200-40; 5СБШ-200-40	СБШ-250МНА-32 (СБШ-250МН)	СБШ-250-55	СБШ-320-36	СБШ-160-48
Диаметр скважины, мм	215; 244,5	215; 244,5	244,5; 269,9	244,5; 269,9	320	161
Глубина бурения, м	60	40	32	55	36	48
Направление бурения к вертикали, град.	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30
Усилие подачи, кН, не более	300	300	300	350	600	167
Частота вращения долота, $с^{-1}$	0–160	0–150	0–150	0–150	0–120	0–160
Подача компрессора, $м^3/с$	0,417	0,417	0,417	0,417	0,834	0,417
Масса станка, т	62	59	71,5	85	110	40

Таблица П. 3. 3

Основные технологические характеристики станков пневмоударного бурения

Параметры	Модель бурового станка				
	2СБУ-100-32 (СБУ-100Н-35)	3СБУ-100-32	СБУ-100-35; СБУ-100ГА-50	СБУ-125-24; СБУ-125А-32	СБУ-125У-52
Диаметр скважины, мм	100(125)	85, 100, 125	100, 125	125	125–160
Глубина бурения по вертикали, м	32 (35)	32	35,50	24,32	52
Угол наклона скважины, град.	0; 15; 30	Манипулятор	0; 15; 30	0; 15; 30	0–30
Штанга, мм:					
длина	950	950	950	2930	4250
диаметр	83	83	83	89	108
Частота вращения бурового става, $с^{-1}$	0,77	0,65–1,33	0,77	0,37; 0,75	0,41–1,5
Усилие подачи, кН, не более	1,0–6,0	До 25	1,0–6,0	4,5–20	До 50
Тип пневмоударника	П-105К; П-125К	П-105К	П-125К	П-125К	П-125К

Таблица П. 3. 4

Техническая характеристика пневмоударников бесклапанного типа

Параметры	Пневмоударник		
	П-105К	П-125К	П-160А
Номинальный диаметр бурения, мм	105	125	165
Номинальное давление воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5
Работа единичного удара, Дж	96	140	280
Частота ударов, $с^{-1}$	27	21	21
Расход сжатого воздуха, $м^3$/мин	5.5	7,5	12
Ударная мощность, кВт	2,5	2,8	7,9
Наружный диаметр пневмоударника, мм	92	112	142
Масса без долота, кг	20	31	56

Таблица П. 3.5

Соотношение оптимального усилия подачи, диаметра долота и показателя трудности бурения ($П_б$) для отечественных шарошечных станков (по Н. Я. Репину [1])

$П_б$	Диаметр долота, мм	Оптимальное усилие подачи, кН/см
8	215,0	9
10	244,5	11
12	244,5 – 269,9	13
14	269,9	18
16 и выше	320	22

Таблица П. 3.6

Технические характеристики ВВ для открытых горных работ

Наименование ВВ	Кислородный баланс, %	Теплота взрыва, кДж/кг	Объем газов взрыва, л/кг	Плотность, кг/дм^3	Скорость детонации, км/с	Условия применения
Граммонит 79/21	+0,02	4285	895	0,85	3,2-4,0	Сухие скважины
Гранулит АС-4	+0,41	4522	907	0,85-0,90	2,6-3,5	То же
Гранулит АС-8	+034	5191	847	0,87-0,95	3,0-3,6	–"–
Гранулит С-6М	-1,3	3852	980	1,0-1,05	2,5-3,0	–"–
Гранулит АС-4В	+0,35	4622	907	0,80-0,85	3,0-3,5	Непроточная вода до 4 ч
Гранулит АС-8В	-3,3	5233	850	0,80-0,85	2,5-3,6	То же
Гранулотол	-74,0	3642	1045	0,90	4,0-4,6	Заполненные водой скважины
Алюмотол	-76,2	5266	815	0,95	4,0-4,2	То же
Гранитол-1	-43,6	3770	820	0,90-0,95	–	В воде до 6 суток
Гранитол-7А	-52,0	4598	800	0,90-0,95		То же
Горячелющиеся ВВ						
ГЛТ-20	-3,8	3678	905	1,45-1,50	4,9-5,0	Для сухих и обводненных скважин
Карбатол Т-15	-9,6	3427	946	1,4-1,6	4,5-4,8	То же
Карбатол ГЛ-10В	21,4	5684	844	1,55-1,60	4,5-5,0	–"–
Акватол Т-20	-4,6	3176	937	1,25-1,34	4,0-4,5	–"–
Акватол Т-60	-0,4	3782	920	1,40-1,45	5,0-5,5	–"–
Акватол Т-80	0	3941	913	1,45-1,50	5,2-5,5	–"–
Эмульсионные ВВ (порэмиты)	-3,5			1,20-1,35	4,9-5,1	–"–

Таблица П. 3.7

Рекомендуемая длина перебура скважин в зависимости от категории породы по взрываемости (в диаметрах скважин)

Класс пород по взрываемости	Характеристика пород	Категория пород по взрываемости (по В. В. Ржевскому)	Длина перебура (в диаметрах скважин)
I	Легковзрываемые	1,0-5,0	6-8
II	Средневзрываемые	5,1-10,0	8-10
III	Трудновзрываемые	10,1-15,0	10-12
IV	Весьма трудновзрываемые	15,1-20,0	12-14
V	Исключительно трудно-взрываемые	20,1-25,0	14-16

Таблица П. 3.8

Рекомендуемая длина забойки
(по отношению к длине скважины)

Класс пород по взрываемости	Характеристика пород	Относительная длина забойки $l_{заб} / l_c$
I	Легковзрываемые	0,10-0,20
II	Средневзрываемые	0,18-0,25
III	Трудновзрываемые	0,23-0,30
IV	Весьма трудновзрываемые	0,25-0,35
V	Исключительно трудно-взрываемые	0,30-0,40

Таблица П. 3.9

Эталонный удельный расход ВВ ($q_э$)

Категория трещиноватости пород	Взрываемость пород	Плотность, т/м^3	Удельный расход ВВ при крепости пород f, кг/м^3			Средний размер куска (ожидаемый), см
			2-5	6-10	11-20	
I	Легковзрываемые	2,4-2,7	0,30	0,35	0,45	10-15
II	Средневзрываемые	2,5-2,7	0,40	0,50	0,60	16-20
III	Трудновзрываемые	2,6-2,8	0,65	0,75	0,90	21-25
IV	Весьма трудновзры-ваемые	2,6-2,9	0,85	1,00	1,20	26 30
V	Исключительно труд-новзрываемые	2,7-3,0	1,00	1,20	1,40	31-35

Таблица П. 3.10

Значение $k_{ВВ}$ для основных типов ВВ

Тип ВВ	$k_{ВВ}$	Тип ВВ	$k_{ВВ}$
Граммонит 79/21	1,00	Акватол Т-20	1,20
Граммонит 30/70	1,26	Акватол Т-60	1,13
Гранулит АС-4	0,98	Карбатол Т-15	1,42
Гранулит АС-8	0,89	Акватол Т-80	1,08
Гранулит С-6М	1,13	Порэмит	1,20
Гранулотол	1,20	Сибирит	1,20
Алюмотол	0,83	Игданит	1,13

Таблица П. 3.11

Коэффициент влияния диаметра скважин на величину удельного расхода ВВ ($k_д$) (по данным института «Гипроруда»)

Категория пород по трещиноватости	Значения $k_д$ при диаметре скважин, мм						
	125	160	200	243	320	350	400
I	0,93	0,95	0,98	1,00	1,05	1,07	1,10
II	1,03	1,05	1,07	1,13	1,15	1,17	1,20
III	1,08	1,10	1,13	1,16	1,20	1,23	1,25
IV	1,13	1,15	1,17	1,20	1,25	1,27	1,30
V	1,18	1,20	1,23	1,26	1,30	1,32	1,36

Таблица П. 3.12

Характеристика прессованных шашек для инициирования гранулированных и водосодержащих ВВ на открытых горных работах

Условное обозначение шашек	Взрывчатое вещество	Масса, г	Плотность, г/см^3	Скорость детонации, км/с	Форма и конструкция	Диаметр отверстия ДШ, мм	Число нитей ДШ для инициирования
ТП-200	Тротил	200	1,50-1,55	6,5-6,8	Параллелепипед с гнездом под КД или ЗД	7,5-8,2	2
ТП-400	То же	400	1,50-1,55	6,5-6,8	То же	7,5-8,2	2
ПТ-400Г	–″–	400	1,52-1,59	6,8-7,0	Цилиндр с осевым каналом	14,5	4
ТГ-500	Тротил/ гексоген	500	1,58-1,64	7,2-7,8	То же	14,5	4
ТГФ-850Э	То же	850	1,60	7,7-7,8	Литой цилиндр с осевым каналом и гнездом	14,5	4
ТС-500Л	Тротил	525	1,53	6,85	То же	14,5	4
ТС-1000Л	ТЭН	1000	1,53	6,85	–″–	14,5	4

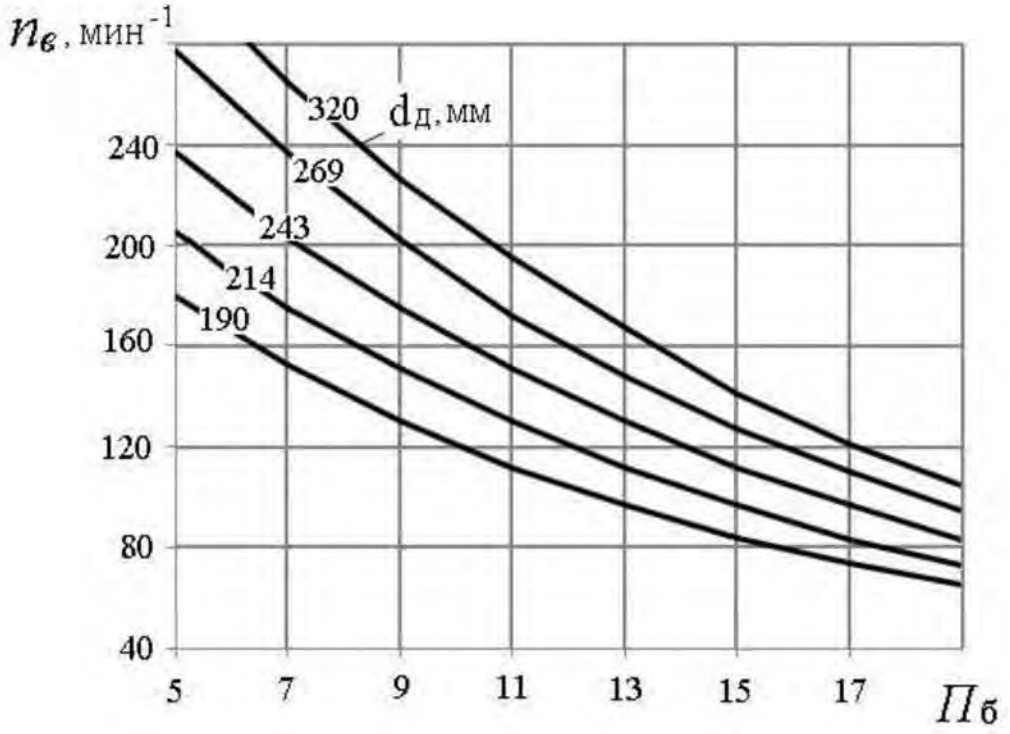


Рис. П. 3.1. Зависимость оптимальной скорости вращения $n_в$ бурового става станков СБШ от $П_б$ и $d_д$

ПРИМЕРЫ ОФОРМЛЕНИЯ
ГРАФИЧЕСКОЙ ЧАСТИ ПРОЕКТА

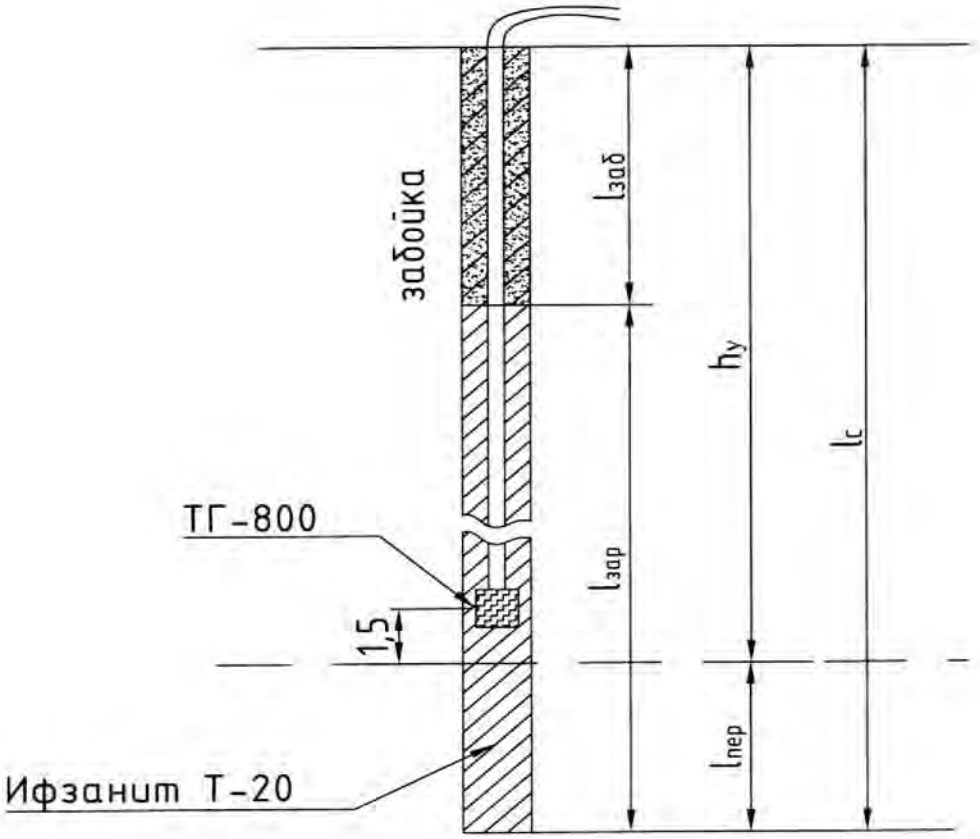


Рис. П. 4.1. Конструкция скважинного заряда

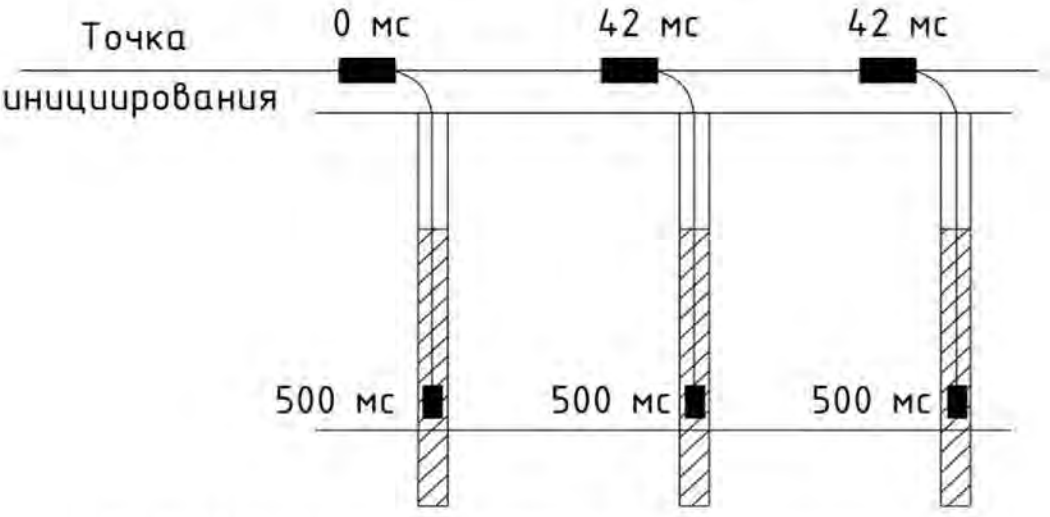


Рис. П. 4.2. Схема инициирования НСИ с внутрискважинным замедлением

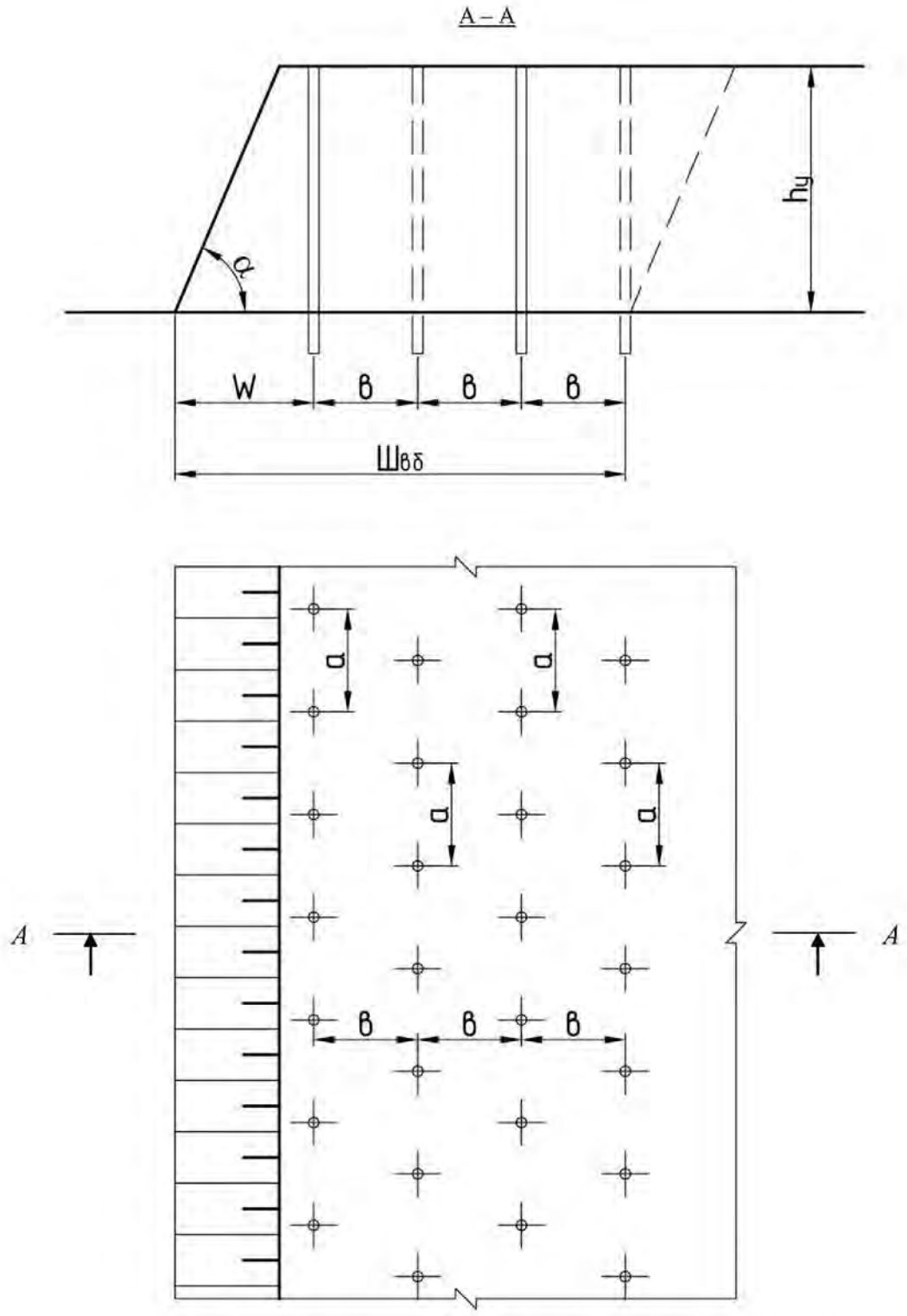
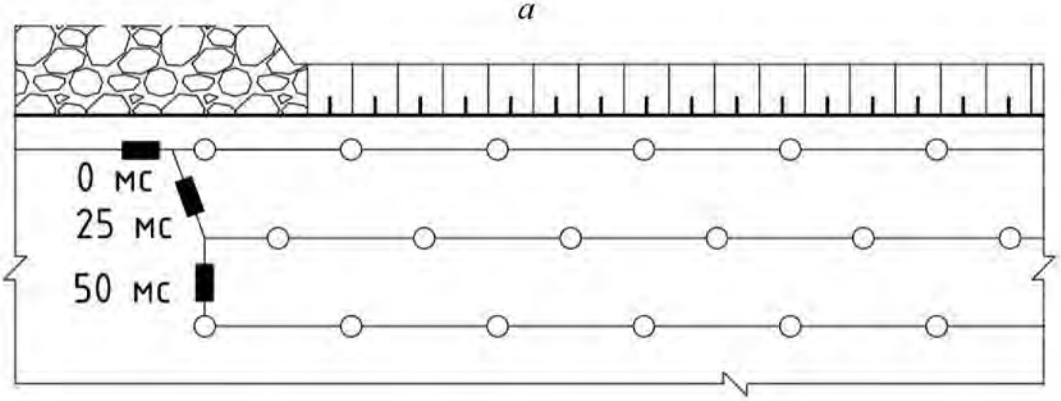


Рис. П. 4.3. Расположение взрывных скважин на блоке

а



б

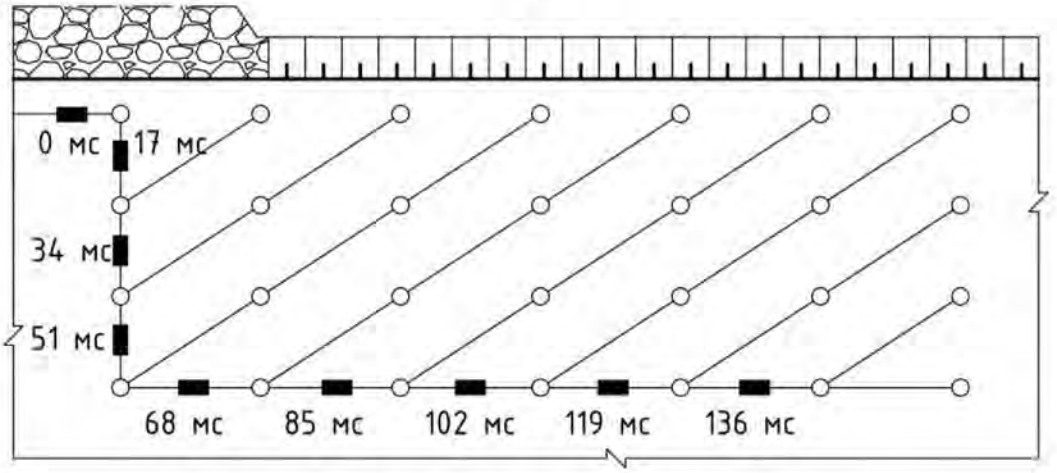


Рис. П. 4.4. Схема коммутации зарядов:
а – порядная схема взрывания; *б* – диагональная схема взрывания

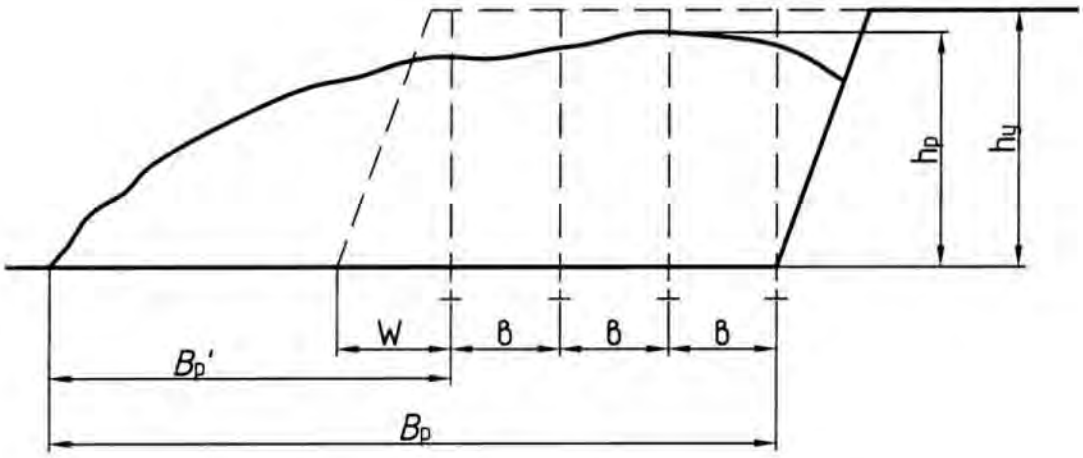


Рис. П. 4.5. Параметры развала взорванной горной массы

Приложение 5

Требования к проектированию взрывных работ

Проект взрывных работ в карьере для рыхления пород должен содержать технический расчет и схему расположения взрывных скважин, включающий:

- геологию и гидрогеологию блока;
- план взрываемого блока;
- поперечные профили через заряды;
- сведения о диаметре взрывных скважин, величине перебура, угле наклона скважины, объеме буровых работ, выходе взорванной горной массы с 1 п. м скважин, удельном расходе ВВ, сетке расположения скважин;
- конструкцию скважинных зарядов с указанием типа ВВ, промежуточных детонаторов, типа забойки и их расположение по длине скважины;
- схему монтажа взрывной сети с указанием величин интервалов замедления, количество ступеней замедления, типов, СИ, способа инициирования зарядов;
- расчет потребного количества ВМ;
- расчет безопасных расстояний.

К взрывным работам на карьерах предъявляются следующие требования:

- обеспечение требуемого качества рыхления, т. е. равномерности дробления, минимального выхода негабаритных кусков (не входящих в ковш экскаватора, транспортные сосуды, дробилку), допустимого размера среднего диаметра кусков;
- обеспечение заданной высоты и ширины развала;
- обеспечение минимального радиуса:
  - разлета кусков;
  - сейсмического воздействия;
  - воздействия ударно-воздушной волны;
- обеспечение минимального перемешивания полезного ископаемого и вскрышной породы;
- обеспечение проектных отметок уступов;
- обеспечение минимального заколообразования вглубь борта и уступов;
- обеспечение достаточного объема взорванных пород для бесперебойной и высокопроизводительной выемки и погрузки; высокой безопасности и экономичности и производительности горных работ.

Содержание

Введение 3

1. Выбор вида бурения и диаметра долота 4

2. Выбор типа взрывчатых веществ (ВВ)..... 6

3. Расчет параметров взрывных работ на блоке..... 6

4. Расчет потребности во взрывчатых материалах 11

5. Расчет безопасных расстояний при ведении взрывных работ 11

6. Расчет производительности и парка буровых станков 13

7. Технологические показатели проекта 17

Список использованной литературы..... 19

Приложение 1. Бланк задания на выполнение курсового проекта... 20

Приложение 2. Образец оформления титульного листа пояснительной записки 21

Приложение 3. Справочные материалы 22

Приложение 4. Примеры оформления графической части проекта..... 28

Приложение 5. Требования к проектированию взрывных работ 31

Учебное издание

Юрий Иванович ЛЕЛЬ
Николай Васильевич МАРТЫНОВ

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Учебно-методическое пособие
по выполнению курсового проекта
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации «Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»
всех форм обучения

Редактор изд-ва *Н. Л. Сайгина*
Компьютерная верстка *Г. И. Егоренковой*, *Н. Л. Сайгиной*

Подписано в печать 18.03.2019 г.
Бумага писчая. Формат бумаги 60 × 84 1/16.
Печать на ризографе. Гарнитура Times New Roman.
Печ. л. 2,06. Уч.-изд. л. 1,8. Тираж 60 экз. Заказ №

Издательство УГГУ
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30.
Уральский государственный горный университет.
Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ.

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Выемочно-погрузочные работы

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Под редакцией доктора технических наук,
профессора Ю. И. Леля

Екатеринбург

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Выемочно-погрузочные работы

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Под редакцией доктора технических наук,
профессора Ю. И. Леля

Издание УГГУ Екатеринбург

УДК 622.221
П84

Р е ц е н з е н т: *Н. В. Мартынов*, канд. техн. наук, доцент кафедры разработки месторождений открытым способом УГГУ.

Печатается по решению Учебно-методического совета
Уральского государственного горного университета.

В учебно-методическом пособии даны рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень источников.

Учебно-методическое пособие составлено в соответствии с рабочей программой дисциплины «Процессы открытых горных работ» и требованиями Государственного образовательного стандарта высшего образования к обязательному минимуму содержания и уровня подготовки специалистов по специализации «Открытые горные работы» специальности 21.05.04 – «Горное дело».

Учебно-методическое пособие предназначено для студентов очного и заочного обучения, изучающих данную дисциплину, а также может быть использовано при выполнении курсового проекта, бакалаврской и дипломной работ.

Введение

Учебно-методическое пособие по выполнению практических работ «Выемочно-погрузочные работы» разработано на основе рабочей учебной программы дисциплины «Процессы открытых горных работ» для студентов специализации «Открытые горные работы» (ОГР) специальности 21.05.04 – «Горное дело». Оно содержит рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень литературных источников.

Основная цель практических работ – приобретение базовых знаний, умений и навыков по технологии выемочно-погрузочных работ в карьерах, необходимых для осуществления учебной и профессиональной деятельности.

Задачами практических работ являются:

– приобретение практических навыков по обоснованию технологических параметров и выбору выемочно-погрузочного оборудования карьеров;

– овладение методами расчета, необходимыми для выбора рациональных параметров выемочно-погрузочного оборудования в конкретных горнотехнических условиях эксплуатации.

Каждая практическая работа рассчитана на два-четыре академических часа при соответствующей подготовке студента.

Общий порядок выполнения работ:

1. Практические работы проводятся после прослушивания студентами лекций по соответствующим разделам курса.

2. Перед выполнением практической работы студент должен проработать рекомендуемую литературу и соответствующие темы лекций, а также изучить порядок и алгоритм её выполнения.

3. Практические работы выполняются на основе индивидуальных исходных данных. Номера вариантов определяются преподавателем.

4. Для выполнения практической работы необходимо иметь при себе конспект лекций, рабочую тетрадь, чертёжные инструменты и калькулятор.

5. Результаты практической работы представляются в виде отчёта – технического документа, оформленного в соответствии с требованиями ГОСТа 2.105-95. Отчёт должен содержать следующие разделы: наименование и цель работы; исходные данные; краткое описание теоретических положений, лежащих в основе данной работы; основные формулы и расчёты, таблицы с результатами расчётов, графики; анализ полученных результатов и выводы.

6. Оценка за практическую работу выставляется на основе защиты отчёта и ответов на контрольные вопросы с учётом качества оформления.

7. Отчёты по практическим работам выполняются в виде отдельной работы со сквозной нумерацией страниц, с титульным листом стандартной формы и содержанием. На титульном листе указывается общая тематика практических работ, наименование студенческой группы, полные фамилия, имя и отчество студента-исполнителя, а также фамилия, имя, отчество и должность преподавателя.

Практическая работа № 1

РАСЧЕТ РАБОЧЕГО ЦИКЛА, ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ И ПАРКА БУЛЬДОЗЕРОВ

Цель работы: освоить методику расчета продолжительности рабочего цикла, производительности и парка бульдозеров при выемке и перемещении горных пород на карьерах.

Задачи работы:

1. Обоснование типа и параметров выемочной стружки, способа набора грунта бульдозером.
2. Расчет объема формируемой перед отвалом призмы волочения.
3. Расчет продолжительности элементов рабочего цикла бульдозера.
4. Расчет производительности и парка бульдозеров при выемке и перемещении горных пород.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 137-144; 2, с. 239-244] изучить основные технологические параметры бульдозеров, схемы выемки пород и методику расчета производительности.

Исходные условия

Общие условия:

- продолжительность рабочей смены бульдозера $T_{см} = 8$ ч;
- коэффициент использования сменного времени бульдозера $k_и = 0{,}75$.

В соответствии с вариантом (табл. 1.1) задаются:

- модель бульдозера;
- тип разрабатываемого грунта;
- длина транспортирования $L_{тр}$, м;
- уклон пути транспортирования i, %;
- сменный объем работ $V_{см}$, м^3;
- схема транспортирования грунта.

Основные параметры бульдозера, определяющие размеры выемочной стружки и объем призмы волочения (табл. 1.2):

- мощность двигателя $N_{дв}$, кВт;
- ширина отвала $l_о$, мм;
- высота отвала $h_о$, мм;
- максимальное заглубление отвала $h_{загл}$, мм;
- объем грунта в призме волочения V_{max}, м^3.

Порядок выполнения работы

1. В зависимости от характеристики разрабатываемого грунта в соответствии с табл. 1.3 обосновывается тип выемочной стружки, показатель заглубления отвала $k_{загл}$ и показатель m, характеризующий отношение ширины стружки к ширине отвала.

Таблица 1.1

Исходные данные к практической работе № 1

Номер задания	Модель бульдозера	Тип грунта*	Длина транспорти-рования $L_{тр}$, м	Уклон, %	Сменный объем работ $V_{см}$, м^3	Схема транспортирования
1	Б10 М.0000	Р	60	0	500	В нулевых отметках
2	Б-12ЕР	П	40	–5	600	По выемке
3	ДЭТ-250	С	50	–10	700	С отсыпкой валов
4	ДЭТ-320	Г	70	–15	900	Двумя бульдозерами
5	Т-800	РП	40	–20	900	Поэтапная
6	Б10 М.0000	РП	60	+10	450	– // –
7	Б-12ЕР	Г	70	0	550	Двумя бульдозерами
8	ДЭТ-250	С	80	–5	650	В нулевых отметках
9	ДЭТ-320	П	80	–10	700	По выемке
10	Т-800	Р	75	–15	750	Поэтапная
11	Б10 М.0000	П	60	0	800	По выемке
12	Б-12ЕР	Г	65	–20	850	– // –
13	ДЭТ-250	С	45	+5	900	С отсыпкой валов
14	ДЭТ-320	РП	50	+10	950	Поэтапная
15	Т-800	Р	90	0	950	В нулевых отметках
16	Б10 М.0000	Г	85	–5	560	По выемке
17	Б-12ЕР	С	65	–10	590	С отсыпкой валов
18	ДЭТ-250	П	45	–15	600	Двумя бульдозерами
19	ДЭТ-320	П	50	–20	670	Поэтапная
20	Т-800	РП	55	0	780	– // –
21	Б10 М.0000	РП	60	0	820	В нулевых отметках
22	Б-12ЕР	Г	65	+5	430	То же
23	ДЭТ-250	Р	70	+10	620	По выемке
24	ДЭТ-320	Р	75	+10	670	– // –
25	Т-800	П	80	0	730	С отсыпкой валов
26	Б10 М.0000	С	55	0	475	То же
27	Б-12ЕР	Г	40	–5	620	Двумя бульдозерами
28	ДЭТ-250	Р	45	–10	760	По выемке
29	ДЭТ-320	Р	50	–15	860	В нулевых отметках
30	Т-800	Г	55	0	920	То же

* Р – растительный; П – песок; С – супесь; Г – глина; РП – разрыхленный полускальный.

Таблица 1.2

Техническая характеристика бульдозеров ООО «ЧТЗ – Уралтрак»

Параметры	Модель бульдозера				
	Б10 М.0000	Б-12ЕР	ДЭТ-250	ДЭТ-320	Т-800
Тяговый класс, кН	100	150	250	250	750
Мощность двигателя $N_{дв}$, кВт	132	158	237	258	611
Тип трансмиссии	ГМТ	ЭМТ	ЭМТ	ЭМТ	ЭМТ
Ширина отвала $l_о$, мм	3420	3700	4250	4250	6000
Высота отвала $h_о$, мм	1310	1345	1850	1850	2000
Максимальное заглубление отвала $h_{загл}$, мм	480	520	370	500	800
Объем грунта в призме волочения V_{max}, м^3	4,30	4,75	10,5	10,5	16,2

Таблица 1.3

Параметры стружки и призмы волочения при разработке различных пород бульдозерами

Характеристика грунта	Параметры стружки			Параметры призмы волочения	
	тип	$k_{загл}$	m	$k_р$	β, град.
Растительный	Ленточная	1,00	1,00	1,00–1,10	30–35
Песок	Ленточная	1,00	1,00	1,00–1,10	30–35
Суглинок, супесь	Клиновидная	0,70–0,85	0,70–0,80	1,20	35–37
Глина	Гребенчатая	0,70–0,75	0,50–0,60	1,30	37–40
Разрыхленные скальные или полускальные породы	Гребенчатая	0,60–0,65	0,20–0,40	1,35–1,40	42–45

2. Рассчитывается максимальная толщина стружки $\delta_с$, м:

$$\delta_с = h_{загл}\, k_{загл}, \tag{1.1}$$

где $h_{загл}$ – максимальное заглубление отвала, м (см. табл. 1.2);

$k_{загл}$ – коэффициент заглубления, зависящий от характеристик грунта и типа стружки (см. табл. 1.3).

3. Рассчитывается ширины стружки $b_с$, м:

$$b_с = m\, l_о\,, \tag{1.2}$$

где $l_о$ – ширина отвала бульдозера, м (см. табл. 1.2);

m – эмпирический коэффициент, зависящий от характеристик разрабатываемого грунта (см. табл. 1.3).

4. Рассчитывается объем призмы волочения $V_{п.в}$, м^3:

$$V_{п.в} = 0{,}5 h_о^2 l_о \operatorname{ctg}\beta, \tag{1.3}$$

где $h_о$ – высота отвала бульдозера, м;

β – угол развала породы в призме волочения, град. (см. табл. 1.3).

5. Производится проверка. Расчетный объем породы в призме волочения должен удовлетворять условию

$$V_{п.в} \le V_{max}, \tag{1.4}$$

где V_{max} – максимальный (паспортный) объем грунта в призме волочения, м^3 (см. табл. 1.2).

Если условие не выполняется, то принимается

$$V_{п.в} = V_{max}. \tag{1.5}$$

6. Определяются составляющие рабочего пути бульдозера.

6.1. Расстояние набора породы $L_н$, м.

6.1.1. При ленточной стружке (рис. 1.1)

$$L_н \approx \frac{V_{п.в}}{k_р m l_о \delta_с} - \delta_с, \tag{1.6}$$

где $k_р$ – коэффициент разрыхления породы в призме волочения (см. табл. 1.3).

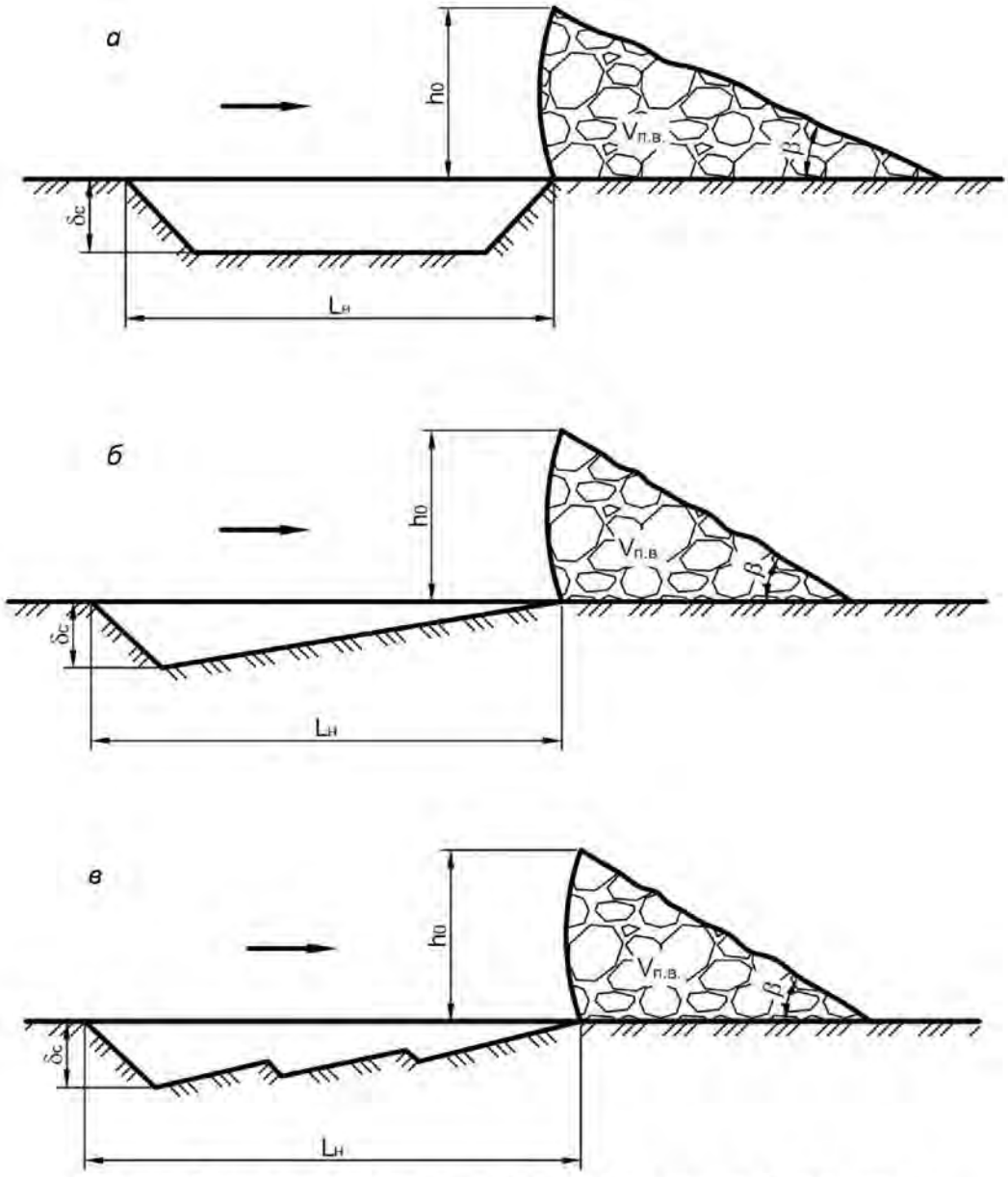


Рис. 1.1. Схема к расчету расстояния набора грунта бульдозером:
а – ленточная стружка; *б* – клиновидная стружка; *в* – гребенчатая стружка

6.1.2. При клиновидной стружке

$$L_{\text{н}} \approx \frac{2V_{\text{п.в}}}{k_{\text{р}} m l_{\text{о}} \delta_{\text{с}}}. \qquad (1.7)$$

6.1.3. При гребенчатой стружке

$$L_{\text{н}} \approx \frac{(2{,}3 \ldots 2{,}4)V_{\text{п.в}}}{k_{\text{р}} m l_{\text{о}} \delta_{\text{с}}}. \qquad (1.8)$$

6.2. Расстояние транспортирования породы $L_{\text{тр}}$, м (см. табл. 1.1).

6.3. Расстояние сброса грунта $L_{\text{о}}$, м:

$$L_{\text{о}} \approx (0{,}5 \ \ldots \ 0{,}8)\, L_{\text{н}}. \qquad (1.9)$$

6.4. Расстояние холостого хода бульдозера $L_х$, м:

$$L_х = L_н + L_{тр} + L_о \,. \qquad (1.10)$$

7. Определяются скорости движения бульдозера по элементам цикла. Скорости (м/мин) принимаются по табл. 1.4 в зависимости от типа разрабатываемых пород и мощности двигателя бульдозера.

Таблица 1.4

Средние скорости движения бульдозеров

Разрабатываемые породы	Мощность бульдозера $N_{дв}$, кВт	Скорость движения бульдозера, м/мин		
		набор породы $v_н$	перемещение породы $v_{тр}$	холостой ход $v_х$
Растительный грунт, песок	130–220	30–33	42–54	66–75
	> 220	36	60	90
Суглинок, супесь, глина	130–220	21–24	30–36	54–60
	> 220	30	48	69
Разрыхленные скальные или полускальные породы	130–220	15–18	24–36	45–54
	> 220	24	42	66

8. Рассчитывается длительность операций рабочего цикла бульдозера.

8.1. Длительность набора (резания) грунта $t_н$, мин:

$$t_н = \frac{L_н}{v_н}. \qquad (1.11)$$

8.2. Длительность перемещения грунта $t_п$, мин:

$$t_п = \frac{L_{тр} + L_о}{v_{тр}}. \qquad (1.12)$$

8.3. Длительность холостого хода бульдозера $t_х$, мин:

$$t_х = \frac{L_х}{v_х}, \qquad (1.13)$$

где $v_н$, $v_{тр}$, $v_х$ – скорости соответственно при наборе, перемещении породы и холостом ходе бульдозера, м/мин.

9. Рассчитывается длительность рабочего цикла бульдозера $T_ц$, мин:

$$T_ц = t_н + t_п + t_х + t_в \,, \qquad (1.14)$$

где $t_в$ – время на переключение передач и развороты бульдозера, мин.

$t_в \approx$ (0,5 … 0,7 мин.).

10. Рассчитывается сменная производительность бульдозера в плотном теле $П_б$, м^3/смену:

$$П_б = \frac{60 T_{см} V_{пв}}{T_ц k_р} k_п k_i k_и, \qquad (1.15)$$

где T – продолжительность рабочей смены, ч ($T_{см}$ = 8 ч);

$T_ц$ – длительность рабочего цикла бульдозера, мин.;

$k_{\text{п}}$ – поправочный коэффициент, учитывающий потери грунта при транспортировании бульдозером:

$$k_{\text{п}} = k_{\text{тр}}(1 - 0{,}005L_{\text{тр}}); \qquad (1.16)$$

$L_{\text{тр}}$ – расстояние транспортирования, м;

$k_{\text{тр}}$ – коэффициент, учитывающий влияние технологической схемы транспортирования на потери грунта. Значения коэффициента $k_{\text{тр}}$ приведены в табл. 1.5;

k_i – коэффициент, учитывающий влияние уклона трассы транспортирования на производительность бульдозера. Значения коэффициента k_i приведены в табл. 1.6;

$k_{\text{и}}$ – коэффициент использования сменного времени бульдозера ($k_{\text{и}} = 0{,}7\ldots0{,}8$).

11. Рассчитывается рабочий парк бульдозеров $N_{\text{р}}$, шт:

$$N_{\text{р}} = \frac{V_{\text{см}}}{\Pi_{\text{б}}}, \qquad (1.17)$$

где $V_{\text{см}}$ – сменный объем бульдозерных работ, м^3 (см. табл. 1.1).

Таблица 1.5

Значения коэффициента $k_{\text{тр}}$

Схема транспортирования грунта	$k_{\text{тр}}$
В нулевых отметках	1,00
По выемке (траншее)	1,10–1,20
С отсыпкой валов	1,10–1,15
Двумя бульдозерами	1,30–1,40
Поэтапная	1,40–1,50

Таблица 1.6

Значения коэффициента k_i

Уклон участка транспортирования i, %	k_i
0	1,0
–5	1,4
–10	1,8
–15	2,2
–20	2,5
+5	0,8
+10	0,6

12. Рассчитывается списочный парк бульдозеров $N_{\text{с}}$, шт:

$$N_{\text{с}} = \frac{N_{\text{р}}}{k_{\text{т.г}}}, \qquad (1.18)$$

где $k_{\text{т.г}}$ – коэффициент технической готовности бульдозерного парка ($k_{\text{т.г}} = 0{,}72\ldots0{,}75$).

13. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется схемой для расчета расстояния набора грунта (см. рисунок). Технологические параметры выемки горных пород бульдозерами сводятся в таблицу (табл. 1.7).

Таблица 1.7

Технологические параметры выемки горных пород бульдозерами

Показатели	Значения
Исходные условия	
Тип разрабатываемого грунта	
Длина транспортирования $L_{тр}$, м	
Уклон пути транспортирования i, %	
Сменный объем работ $V_{см}$, м^3	
Схема транспортирования грунта	
Модель бульдозера	
Мощность двигателя бульдозера $N_{дв}$, кВт	
Ширина отвала $l_о$, мм	
Высота отвала $h_о$, мм	
Максимальное заглубление отвала $h_{загл}$, мм	
Объем грунта в призме волочения V_{max} , м^3	
Расчетные показатели	
Тип выемочной стружки	
Максимальная толщина стружки $\delta_с$, м	
Ширина стружки $b_с$, м	
Объем призмы волочения $V_{пв}$, м^3	
Расстояние набора породы $L_н$, м	
Расстояние сброса грунта $L_о$, м	
Расстояние холостого хода $L_х$, м	
Длительность рабочего цикла бульдозера $T_ц$, мин.	
Сменная производительность бульдозера $П_б$, м^3/смены	
Рабочий парк бульдозеров $N_р$, шт.	
Списочный парк бульдозеров $N_с$, шт.	

Контрольные вопросы

1. Назовите основные технологические параметры бульдозеров, применяемых на открытых горных работах.
2. Охарактеризуйте области применения бульдозеров на карьерах в качестве основного выемочно-транспортного и вспомогательного оборудования.
3. Какие сопротивления испытывает бульдозер в процессе работы? Каковы требования к тяговому усилию?
4. Какие типы стружек применяются при работе бульдозера в зависимости от характеристик разрабатываемого грунта?
5. Как рассчитывается максимальная толщина стружки, ширина стружки и объем призмы волочения?
6. Как рассчитывается продолжительность элементов рабочего цикла бульдозера?
7. Какие способы уменьшения потерь породы применяются при её перемещении бульдозерами?
8. Как определяется сменная производительность бульдозера? От каких факторов она зависит?

Практическая работа № 2

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ЗАБОЕВ МЕХАНИЧЕСКИХ ЛОПАТ В СКАЛЬНЫХ ПОРОДАХ

Цель работы: освоить методику расчета параметров экскаваторных забоев, производительности и парка экскаваторов.

Задачи работы:

1. Обоснование типа и параметров экскаваторного забоя.
2. Обоснование параметров установки экскаватора в забое.
3. Расчет производительности и парка экскаваторов.
4. Составление паспорта экскаваторного забоя.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 151-179; 2, с. 85-137; 3, с. 221-232] изучить основные технологические параметры карьерных механических лопат, технологию выемки и погрузки взорванных скальных и полускальных пород мехлопатами, методику расчета производительности мехлопат.

Исходные условия

Общие условия:

- погрузка пород в автотранспорт;
- взрывание многорядное на свободный откос;
- длина взрывного блока $L_{бл}$ = 200 м;
- работа карьера 6 дней в неделю, 3 смены по 8 ч;
- выемка пород: нечетные задания – валовая, четные – селективная;
- выход негабарита: нечетные задания $\gamma_{нг}$ = 5 %, четные – $\gamma_{нг}$ = 2 %.

В соответствии с вариантом (табл. 2.1) задаются:

- высота рабочего уступа $H_у$;
- ширина буровой заходки $B_з$;
- ширина развала пород $B_р$;
- максимальная высота развала $h_р^{max}$;
- средний размер куска в развале $d_{ср}$;
- коэффициент разрыхления пород в развале $k_р$;
- категория трещиноватости массива;
- сменный объем работ $V_{см}$;
- годовой объем работ $V_г$.

Основные рабочие параметры экскаватора, определяющие размеры экскаваторных забоев, приведены в табл. 2.2.

Основные параметры карьерных автосамосвалов приведены в табл. 2.3.

Таблица 2.1

Исходные данные к практической работе № 2

Номер задания	Оборудование: экскаватор ЭКГ-	Оборудование: автосамосвалы БелАЗ-	Высота уступа $H_у$, м	Ширина буровой заходки $B_з$, м	Показатели развала пород: $B_р$, м	Показатели развала пород: $h_р^{max}$, м	Показатели развала пород: $d_{ср}$, м	Показатели развала пород: $k_р$	Категория трещиноватости массива	Объем работ сменный, годовой тыс. м³
1	5А	7540	10	20	42	10	0,50	1,25	II	6,0 / 4200
2						12				
3			12	24	50	12	0,45		III	
4						13				
5			15	30	56	14	0,35	1,30	IV	
6						16				
7			15	20	40	15	0,40		II	
8						16,5				
9	10	7548	12	18	32	11	0,60	1,30	IV	10,0 / 8700
10						12,2				
11			15	24	45	16,5	0,40	1,20	II	
12						18				
13			20	36	60	22	0,30	1,40	V	
14						18				
15	12	7555	15	32	52	13	0,70	1,30	III	20,0 / 17000
16						15,5				
17						17				
18			20	30	60	19	0,65	1,25	IV	
19						21,5				
20						22				
21	15	7549	15	32	48	13,5	0,20	1,30	V	30,0 / 22000
22						15				
23						16				
24			20	40	60	19	0,30	1,40	II	
25						22				
26						23				
27			25	36	55	22	0,50	1,35	I	
28						24				
29						25				
30						27				

Порядок выполнения работы

1. Обосновываются тип и параметры экскаваторного забоя.

1.1. Прогнозируется вид обрушения пород при копании в забое в зависимости от коэффициента разрыхления $k_р$ и среднего размера куска в развале $d_{ср}$ (табл. 2.4).

1.2. Обосновывается максимальная высота забоя ($h_з^{max}$) и способ выемки развала по высоте. Согласно «Правилам безопасности при проведении горных работ…» [4] при разработке пород с применением буровзрывных работ максимальная высота забоя $h_з^{max} \le 1{,}5H_{ч.max}$ при условии разделения развала по высоте на подуступы или разработке специальных мероприятий по безопасному обрушению козырьков и нависей.

Таблица 2.2

Параметры карьерных экскаваторов

Параметр	Модель экскаватора			
	ЭКГ-5А	ЭКГ-10	ЭКГ-12	ЭКГ-15
Вместимость ковша E, м^3	5,2	10	12	15
Радиусы черпания, м:				
на уровне стояния $R_{ч.у}$	9,0	12,6	14,3	15,6
максимальный $R_{ч.\,max}$	14,5	18,4	21,0	22,6
Радиусы разгрузки, м:				
максимальный $R_{р.\,max}$	12,3	16,3	18,5	20,0
минимальный $R_{р.min}$	7,3	9,8	11,5	12,0
Максимальная высота, м:				
черпания $H_{ч.\,max}$	10,3	13,5	15,0	16,4
разгрузки $H_{р.\,max}$	6,7	8,6	10,0	10,0
Высота напорного вала $h_{н.в}$, м...	6,5	8,5	9,4	10,3
Ширина хода $B_х$, м.....	5,2	7,0	8,3	9,5
Длина хода $L_х$, м.....	6,1	8,2	11,5	13,1

Таблица 2.3

Параметры карьерных автосамосвалов

Параметр	Модель автосамосвала			
	БелАЗ-7540	БелАЗ-7548	БелАЗ-7555	БелАЗ-7549
Грузоподъемность $G_а$, т.....	30	42	55	80
Наименьший радиус поворота R_{min}, м	8,7	10,2	9,0	11,0
Габариты (длина × ширина), м.....	7,1×4,36	8,1×4,40	8,9×5,2	10,3×5,4

Таблица 2.4

Типичные виды обрушения пород и параметры забоев

Взорванная горная масса	Состояние развала		Угол откоса забоя $\alpha_т$, град.	Характеристика вида обрушения	Отношение $m = h_з^{max}/H_{ч.max}$ при $d_{ср}$, см		
	$k_р$	$d_{ср}$, см			10-20	20-35	35-50
Сыпучая	1,35–1,50	< 30	40–55	Течение	2,50	2,10	1,50
Связно-сыпучая.....	1,15–1,35	20–40 и более	55–70	Несколькими волнами, течением	1,4–1,7	1,3–1,5	1,15–1,3
Связная	1,02–1,15	Любой	70–90	Одной волной	1,15	1,10	1,05

При выполнении практической работы максимальную высоту забоя рекомендуется принимать исходя из соотношения

$$h_з^{max} \le m\, H_{ч.max}, \qquad (2.1)$$

где m – соотношение между максимальной высотой черпания экскаватора, зависящее от характеристик взорванной горной массы, вида обрушения пород в забое и среднего размера куска в развале (см. табл. 2.4 [5]).

Во всех случаях при $h_з^{max} > 1{,}5H_{ч.max}$ необходимо специальное разрешение органов Ростехнадзора. Если $h_р^{max} > h_з^{max}$, то возможны следующие варианты отработки развала (рис. 2.1):

– при незначительном превышении $(h_р^{max} - h_з^{max}) \le 2...3$ м делают искусственное понижение развала (забоя) бульдозером;

– при 3 м < $(h_р^{max} - h_з^{max}) \le 2/3 h_{н.в}$ высота забоя понижается экскаватором, сбрасывающим породу вниз;

– при $(h_р^{max} - h_з^{max}) > 2/3 h_{н.в}$ развал убирается послойно. При этом высота каждого слоя $h_з \le H_{ч.max}$ ($h_{Н.В}$ – высота напорного вала экскаватора).

1.3.Принимаются углы откосов развала (рис. 2.1).

Угол откоса в торце забоя ($\alpha_т$) принимается в зависимости от вида обрушения пород (см. табл. 2.4).

Угол откоса во внешней части развала ($\alpha_{в.н}$) рекомендуется принимать в пределах 40–45°.

Угол откоса во внутренней части забоя $\alpha_з$

$$\alpha_з \approx (0{,}80 \div 0{,}85)\alpha_т. \qquad (2.2)$$

Угол откоса забоя в массиве в зависимости от физико-механических свойств пород α = 65…80°.

Должно соблюдаться условие

$$\alpha > \alpha_т > \alpha_з > \alpha_{в.н}. \qquad (2.3)$$

1.4. В зависимости от ширины развала принимается тип экскаваторной заходки (табл. 2.5, рис. 2.2).

Таблица 2.5

Типы экскаваторных заходок

Тип заходки	Ширина развала $B_р$, м
Продольные	До 20÷25
Поперечные	Более 30÷40

1.5.Определяется оптимальная и принятая ширина экскаваторной заходки.

Оптимальная ширина заходки при автотранспорте $A_{з.о}$, м:

$$A_{з.о} \approx (0{,}8 \div 1{,}2)R_{ч.у}. \qquad (2.4)$$

Принятая ширина заходки:

– при отработке развала продольными заходками

$$A_з = B_р/n_з, \qquad (2.5)$$

где $n_з$ – число проходов экскаватора по развалу (целое число);

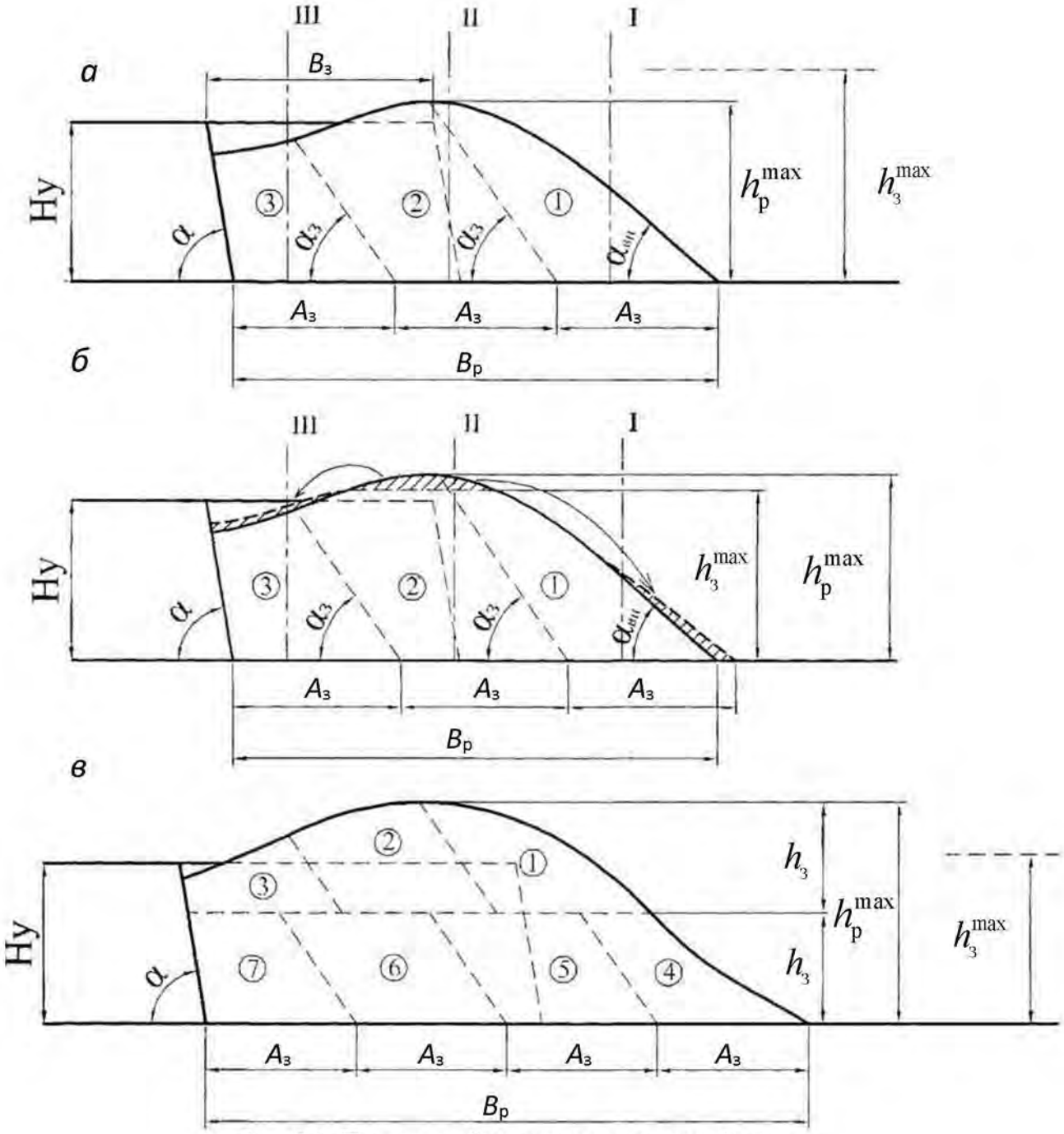


Рис. 2.1. Поперечный разрез развала горной массы:
а – разборка развала продольными заходками на полную высоту;
б – разборка развала продольными заходками с понижением высоты бульдозером (экскаватором);
в – послойная разборка развала продольными заходками

– при отработке развала поперечными заходками

$$A_з = L_{бл}/n_з \,. \qquad (2.6)$$

1.6.Определяются параметры копания.

1.6.1. Габаритный кусок $a_г$, м:

$$a_г \le 0{,}75\sqrt[3]{E}\,, \qquad (2.7)$$

где E – вместимость ковша экскаватора, м^3.

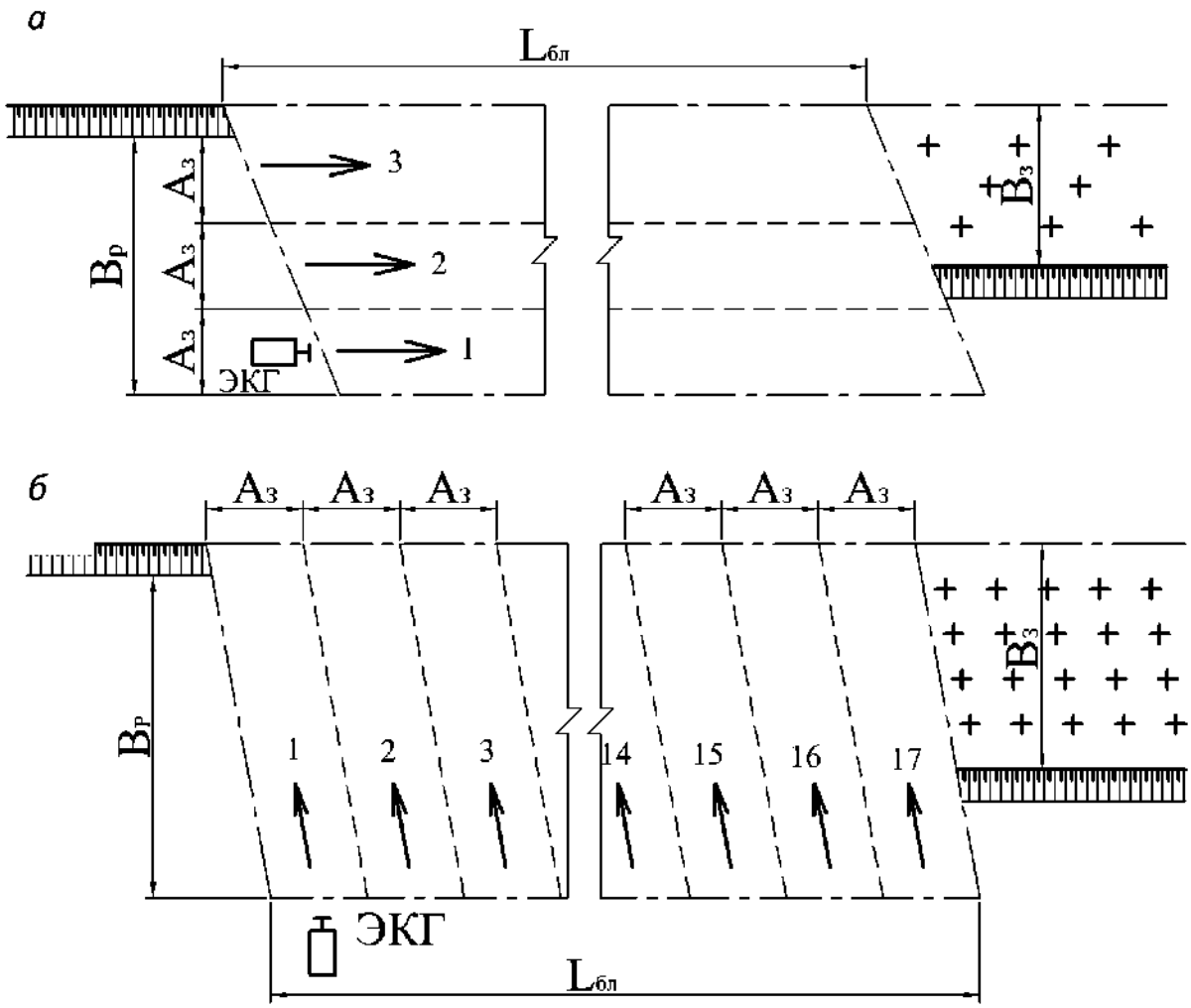


Рис. 2.2. Порядок разработки развала продольными (*а*) и поперечными (*б*) заходками

1.6.2. Диаметр среднего экскавируемого куска ($d^э_{ср}$, м) принимается по табл. 2.6 в зависимости от E и $d_{ср}$.

Таблица 2.6

Значения диаметра среднего экскавируемого куска горной массы $d^э_{ср}$, м

E, м³	Значение $d^э_{ср}$ при $d_{ср}$, м				
	< 0,2	≤ 0,35	≤ 0,5	≤ 0,65	≤ 0,8
5	$d^э_{ср} = d_{ср}$	0,29	0,3	0,25	0,15
10		0,345	0,37	0,37	0,32
15		0,35	0,42	0,42	0,40

1.6.3. Толщина стружки (глубина копания) рассчитывается по формуле Ю. И. Белякова [5]

$$\delta_c \approx 2{,}6k_р^2 - 4{,}26k_р + 1{,}8, \qquad (2.8)$$

где δ_c – толщина стружки, м; $k_р$ – коэффициент разрыхления пород в развале.

1.6.4. Высота копания (высота стружки копания)

$$h_к \approx 13k_р^2 - 37{,}3k_р + 30{,}5, \quad (2.9)$$

где $h_к$ – высота копания, м.

2. Обосновываются параметры установки экскаватора в забое.

2.1. Определяется место установки экскаватора со стороны забоя (рис. 2.3).

Расстояние от центра вращения экскаватора до нижней бровки развала (L, м) можно рассчитать по формуле

$$L = L_о + R_{ч.\,min}, \quad (2.10)$$

где $L_о$ – максимальная ширина развала пород при обрушении забоя, м;

$R_{ч\,min}$ – минимальный радиус черпания, м.

$L_о$ определяется из следующих выражений:

при $k_р > 1{,}40$ $L_о \approx 0{,}2h_з + 0{,}6$; (2.11)

при $k_р = 1{,}30 \div 1{,}40$ $L_о \approx 0{,}3h_з$; (2.12)

при $k_р = 1{,}15 \div 1{,}30$ $L_о \approx 0{,}5h_з - 0{,}8$, (2.13)

где $h_з$ – высота забоя, м.

Минимальный радиус черпания $R_{ч.\,min}$, м:

$$R_{ч.min} = 0{,}5L_х + 1{,}5h_{ковш} + 0{,}6, \quad (2.14)$$

где $L_х$ – длина хода экскаватора, м;

$h_{ковш}$ – высота ковша экскаватора, м:

$$h_{ковш} \approx (1{,}25 \div 1{,}30)\sqrt[3]{E}, \quad (2.15)$$

где E – вместимость ковша экскаватора, м^3.

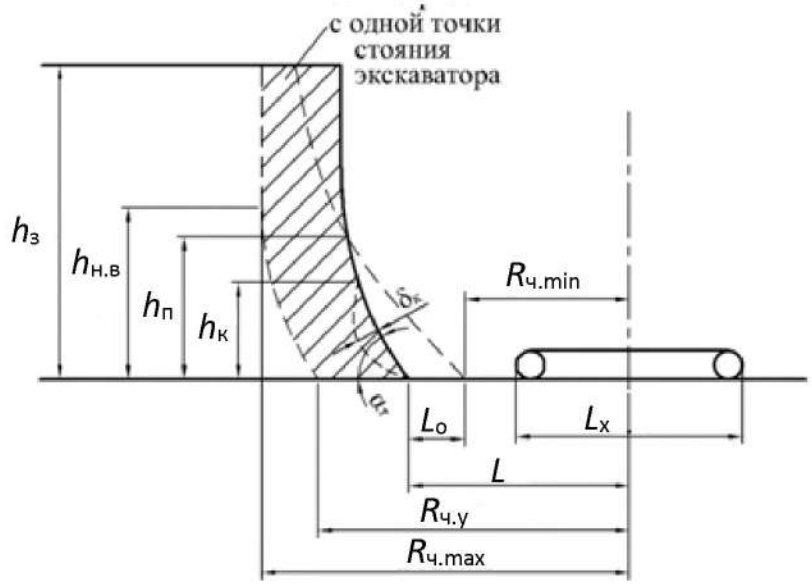


Рис. 2.3. Схема установки экскаватора со стороны забоя

Здесь $h_п$ – высота подработки забоя, м:

$$h_п \approx (0{,}2 \div 0{,}5)\ h_з\ . \quad (2.16)$$

Должно соблюдаться условие:

$$\begin{cases} h_{\text{п}} \geq h_{\text{к}} \\ L < R_{\text{ч.у}} \end{cases}, \tag{2.17}$$

где $h_{\text{к}}$ – высота копания, м;

$R_{\text{ч. у}}$ – радиус черпания на уровне стояния, м.

При $L \geq R_{\text{ч. у}}$ необходимо выбрать экскаватор с бóльшими рабочими параметрами.

2.2.Определяется ширина внутренней и внешней частей заходки:

$$A_{\text{з}} = A_{\text{з}}^{\text{в}} + A_{\text{з}}^{\text{вн}}, \tag{2.18}$$

где $A_{\text{з}}^{\text{в}}$ – ширина внутренней части заходки, м;

$$A_{\text{з}}^{\text{в}} \approx 2/3 A_{\text{з}}; \tag{2.19}$$

$A_{\text{з}}^{\text{вн}}$ – ширина внешней части заходки, м;

$$A_{\text{з}}^{\text{вн}} \approx 1/3 A_{\text{з}}. \tag{2.20}$$

Осуществляется проверка ширины внутренней части заходки. Она должна удовлетворять следующим условиям:

$$\begin{cases} A_{\text{з}}^{\text{в}} \geq 0{,}5 B_{\text{х}} + 1{,}5 h_{\text{ковш}} + 0{,}6; \\ A_{\text{з}}^{\text{в}} \leq R_{\text{ч.у}}, \end{cases} \tag{2.21}$$

где $B_{\text{Х}}$ – ширина хода экскаватора, м;

$R_{\text{ч. у}}$ – радиус черпания на уровне стояния, м.

Если $A_{\text{з}}^{\text{в}}$ не удовлетворяет условию (2.21), то производится ее корректировка и пересчитывается $A_{\text{з}}^{\text{вн}}$.

2.3.Определяется место установки автосамосвала в забое.

Ширина зоны установки автосамосвала Ш, м:

$$\text{Ш} = R_{\text{р. max}} - R_{\text{р. min}}, \tag{2.22}$$

где $R_{\text{р. max}}$ – максимальный радиус разгрузки экскаватора, м;

$R_{\text{р. min}}$ – минимальный радиус разгрузки экскаватора, м.

Графически определяется средний угол поворота экскаватора от центра забоя до центра кузова автосамосвала β. При этом исходим из условий, что автосамосвал находится в зоне установки, продольная ось автосамосвала и ось стрелы экскаватора взаимно перпендикулярны, средний угол поворота экскаватора минимален (рис. 2.4, 2.5).

3. Рассчитывается производительность и парк экскаваторов.

3.1. Длительность элементов рабочего цикла экскаватора, с:

– черпания (по Н. Я. Репину [2]):

$$T_{\text{ч}} = \frac{194 (d_{\text{ср}}^{3})^{2}}{E} + \frac{E}{0{,}11E + 0{,}6}, \tag{2.23}$$

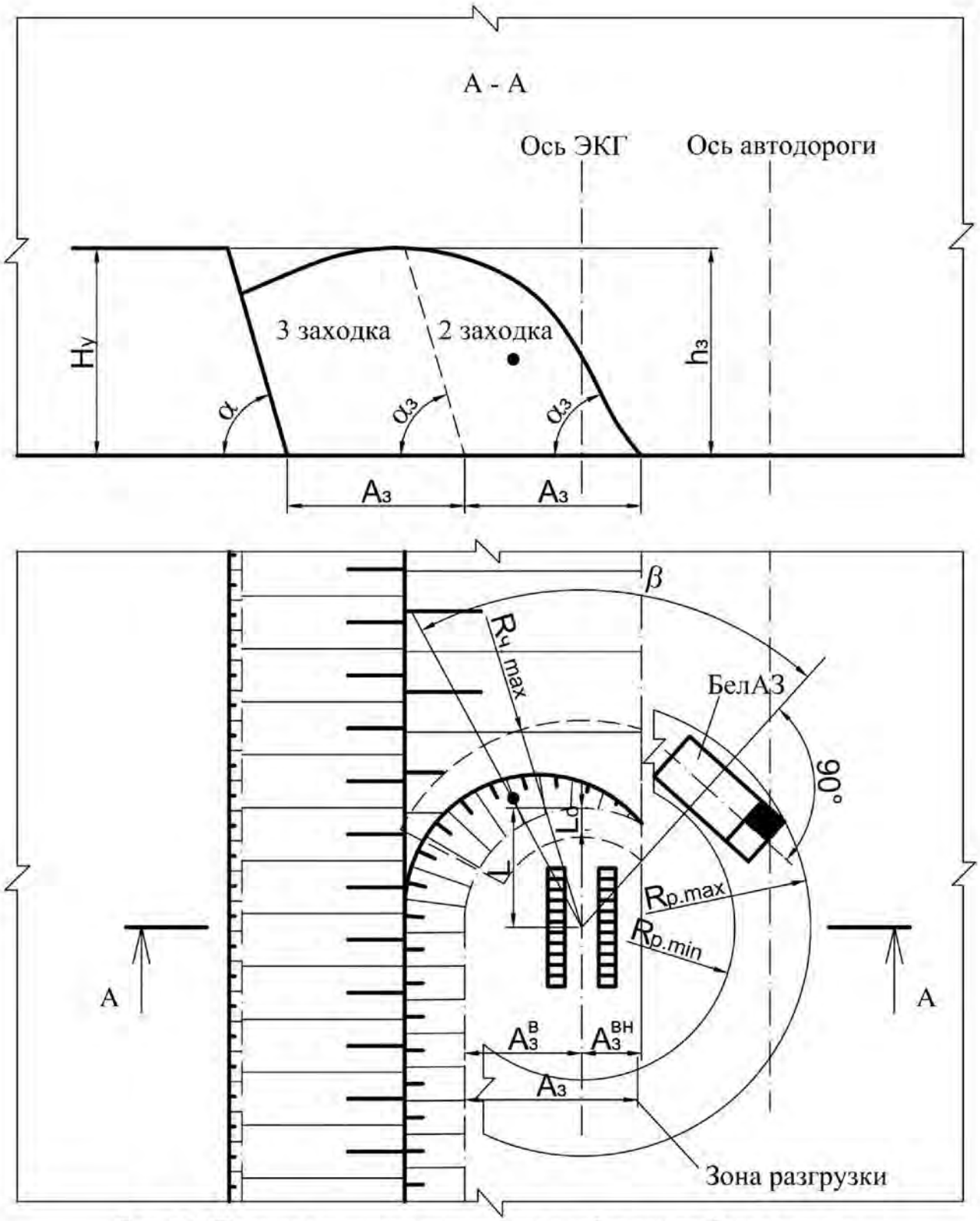


Рис. 2.4. Паспорт установки экскаватора в забое при разборке развала продольными заходками

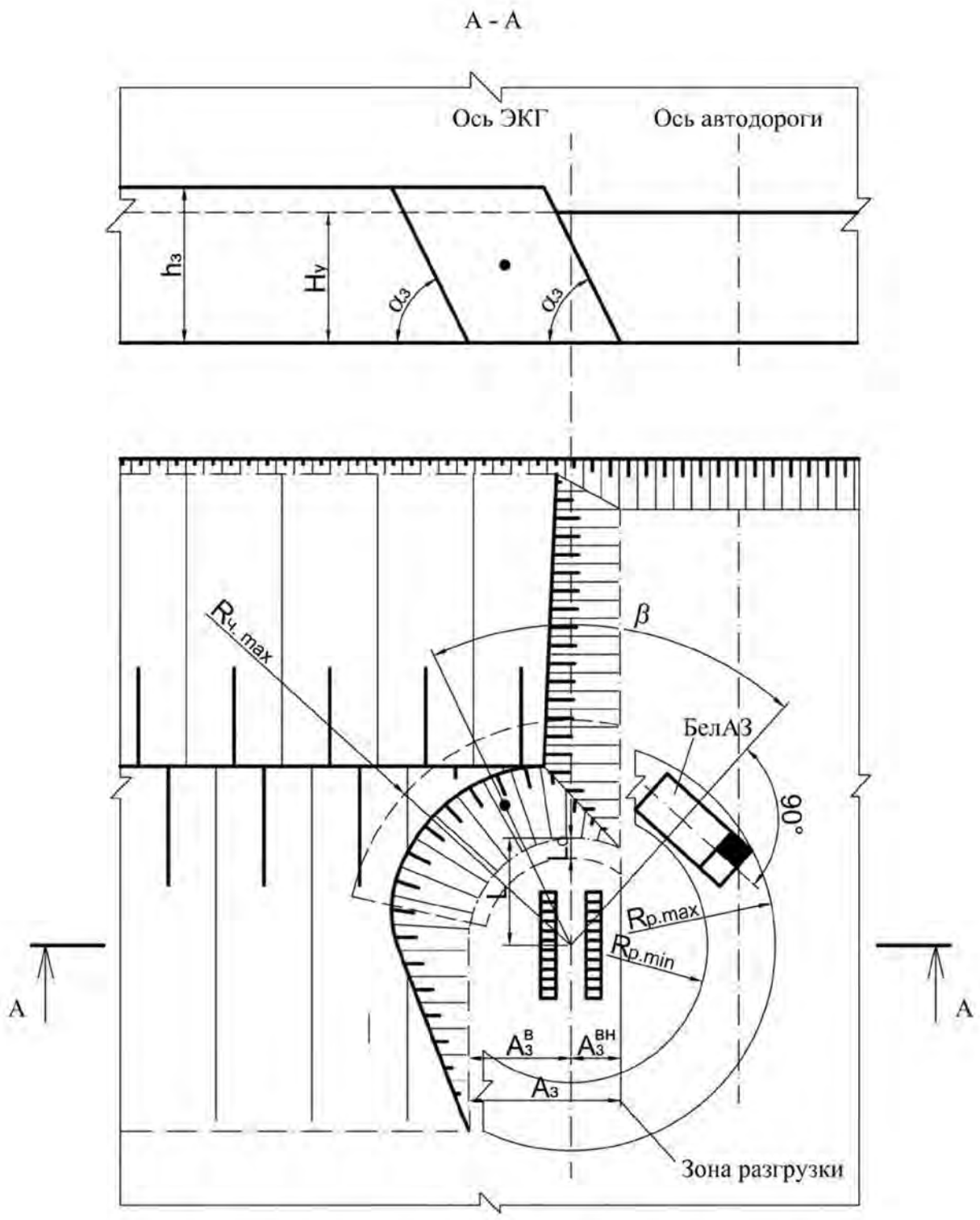


Рис. 2.5. Паспорт установки экскаватора в забое при разборке развала поперечными заходками

где $d_{ср}^{э}$ – диаметр среднего куска экскавируемой горной массы, м (табл. 2.6);

E – вместимость ковша экскаватора, м^3;

– поворотов:

$$T_{пов} = (10 + E) + 0{,}18(\beta - 90°), \qquad (2.24)$$

где β – угол поворота экскаватора при разгрузке, град. Определяется графически (см. п. 2.3);

– разгрузки:

$T_р$ = 2÷3,5 с (при изменении E от 2,5 до 20 м^3);

– цикла:

$$T_ц = T_ч + T_{пов} + T_р. \quad (2.25)$$

3.2. Техническая производительность экскаватора $Q_т$, м^3/ч:

$$Q_т = \frac{3600}{T_ц} E k_э, \quad (2.26)$$

где $T_ц$ – длительность цикла экскавации, с;

E – вместимость ковша экскаватора, м^3;

$k_э$ – коэффициент экскавации. Для взорванной горной массы

$$k_э \approx 0,9 + 0,007(E - 1) - 1,1(d^э_{ср} - 0,1), \quad (2.27)$$

где $d^э_{ср}$ – диаметр среднего куска экскавируемой горной массы, м.

3.3. Сменная эксплуатационная производительность экскаватора $Q_{см}$, м^3/смену:

$$Q_{см} = Q_т T_{см} k_и k_{нг} k_{сл}, \quad (2.28)$$

где $Q_т$ – техническая производительность экскаватора, м^3/ч;

$T_{см}$ – продолжительность смены, ч;

$k_и$ – коэффициент использования сменного времени ($k_и$ = 0,75÷0,85);

$k_{нг}$ – коэффициент , учитывающий влияние выхода негабарита на производительность экскаватора. При $\gamma_{нг} > 1,5$ %

$$k_{нг} \approx 1 - \frac{0,9\gamma_{нг}}{100}, \quad (2.29)$$

где $\gamma_{нг}$ – выход негабарита, %;

$k_{сл}$ – коэффициент, учитывающий сложность работ с забое.

При валовой выемке $k_{сл}$ = 1, при раздельной (селективной) выемке с простой и сложной сортировкой $k_{сл}$ = 0,82÷0,85.

3.4. Годовая производительность экскаватора $Q_г$, м^3/год:

$$Q_г = Q_{см} N_{см}, \quad (2.30)$$

где $N_{см}$ – число рабочих смен экскаватора в году, $N_{см}$ = 675÷680.

3.5. Рабочий парк экскаваторов

$$N_р = V_{см} / Q_{см}. \quad (2.31)$$

Списочный парк машин

$$N_с = V_г / Q_г. \quad (2.32)$$

4. Составление паспорта экскаваторного забоя.

Примеры паспортов экскаваторных забоев при разборке развала продольными и поперечными заходками представлены на рис. 2.4 и 2.5. Паспорта составляются в стандартных масштабах с указанием числовых значений определяющих параметров.

5. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется одним листом формата А3 или несколькими листами формата А4 и включает следующие чертежи:

1. Поперечный разрез развала горной массы, М 1:500. На чертеже показываются (см. рис. 2.1):

– высота уступа, ширина развала, ширина буровой заходки, максимальная высота развала, максимальная высота забоя, углы откосов во внешней части развала, во внутренней части забоя и в массиве;

– порядок разборки развала по высоте (на полную высоту, с понижением высоты развала, послойная разборка развала);

– при разборке развала продольными заходками указывается порядок отработки заходок, ширина заходки и положение оси экскаватора.

2. Порядок разработки развала (продольными или поперечными заходками), М 1:1000 (см. рис. 2.2).

3. Схема установки экскаватора в торце забоя, М 1:200, М 1:500 (см. рис. 2.3). На схеме указываются числовые значения определяющих параметров.

4. Паспорт установки экскаватора в забое (план и разрез), М 1:500. В паспорте указываются числовые значения определяющих параметров (см. рис. 2.4, 2.5).

5. Две таблицы, включающие технические параметры оборудования и технологические параметры (табл. 2.7 и 2.8).

Таблица 2.7

Технические параметры оборудования

Параметр	Значения
Модель экскаватора	
Вместимость ковша E, м^3	
Радиус черпания на уровне стояния $R_{ч.у}$, м	
Максимальный радиус черпания $R_{ч.max}$, м	
Радиусы разгрузки, м:	
максимальный $R_{р.max}$	
минимальный $R_{р.min}$	
Максимальная высота, м:	
черпания $H_{ч.max}$	
разгрузки $H_{р.max}$	
Высота напорного вала $h_{н.в}$, м	
Ширина хода экскаватора $B_х$, м	
Длина хода экскаватора $L_х$, м	
Модель автосамосвала	
Грузоподъемность $G_а$, т	
Длина автосамосвала $L_а$, м	
Ширина автосамосвала $B_а$, м	

Таблица 2.8

Технологические параметры

Параметр	Значения
Высота уступа $H_у$, м	
Максимальная ширина развала $B_р$, м	
Максимальная высота развала $h_р^{max}$, м	
Максимальная высота забоя $h_з^{max}$, м	
Ширина экскаваторной заходки $A_з$, м	
Тип экскаваторных заходок	
Диаметр среднего экскавируемого куска $d_{ср}^э$, м	
Угол откоса развала:	
в торце забоя $\alpha_т$, град.	
во внешней части забоя $\alpha_{вн}$, град.	
во внутренней части забоя $\alpha_з$, град.	
Вид обрушения пород в забое	
Максимальная ширина развала при обрушении забоя $L_о$, м	
Ширина зоны установки автосамосвала Ш, м	
Угол поворота экскаватора при погрузке β, град.	
Длительность цикла экскавации $T_ц$, с	
Техническая производительность экскаватора $Q_т$, м^3/ч	
Сменная производительность экскаватора $Q_{см}$, м^3/смену	
Годовая производительность экскаватора $Q_г$, м^3/год	
Рабочий парк экскаваторов $N_р$	
Списочный парк машин $N_с$	

Контрольные вопросы

1. Перечислите технологические и рабочие параметры механических лопат.
2. Как определяется и от каких факторов зависит относительный показатель трудности экскавации разрушенных пород?
3. Перечислите типы экскаваторных заходок и способы выемки и погрузки породы экскаваторами.
4. Чем отличается панель от заходки?
5. Типы обрушения пород в забое при экскавации мехлопатами. Какими факторами определяется тип обрушения?
6. Как определяется максимальная высота забоя и способ выемки развала по высоте мехлопатами?
7. Как определяется тип и ширина экскаваторной заходки?
8. Как определяются параметры установки экскаватора в забое?
9. Как определяется зона установки автосамосвала в забое?
10. Из каких элементов состоит рабочий цикл экскаватора?
11. Как определяется коэффициент экскавации и от каких факторов он зависит?
12. Как определяется техническая производительность экскаватора?
13. Как определяется эксплуатационная производительность экскаватора?

Практическая работа № 3

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ЗАБОЕВ ДРАГЛАЙНОВ

Цель работы: освоить методику расчета параметров забоев шагающих экскаваторов-драглайнов при перевалке пород в выработанное пространство и производительности экскаваторов.

Задачи работы:

1. Обоснование параметров экскаваторного забоя и внутреннего отвала.
2. Расчет производительности экскаватора.
3. Составление паспорта экскаваторного забоя.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 179-188; 2, с. 147-170; 3, с. 214-219] изучить технологические параметры экскаваторов-драглайнов, технологию выемки и перевалки пород в выработанное пространство, методику расчета производительности драглайнов.

Исходные условия

Общие условия:

- перевалка пород в выработанное пространство;
- режим работы экскаватора-драглайна с нижним черпанием: работа карьера 7 дней в неделю, 3 смены по 8 ч.

В соответствии с вариантом (табл. 3.1) задаются:

- модель экскаватора;
- относительный показатель трудности экскавации мягких пород $П_{э.м}$;
- коэффициент наполнения ковша экскаватора $k_н$;
- коэффициент разрыхления пород $k_р$;
- угол откоса рабочего уступа α, град;
- устойчивый угол откоса рабочего уступа $\alpha_у$, град;
- угол откоса отвала β, град.

Основные параметры экскаватора, определяющие размеры забоя (табл. 3.2):

- вместимость ковша E, м^3;
- максимальная глубина черпания $H_{ч.\ max}$, м;
- радиус черпания (радиус разгрузки) $R_ч$ ($R_р$), м;
- максимальная высота разгрузки $H_{р.\ max}$, м;
- диаметр опорной базы D, м;
- размеры башмака ($l_б \times b_б$), м.

Порядок выполнения работы

1. Определяется высота вскрышного уступа $H_у$, м.

Максимальное значение высоты вскрышного уступа должно соответствовать следующим условиям:

Таблица 3.1

Исходные данные к практической работе № 4

Номер задания	Модель экскаватора	Относительный показатель трудности экскавации $П_{э.м}$	$k_н$	$k_р$	α, град	$α_у$, град	β, град
1	ЭШ-14.75	3	1,00	1,10	45	35	30
2	ЭШ-20.90	4	0,90	1,15	46	36	31
3	ЭШ-15.100	5	0,80	1,20	47	37	32
4	ЭШ-25.90	6	0,90	1,20	48	38	33
5	ЭШ-20.100	7	0,80	1,10	49	39	34
6	ЭШ-15.110	4	1,00	1,15	50	40	35
7	ЭШ-40.100	5	1,00	1,20	50	41	36
8	ЭШ-30.110	6	0,90	1,25	49	41	36
9	ЭШ-25.120	7	0,80	1,10	48	40	36
10	ЭШ-65.100	8	0,70	1,15	47	39	36
11	ЭШ-40.130	5	1,00	1,20	46	38	35
12	ЭШ-100.100	6	0,90	1,25	45	35	31
13	ЭШ-100.125	7	0,80	1,10	45	35	31
14	ЭШ-14.75	8	0,70	1,15	46	35	30
15	ЭШ-20.90	9	0,75	1,20	47	36	32
16	ЭШ-15.100	6	0,80	1,00	48	37	32
17	ЭШ-25.90	7	0,85	1,10	49	38	33
18	ЭШ-20.100	8	0,90	1,15	50	40	35
19	ЭШ-15.110	9	0,95	1,20	45	36	32
20	ЭШ-40.100	10	1,00	1,25	46	37	33
21	ЭШ-30.110	3	0,75	1,00	47	38	34
22	ЭШ-25.120	4	0,80	1,15	48	40	35
23	ЭШ-65.100	5	0,85	1,15	49	41	36
24	ЭШ-40.130	6	0,90	1,00	50	42	37
25	ЭШ-100.100	7	0,95	1,10	45	41	36
26	ЭШ-100.125	5	1,00	1,15	46	41	36
27	ЭШ-14.75	6	1,00	1,15	47	42	37
28	ЭШ-20.90	7	0,90	1,20	48	42	37
29	ЭШ-15.100	8	0,80	1,25	49	43	37
30	ЭШ-25.90	9	0,85	1,00	50	45	40

Таблица 3.2

Основные технологические параметры драглайнов

Параметры	Модель экскаватора												
	ЭШ-14.75	ЭШ-20.90	ЭШ-15.100	ЭШ-25.90	ЭШ-20.100	ЭШ-15.110	ЭШ-40.100	ЭШ-30.110	ЭШ-25.120	ЭШ-65.100	ЭШ-40.130	ЭШ-100.100	ЭШ-100.125
Вместимость ковша E, м^3	14	20	15	25	20	15	40	30	25	65	40	100	100
Длина стрелы L_c, м	75	90	100	90	100	110	100	110	120	100	130	100	125
Угол наклона стрелы α_c, град.	32	32	32	32	34	34	32	32	32	32	32	32	35
Максимальная глубина черпания $H_{ч.\,max}$, м	38	42,5	46	47	46	50	47	53	57	46	60	47	52
Радиус черпания (радиус разгрузки) $R_ч$ ($R_р$), м	71,4	83,0	91,5	85,4	91,0	99,0	94,8	103,3	117,7	97,6	123,0	97,0	118,0
Максимальная высота разгрузки $H_{р.\,max}$, м	30,6	38,5	45,0	37,5	45,0	52,0	40,0	46,2	52,4	38,5	56,0	43,0	56,0
Диаметр опорной базы D, м	10,8	14,5	14,5	15,3	15,3	15,3	18,0	18,0	18,0	23,5	23,5	27,0	27,0
Размеры башмака ($l_б \times b_б$), м	11,6×1,9	13×2,5	13×2,5	14×2,9	14×2,9	14× 2,9	17,2×3,96	17,2×3,96	17,2×3,96	18× 3,9	18× 3,9	22,5×4,74	22,5×4,74

26

$$\begin{cases} H_{\text{у}} \le H_{\text{ч.max}}; \\ H_{\text{у}} \le \dfrac{R_{\text{ч.max}} - 0{,}5L_{\text{х}}}{\text{ctg}\alpha_{\text{з}} + (\text{ctg}\alpha_{\text{у}} - \text{ctg}\alpha)}, \end{cases} \quad (3.1)$$

где $H_{\text{ч. max}}$ – максимальная глубина черпания, м;

$R_{\text{ч. max}}$ – максимальный радиус черпания, м;

$$R_{\text{ч. max}} = (1{,}15 \div 1{,}20)\, R_{\text{ч}}; \quad (3.2)$$

$L_{\text{х}}$ – длина хода экскаватора, м;

$$L_{\text{х}} = D; \quad (3.3)$$

D – диаметр опорной базы экскаватора, м;

a – ширина призмы возможного обрушения, м;

α – угол откоса рабочего уступа, град;

$\alpha_{\text{у}}$ – устойчивый угол откоса уступа, град;

$\alpha_{\text{з}}$ – угол откоса забоя драглайна, град.

Угол откоса забоя изменяется от 25–30° (нижняя часть забоя) до 45-50° (верхняя часть забоя). Расчеты рекомендуется проводить по минимальному значению $\alpha_{\text{з}}$.

2. Определяется ширина призмы возможного обрушения a, м:

$$a = H_{\text{у}} (\text{ctg}\, \alpha_{\text{у}} - \text{ctg}\, \alpha); \quad (3.4)$$

3. Определяется ширина экскаваторной заходки $A_{\text{з}}$, м:

$$A_{\text{з}} = R_{\text{ч max}} \sin \omega, \quad (3.5)$$

где ω – угол поворота драглайна от своей оси, град.

Рекомендуется принимать $\omega_{\text{о}} = 25 \div 45°$.

4. Производится проверка параметров забоя экскаватора по условию

$$R_{\text{р}} \ge A_{\text{з}} + l_{\text{о}} + c, \quad (3.6)$$

где $R_{\text{р}}$ – радиус разгрузки, м;

$l_{\text{о}}$ – горизонтальное проложение откоса отвала, м;

$$l_{\text{о}} = \sqrt{H_{\text{у}} A_{\text{з}} k_{\text{р}} \text{ctg}\beta}, \quad (3.7)$$

c – ширина свободной полосы между нижними бровками уступа и отвала, м; ($c = 4 \div 6$ м).

При несоблюдении условия (3.6) производится уменьшение ширины экскаваторной заходки и (или) высоты отрабатываемого уступа.

5. Рассчитывается высота внутреннего отвала $H_{\text{о}}$, м:

$$H_{\text{о}} = \sqrt{H_{\text{у}} A_{\text{з}} k_{\text{р}} \text{tg}\beta}. \quad (3.8)$$

Производится проверка:

$$H_{\text{о}} \le H_{\text{р.max}}. \quad (3.9)$$

6. Рассчитывается техническая производительность драглайна $Q_{\text{т}}$, м^3/ч:

$$Q_{\text{т}} = \frac{3600 E k_{\text{н}}}{T_{\text{ц}} k_{\text{р}}}, \quad (3.10)$$

где $T_{\text{ц}}$ – продолжительность цикла экскавации, с;

$$T_{\text{ц}} = t_{\text{ч}} + t_{\text{пр}} + \Delta t\ , \qquad (3.11)$$

где $t_{\text{ч}}$ – продолжительность черпания, с;

$t_{\text{пр}}$ – продолжительность поворотов, с;

Δt – поправка на несовмещенность поворота с разгрузкой, с (Δt = 1,5÷2,5 с).

$$t_{\text{ч}} = t_{\text{ч.п}} \frac{\Pi_{\text{э.д}}}{\Pi_{\text{э.п}}}, \qquad (3.12)$$

где $t_{\text{ч.п}}$ – паспортная продолжительность черпания, с (табл. 3.3);

$\Pi_{\text{э.п}}$ – паспортный показатель трудности экскавации пород драглайнами (см. табл. 3.3);

$\Pi_{\text{э.д}}$ – действительный показатель трудности экскавации пород драглайном;

$$\Pi_{\text{э.д}} = \Pi_{\text{э.м}} k_{\text{в}} k_{\text{тр}}\ , \qquad (3.13)$$

где $\Pi_{\text{э.м}}$ – относительный показатель трудности экскавации пород (см. табл. 3.3);

$k_{\text{тр}}$ – коэффициент влияния типоразмера драглайна (см. табл. 3.3);

$k_{\text{в}}$ – коэффициент, учитывающий вид выемочного оборудования (табл. 3.4).

Таблица 3.3

Показатели, характеризующие паспортную производительность драглайнов

Показатели	Вместимость ковша экскаватора E, м^3			
	4–6	10–15	20–30	50–100
Продолжительность черпания $t_{\text{ч.п}}$, с	15–18	18	20	20
Продолжительность поворота (угол поворота 135°) $t_{\text{пр.п}}$, с	30–42	42	45	45
Паспортный показатель трудности экскавации пород $\Pi_{\text{э.п}}$	3,0–3,5	4,0–4,5	4,8–5,2	5,5–6,0
Коэффициент влияния типоразмера драглайна $k_{\text{тр}}$	1,0	0,90–0,95	0,75–0,85	0,60–0,70

Таблица 3.4

Значения коэффициента $k_{\text{в}}$, учитывающего вид выемочного оборудования

Выемочное оборудование	$k_{\text{в}}$ при значениях $\Pi_{\text{э.м}}$			
	до 3	3–5	6–10	11–15
Драглайн	1,00	1,10	1,15	1,25

Продолжительность поворотов $t_{\text{пр}}$, с:

$$t_{\text{пр}} = \frac{2t_{\text{пр.п}}\ \varphi}{135}, \qquad (3.14)$$

где $t_{\text{пр.п}}$ – паспортная продолжительность поворота, с (см. табл. 3.3);

φ – средний угол поворота экскаватора от центра забоя до места разгрузки, град. (определяется графически по паспорту забоя).

7. Сменная производительность $Q_{\text{см}}$, м^3/смену:

$$Q_{\text{см}} = Q_{\text{т}}\ T_{\text{см}}\ k_{\text{и}}\ , \qquad (3.15)$$

где $T_{\text{см}}$ = 8 ч – продолжительность смены, ч;

$k_{\text{и}}$ – коэффициент использования сменного времени ($k_{\text{и}}$ = 0,80÷0,85).

8. Суточная производительность $Q_{сут}$, м^3/сутки:

$$Q_{сут} = Q_{см}\, n_{см}\,, \tag{3.16}$$

где $n_{см}$ – количество смен работы в сутки ($n_{см} = 3$).

9. Годовая производительность $Q_г$, м^3/год:

$$Q_г = Q_{сут}\, N_г\,, \tag{3.17}$$

где $N_г$ – количество дней работы экскаватора в году ($N_г = 240 \div 260$ дней).

10. Составление паспорта экскаваторного забоя.

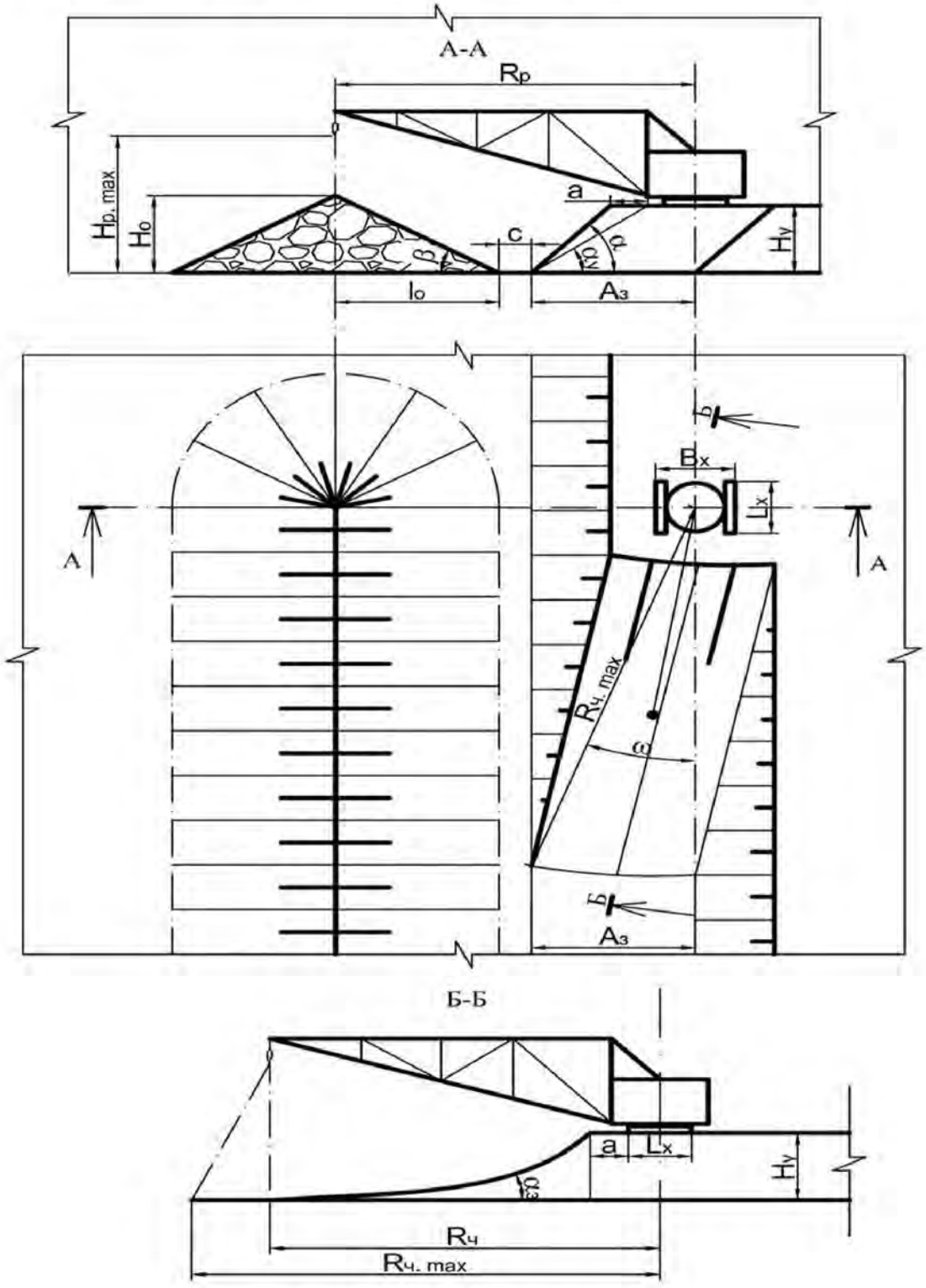


Рис. 3.1. Паспорт забоя драглайна

Пример паспорта забоя драглайна представлен на рис. 3.1. Паспорт составляется в стандартном масштабе с указанием числовых значений определяющих параметров.

7. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется одним листом формата А4 и включает:

1. Паспорт забоя драглайна. В паспорте указываются числовые значения определяющих параметров (см. рис. 3.1). Паспорт выполняется в стандартном масштабе и включает два разреза: по А–А и Б–Б.

2. Таблицу, включающую исходные условия и технологические параметры экскавации (табл. 3.5).

Таблица 3.5

Технологические параметры экскавации

Показатель	Значения
Исходные условия	
Относительный показатель трудности экскавации пород $П_{э.м}$	
Коэффициент наполнения ковша экскаватора $k_н$	
Коэффициент разрыхления пород $k_р$	
Угол откоса рабочего уступа α, град	
Устойчивый угол откоса уступа $α_у$, град	
Угол откоса отвала β, град	
Модель экскаватора	
Вместимость ковша E, м^3	
Радиус черпания (разгрузки) ($R_ч$) ($R_р$), м	
Максимальная глубина черпания $H_{ч.max}$, м	
Максимальная высота разгрузки $H_{р.max}$, м	
Диаметр опорной базы D, м	
Размеры башмака ($l_б \times b_б$), м	
Расчетные показатели	
Высота уступа $H_у$, м	
Угол поворота экскаватора от своей оси ω, град	
Максимальный радиус черпания $H_{ч.max}$, м	
Ширина призмы возможного обрушения a, м	
Ширина экскаваторной заходки $A_з$, м	
Фактический радиус разгрузки $R_р$, м	
Высота отвала $H_о$, м	
Средний угол поворота экскаватора от центра забоя и места разгрузки φ, град	
Продолжительность цикла экскавации $T_ц$, с	
Техническая производительность драглайна $Q_т$, м^3/ч	
Сменная производительность драглайна $Q_{см}$, м^3/смену	
Годовая производительность $Q_г$, тыс. м^3/год	

Контрольные вопросы

1. Перечислите технологические и рабочие параметры экскаваторов-драглайнов.
2. Какие технологические схемы драглайнов используются при разработке горных пород?
3. Как определяется максимальная высота уступа при работе драглайна на перевалке пород в выработанное пространство?
4. Как определяется ширина экскаваторной заходки при работе драглайна на перевалке пород в выработанное пространство?
5. Как рассчитывается высота внутреннего отвала при работе драглайна?
6. Из каких элементов состоит рабочий цикл экскаватора-драглайна при перевалке пород в выработанное пространство? (при погрузке в средства транспорта?).
7. Как определяется действительный показатель трудности экскавации пород драглайном?
8. Как определяется техническая производительность драглайна?
9. Как определяются сменная, суточная и годовая производительности драглайна?

Практическая работа № 4

ВЫЕМКА ГОРНЫХ ПОРОД СКРЕПЕРАМИ

Цель работы: освоить методику расчета параметров скреперования, производительности и парка скреперов при выемке и перемещении горных пород на карьерах.

Задачи работы:

1. Расчет объема скреперных работ и выбор модели скрепера или скреперного комплекса, включающего тягач со скрепером и трактор-толкач.

2. Расчет параметров скреперования (параметров скреперного забоя и отвала).

3. Расчет составляющих рабочего цикла скрепера.

4. Расчет производительности скрепера (скреперного комплекса), парка скреперов и вспомогательных машин (толкачей).

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 130-137; 2, с. 229-236; 6, с. 31-35; 7, с. 5-80] изучить технологические параметры скреперов при открытой разработке месторождений полезных ископаемых, технологические схемы выемки пород скреперами, методику расчета производительности скреперов.

Исходные условия

Общие условия:

– скрепером производится выемка с поверхности при транспортировании пород во внешние отвалы, располагаемые на бортах выработки;

– выемка производится наклонными слоями сверху вниз.

В соответствии с вариантом (табл. 4.1) задаются:

– размеры выработки по поверхности, м ($H \times B \times L$);

– угол откоса бортов выработки α, град;

– тип и категория грунта по трудности разработки;

– плотность грунта γ, т/м^3;

– расстояние транспортирования $L_т$, км;

– срок отработки карьера T, лет.

Порядок выполнения работы

1. Рассчитывается объем скреперных работ V, м^3:

$$V = H(L - H\text{ctg}\alpha)(B - H\text{ctg}\alpha), \qquad (4.1)$$

где H – глубина скреперной выработки, м;

L – длина выработки по поверхности, м;

B – ширина выработки по поверхности, м;

α – угол откоса борта выработки, град.

2. Рассчитывается годовой объем скреперных работ $V_г$, м^3:

$$V_{\text{г}} = V / T, \tag{4.2}$$

где T – срок выполнения работ, лет.

Таблица 4.1

Исходные данные к практической работе № 4

Номер задания	Размер выработки, м ($H \times B \times L$)	Угол откоса бортов выработки α, град	Характеристика грунта			Расстояние транспортирования $L_{\text{т}}$, км	Режим скреперных работ (сутки× смены×часы)	Срок выполнения работы T, лет
			тип грунта	категория по трудности разработки	плотность γ, т/м^3			
1	10×350×500	45	Песок	I	1,2	0,5	180 x 2 x 8	1
2	10×350×600	45	– // –	I	1,4	1,2	180 x 2 x 8	2
3	20×200×800	45	– // –	I	1,5	1,8	180 x 2 x 8	2
4	20×400×800	45	– // –	I	1,5	1,5	180 x 3 x 8	2
5	10×350×1000	45	– // –	I	1,7	1,6	180 x 3 x 8	2,5
6	12×300×600	50	Суглинок	II	1,7	1,0	180 x 2 x 8	2
7	15×200×1000	50	– // –	II	1,8	2,0	180 x 2 x 8	2,5
8	15×300×800	50	– // –	II	1,9	1,5	180 x 3 x 8	2
9	12×200×800	50	– // –	II	1,9	1,8	180 x 2 x 8	1,5
10	10×100×400	50	– // –	II	1,8	1,5	180 x 1 x 8	1,0
11	10×200×500	55	Разрыхление полускал.	IV	1,9	2,0	250 x 1 x 8	1,5
12	12×200×800	55	То же	IV	1,9	1,5	250 x 2 x 8	1,0
13	18×300×700	55	– // –	IV	2,0	2,0	250 x 2 x 8	2
14	20×200×800	55	– // –	IV	1,8	1,5	250 x 2 x 8	3
15	10×300×500	50	Суглинок	II	1,8	1,0	180 x 2 x 8	1
16	15×200×700	50	Глина	III	1,9	2,5	180 x 3 x 8	1,5
17	15×400×900	60	Разрыхление полускал.	IV	2,1	0,8	250 x 3 x 8	2
18	12×150×500	60	То же	IV	2,2	1,5	250 x 1 x 8	1,5
19	12×400×800	60	– // –	IV	2,2	2,0	250 x 2 x 8	2
20	20×300×900	60	– // –	IV	2,1	1,0	250 x 3 x 8	3
21	15×200×500	60	Глина	III	1,9	2,5	250 x 2 x 8	1,5
22	10×300×600	60	Суглинок плотный	III	1,8	1,8	250 x 3 x 8	1
23	15×250×750	60	Глина	III	1,8	3,0	250 x 3 x 8	1,5
24	20×450×800	45	Песок	I	1,5	1,5	180 x 2 x 8	2
25	10×500×500	55	Разрыхление полускал.	IV	1,9	2,0	250 x 1 x 8	1,5
26	12×150×500	45	Песок	I	1,2	0,5	180 x 2 x 8	1
27	12×200×800	55	Разрыхление полускал.	IV	1,9	2,0	250 x 1 x 8	1,5
28	20×200×800	50	Суглинок плотный	III	1,9	2,5	180 x 3 x 8	1,5
29	20×300×900	45	Песок	I	1,5	1,5	180 x 3 x 8	2
30	15×200×1000	60	Разрыхление полускал.	IV	2,	1,5	250 x 1 x 8	1,5

3. Рассчитывается сменный объем скреперных работ $V_{\text{см}}$, м^3:

$$V_{\text{см}} = \frac{V_{\text{г}}}{N_{\text{д}} N_{\text{см}}}, \tag{4.3}$$

где $N_{\text{д}}$ – число рабочих дней (суток) в году (см. табл. 4.1);

$N_{\text{см}}$ – число рабочих смен в сутки (см. табл. 4.1).

4. Производится выбор модели скрепера или скреперного комплекса, рассчитывается фактическая грузоподъемность выбранного скрепера.

4.1. Необходимая (требуемая) вместимость ковша скрепера ($E_т$, м³) определяется по эмпирической формуле, учитывающей годовой объем скреперных работ в тыс. т и расстояние транспортирования [6]:

$$E_т = 8{,}43 + 4{,}96 \cdot 10^{-3} Q_г + 1{,}93 L_т, \quad (4.4)$$

где $Q_г$ – годовой объем скреперных работ, тыс. т;

$$Q_г = V_г \gamma \cdot 10^{-3}, \quad (4.5)$$

где γ – плотность пород (см. табл. 4.1), т/ м³;

$L_т$ – расстояние транспортирования, км (см. табл. 4.1).

4.2. По величине $E_т$ в табл. 4.2 выбирается соответствующая модель скрепера с ковшом геометрической вместимости $E \geq E_т$.

4.3. Если разрабатываемый грунт представлен породами I или II категорий по трудности разработки и геометрическая вместимость ковша скрепера меньше 21 м³ или породами III категории и геометрическая вместимость ковша меньше 16 м³, то разработка ведется одиночным самоходным скрепером. Переходим к пункту 4.4.

Если грунт представлен породами I или II категорий и геометрическая вместимость ковша скрепера больше или равна 21 м³, породами III категории и геометрическая вместимость ковша больше или равна 16 м³ или породами IV категории по трудности разработки, то по табл. 4.3 выбирается мощность трактора-толкача, затем по выбранной мощности трактора-толкача принимается конкретная модель и параметры последнего (табл. 4.4).

Количество толкачей на один скрепер ($n_т$) определяется по формуле

$$n_т = \frac{N_т^т}{N_т^п}, \quad (4.6)$$

где $N_т^т$ – рекомендуемая мощность тракторов-толкачей, кВт (см. табл. 4.3);

$N_т^п$ – принятая мощность трактора-толкача, кВт (см. табл. 4.4).

Полученное по формуле (4.6) значение округляется до большего целого, если $N_т^т > N_т^п$ на 10 % и более. В противном случае округление выполняется до меньшего целого.

Таблица 4.2

Технические характеристики самоходных скреперов

Параметры	Д-357П	ДЗ-32	ДЗ-13Б	ДЗ-115	ДЗ-67	ДЗ-107-1	СС-38 (перспективная модель)
Геометрическая вместимость ковша E, м^3	9,0	10	16,2	16,2	25	25	38
Грузоподъемность G, т	16,4	16,0	30	30	50	50,4	80
Ширина резания $B_р$, м	2,82	2,9	3,41	3,02	3,6	3,8	4,0
Максимальное заглубление $h_{загл}$, м	0,15	0,3	0,3	0,35	0,25	0,4	0.4
Максимальная толщина отсыпки $h_{отс}$, м	0,4	0,5	0,5	0,50	0,55	0,60	0.6
Базовый тягач	МоАЗ-546П	МоАЗ-546	БелАЗ-7422	БелАЗ-531Б	Спец. шасси		
Мощность двигателя $N_{дв}$, кВт	158	158	265	2×256	400	2×405	2×538
Максимальная скорость движения v_{max}, км/ч	40	40	40	40	45	50	50

Таблица 4.3

Рациональное сочетание вместимости ковша скрепера и мощности толкача

Геометрическая вместимость ковша скрепера, м^3	Количество и мощность (кВт) толкачей при категории грунтов по трудности разработки		
	I–II	III	IV
10	–	–	1 × 306
16	–	1×306	1 ×410
21 – 25	1×306	1×410	1×522
30 и более	2×306; 1×574	(2÷3)×306; (1÷2)×574	3×306; 2×574

Таблица 4.4

Параметры тракторов-толкачей

Показатели	Модель трактора			
	Т-180	ДЭТ-250	ДЭТ-320	Т-800
Мощность двигателя $N_{дв}$, кВт	133	237	258	611

4.4. Определяется расчетная грузовместимость ковша выбранного скрепера $E_р$, м^3:

$$E_р = E\frac{k_н}{k_р}, \quad (4.7)$$

где E – геометрическая вместимость ковша скрепера, м^3 (см. табл. 4.2);

$k_н$ – коэффициент наполнения ковша;

$k_р$ – коэффициенты разрыхления породы в ковше скрепера (табл. 4.5).

Таблица 4.5

Значения коэффициентов наполнения ковша ($k_н$) и коэффициентов разрыхления породы в ковше ($k_р$) при различной геометрической вместимости ковша скрепера

Геометрическая вместимость ковша скрепера E, м^3	Значения коэффициентов	Тип грунта		
		песок	суглинки, глина	разрыхленные полускальные породы
6 – 10	$k_н$	0,95	1,00	1,00
	$k_р$	1,15	1,20	1,50
10 – 15 и более	$k_н$	1,00	1,15	1,15
	$k_р$	1,10	1,10	1,40

4.5. Определяется расчетная грузоподъемность скрепера ($G_р$, т) с учетом величины расчетной грузовместимости:

$$G_р = E_р\gamma, \quad (4.8)$$

где γ – плотность пород, т/м^3.

4.6. Фактическая грузоподъемность скрепера ($G_ф$, т) не должна превышать паспортную грузоподъемность (G), приведенную в табл. 4.2. Если $G_ф \le G$, то за фактическую грузоподъемность принимается расчетная грузоподъемность $G_ф = G_р$, а фактическая вместимость ковша $E_ф = E_р$. Если $G_р > G$, то за фактическую грузоподъемность принимается паспортная грузоподъемность $G_ф = G$, а фактическая вместимость ковша рассчитывается по формуле

$$E_ф = E/\gamma, \quad (4.9)$$

где E – паспортная геометрическая вместимость ковша скрепера, м^3.

5. Рассчитываются параметры технологии скреперования.

5.1. Определяются параметры скреперных забоев и уступов.

5.1.1. Длина скреперного забоя (минимальный путь резания) определяется из условия заполнения ковша скрепера на пути набора грунта. При отработке наклонного забоя на спуск минимальный путь резания (l_{min}, м) определяется по формуле

$$l_{\min} = \frac{E_{\text{ф}} k_{\text{п}}}{b_{\text{с}} \delta_{\text{с}} k_{\text{нс}}}, \qquad (4.10)$$

где $E_{\text{ф}}$ – фактическая вместимость ковша скрепера, м^3;

$b_{\text{с}}$ – ширина срезаемой ковшом стружки, м (принимается равной ширине резания $b_{\text{с}} = B_{\text{р}}$), (см. табл. 4.2);

$\delta_{\text{с}}$ – толщина стружки, м (принимается по табл. 4.6 с учетом максимальной величины заглубления $b_{\text{с}} \le h_{\text{загл}}$);

$k_{\text{п}}$ – коэффициент, учитывающий потери породы ($k_{\text{п}} = 1{,}15 \div 1{,}20$);

$k_{\text{нс}}$ – коэффициент, учитывающий неравномерность толщины стружки ($k_{\text{нс}} = 0{,}70 \div 0{,}75$).

Практически во избежание задержек в работе скреперного комплекса длину забоя рекомендуется принимать не менее двукратного минимального пути резания. По длине забоя стружка может убираться в 2, 3 или 4 приема. Тогда фактическая длина забоя $l_{\text{з}}$, м:

$$l_{\text{з}} = n_{\text{пр}} l_{\min}, \qquad (4.11)$$

где $n_{\text{пр}}$ – количество приемов.

Таблица 4.6

Рекомендуемая толщина стружки ($\delta_{\text{с}}$, м) при работе скреперов в разных условиях

Геометрическая вместимость ковша скрепера E, м^3	Тип грунта		
	песок	суглинок	глина, разрыхленные полускальные породы
10	0,30*/–	0,18/–	0,14/–
15	0,35/–	0,21/0,30	0,16/0,22
> 15	0,35/0,40	0,23/0,32	0,18/0,24

* В числителе – без толкача, в знаменателе – с толкачом.

5.1.2. Расчетная высота рабочего уступа $h_{\text{у}}$, м:

$$h_{\text{у}} = l_{\text{з}} \sin \alpha_{\text{з}}, \qquad (4.12)$$

где $\alpha_{\text{з}}$ – угол откоса забоя скрепера (табл. 4.7).

Таблица 4.7

Уклоны участков трассы работы скрепера, град

Уклон забоя скрепера при движении под уклон $\alpha_{\text{з}}$			Уклон участка транспортирования $\alpha_{\text{т}}$				Уклон участка разгрузки $\alpha_{\text{р}}$
			порожнего		груженого		
песок, суглинки	глина	разрыхленные полускальные породы	подъем	спуск	подъем	спуск	
5–6	6–8	10–12	9–10	14–17	7–9	11–14	14–15

5.1.3. Фактическая высота уступа ($h'_{\text{у}}$) принимается такой, чтобы количество уступов в выработке было целым числом при высоте уступа меньше расчётной. Фактический угол откоса забоя $\alpha'_{\text{з}}$, град:

$$\alpha'_{\text{з}} = \arcsin\frac{h'_{\text{у}}}{l_{\text{з}}} \le \alpha_{\text{з}}, \tag{4.13}$$

где $\alpha_{\text{з}}$ – максимальное значение угла забоя скрепера, град (табл. 4.7).

5.1.4. Ширина полосы скреперования ($B_{\text{с}}$, м) зависит от применяемого оборудования, схемы выемки грунта и очередности производства работ. Для наиболее полного заполнения ковша оптимальной считается гребенчатая схема выемки. При этом между смежными проходами скрепера оставляются целики – гребни шириной от 0,5 до 1,5 м и высотой, равной толщине срезаемой стружки. Впоследствии гребни срабатываются грейдером, для эффективной работы которого необходимо минимум два смежных прохода скрепера по полосе скреперования:

$$B_{\text{с}} = n(b_{\text{с}} + b_{\text{г}}), \tag{4.14}$$

где $b_{\text{с}}$ – ширина срезаемой стружки (ширина прохода скрепера), м;

$b_{\text{г}}$ – ширина гребня между смежными проходами скрепера (0,5–1,5 м);

n – число смежных проходов скрепера (n = 2÷4).

5.2. Определяется ширина рабочей площадки ($B_{\text{р.п}}$, м). Рабочая площадка состоит из нескольких взаимозаменяемых полос: полосы рыхления ($B_{\text{р}}$), если разрабатываются породы III и IV категорий по трудности разработки, полосы скреперования ($B_{\text{с}}$) и транспортной полосы (T), если выезд и въезд в разрабатываемую выработку предусмотрен через рабочую площадку. При этом $B_{\text{р}} = B_{\text{с}} = T$.

$$B_{\text{р.п}} = B_{\text{т}} + B_{\text{с}} + T. \tag{4.15}$$

6. Рассчитываются параметры отсыпки отвалов.

6.1. Толщина отсыпки $\delta_{\text{о}}$, м:

$$\delta_{\text{о}} = \frac{E_{\text{ф}}}{b_{\text{с}} t_{\text{р}} v_{\text{р}}}, \tag{4.16}$$

где $E_{\text{ф}}$ – фактическая вместимость ковша скрепера, м^3;

$b_{\text{с}}$ –ширина срезаемой ковшом стружки, м;

$v_{\text{р}}$ – скорость движения скрепера, м/мин (табл. 4.8);

$t_{\text{р}}$ – длительность разгрузки скрепера, мин ($t_{\text{р}}$ = 0,25÷0,30 мин).

Расчетное значение толщины отсыпки не должно превышать максимального значения, приведенного в технической характеристике (см. табл. 4.2): $\delta_{\text{о}} \le h_{\text{отс}}$.

6.2. Длина участка разгрузки $l_{\text{р}}$, м:

$$l_{\text{р}} = \frac{E_{\text{ф}}}{\delta_{\text{о}} b_{\text{с}}}. \tag{4.17}$$

6.3. Высота отсыпаемого отвального уступа (яруса) $h_{\text{я}}$, м:

$$h_{\text{я}} = l_{\text{р}} \sin\alpha_{\text{р}}, \tag{4.18}$$

где $\alpha_{\text{р}}$ – угол наклона площадки разгрузки, град. (см. табл. 4.7).

6.4. Высота скреперного отвала ($H_о$, м) принимается в пределах $H_о$ = 8÷12 м.

6.5. Количество ярусов (слоев) отвала

$$n_я = H_о / h_я . \quad (4.19)$$

6.6. Длину отвала ($L_о$, м) принимаем равной длине скреперной выработки $L_о = L$.

6.7. Ширина отвала ($B_о$, м) определяется по формуле

$$B_о = \frac{V}{H_о L_о k_{р.о}}, \quad (4.20)$$

где V – объем скреперных работ, м^3;

$k_{р.о}$ – коэффициент разрыхления пород в отвале ($k_{р.о}$ = 1,10 ÷ 1,15).

7. Рассчитывается длительность рабочего цикла скрепера $T_ц$, мин:

$$T_ц = t_з + t_д^г + t_д^п + t_р + t_м, \quad (4.21)$$

где $t_з$ – продолжительность загрузки ковша скрепера, мин;

$t_д^г$, $t_д^п$ – соответственно время движения груженого и порожнего скрепера, мин;

$t_р$ – длительность разгрузки, мин;

$t_м$ – продолжительность маневровых, вспомогательных и планировочных операций, мин.

7.1. Продолжительность загрузки ковша скрепера:

$$t_з = l_{min} / v_з , \quad (4.22)$$

где l_{min} – минимальный путь резания, м;

$v_з$ – скорость движения скрепера при резании стружки, м/мин (табл. 4.8).

Таблица 4.8

Скорости движения скрепера в рабочем цикле, м/мин

Загрузка скрепера (резание) $v_з$	Разгрузка $v_р$	Движение с грузом $v_г$	Движение порожняком $v_п$
30–50	48–72	(0,4–0,5)v_{max}	(0,6–0,7)v_{max}

Примечание. v_{max} – максимальная скорость движения скрепера, м/мин (см. табл. 4.2).

7.2. Время движения груженого и порожнего скрепера определяется по формулам:

$$t_д^г = L_т / v_г ; \qquad t_д^п = L_т / v_п , \quad (4.23)$$

где $L_т$ – расстояние транспортирования, м;

$v_г$, $v_п$ – соответственно скорость движения груженого и порожнего скреперов, м/мин (см. табл. 4.8).

7.3. Длительность разгрузки $t_р$, мин:

$$t_р = \frac{l_р}{v_р} k_{раз} , \quad (4.24)$$

где $v_р$ – скорость движения скрепера при разгрузке, м/мин (см. табл. 4.8);

$k_{раз}$– коэффициент, учитывающий время на разравнивание разгруженной породы (при разгрузке под уклон $k_{раз}$ = 1,8÷2,0).

7.4. Продолжительность маневровых, вспомогательных и планировочных операций зависит от схемы движения и дальности транспортирования. Принимается $t_м$ = 1,5÷3,0 мин.

8. Рассчитывается сменная производительность и парк скреперов.

8.1. Сменная производительность скрепера $Q_{см}$, м^3/ смену:

$$Q_{см} = \frac{60 T_{см} E_ф k_и}{T_ц}, \quad (4.25)$$

где $T_{см}$ – продолжительность рабочей смены, ч;

$k_и$ – коэффициент использования сменного времени. При одно– и двухсменном режиме $k_и$ = 0,80÷0,85; при трехсменном режиме $k_и$ = 0,70÷0,75.

8.2. Рабочий парк скреперов $N_р$, шт.:

$$N_р = \frac{V_{см}}{Q_{см}}, \quad (4.26)$$

где $V_{см}$ – сменный объем скреперных работ, м^3.

Списочный парк скреперов $N_с$, шт.:

$$N_с = \frac{N_р}{k_{т.г}}, \quad (4.27)$$

где $k_{т.г}$ – коэффициент технической готовности ($k_{т.г}$ = 0,65÷0,70).

8.3. Количество тракторов-толкачей при работе скреперов по породам, требующим их применения, рассчитывается по формуле

$$N_т = \frac{N_с T_ц^т}{T_ц}, \quad (4.28)$$

где $T_ц$ – длительность рабочего цикла скрепера, мин;

$T_ц^т$ – длительность цикла трактора-толкача, мин.

Длительность цикла трактора-толкача рассчитывается по формуле

$$T_ц^т \approx 1{,}4 t_з + 0{,}3, \quad (4.29)$$

где $t_з$ – продолжительность загрузки скрепера, мин.

Форма отчетности. По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется одним-двумя листами формата А3 (А4) и содержит следующие элементы: паспорт участка скреперования, включающий схему движения скрепера, план рабочей площадки с сечением (рис. 4.1, 4.2). Изображается отработка первого (верхнего) уступа скреперной выемки и отсыпка первого яруса скреперного отвала. Угол откоса отвального яруса принимается $\alpha_о \approx (0{,}70÷0{,}75)\alpha$, где α – угол откоса борта скреперной выемки, град. Ширина транспортного заезда на отвал принимается $B_т \approx (1{,}5÷2{,}0) b_с$, где $b_с$ – ширина прохода скрепера, м. Чертежи выполняются в стандартных масштабах.

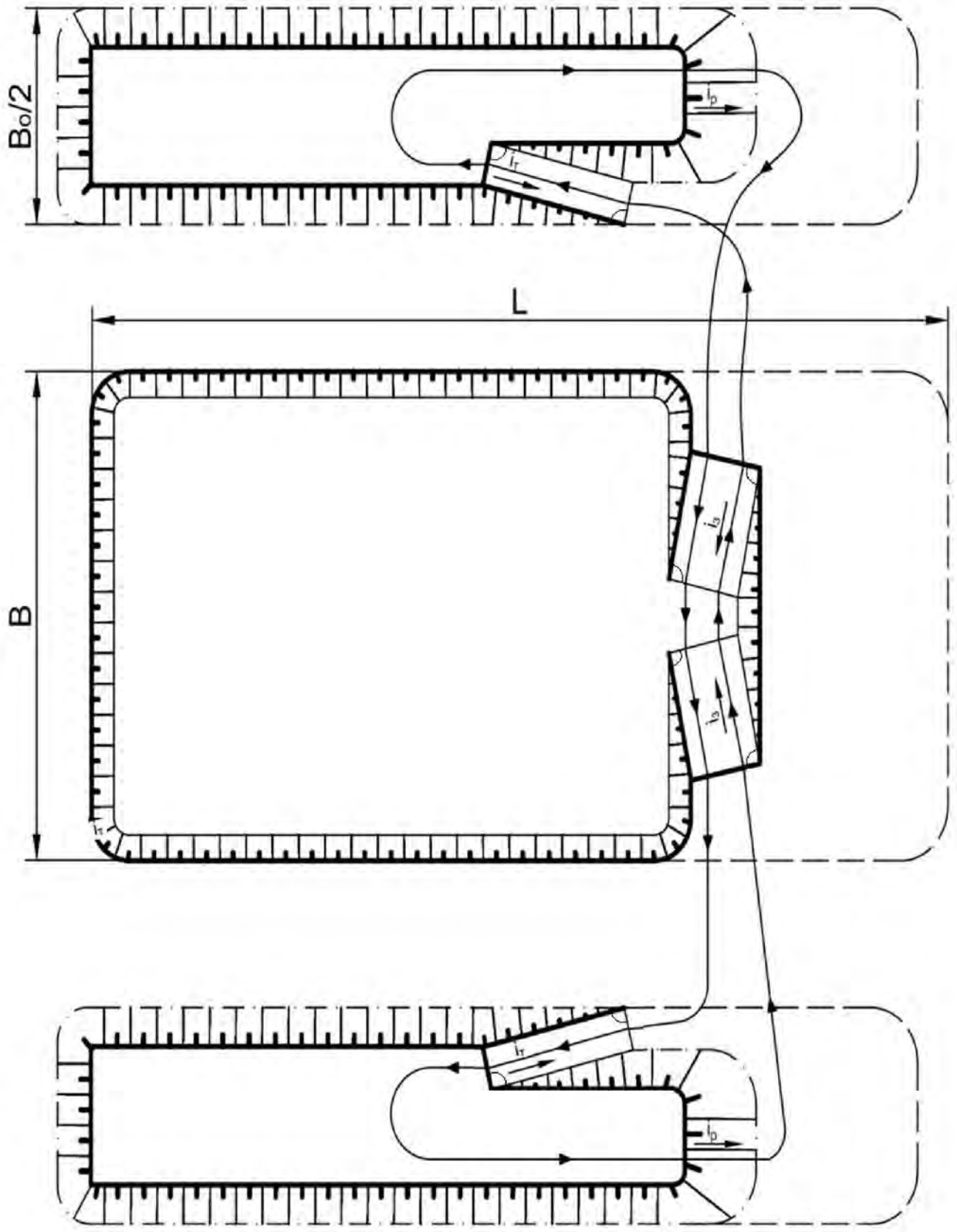


Рис. 4.1. Паспорт участка скреперования

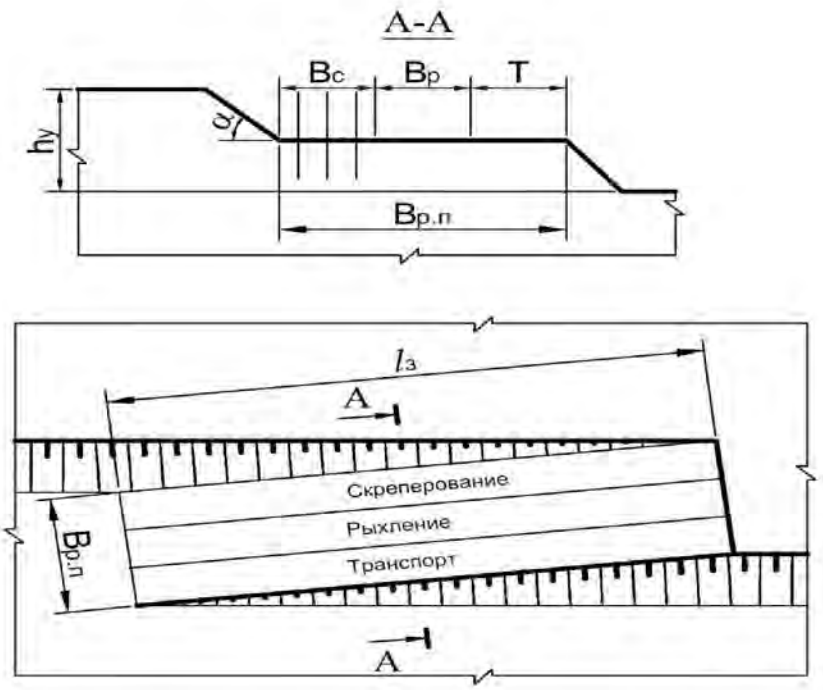


Рис. 4.2. План рабочей площадки

Технологические параметры выемки горных пород скреперами заносятся в таблицу (табл. 4.9).

Таблица 4.9

Технологические параметры выемки горных пород скреперами

Показатели	Значения
1	2
Исходные условия	
Тип разрабатываемого грунта	
Категория по трудности разработки	
Плотность пород γ, т/м^3	
Размеры скреперной выработки, м:	
глубина H	
ширина B	
длина L	
Расстояние транспортирования $L_т$, км	
Срок выполнения работ T, лет	
Расчетные показатели	
Объем скреперных работ, м^3:	
годовой $V_г$	
сменный $V_{см}$	
Модель скрепера	
Расчетная вместимость ковша $E_р$, м^3	
Ширина стружки $b_с$, м	
Толщина стружки $\delta_с$, м	
Длина скреперного забоя, м:	
минимальная l_{min}	
фактическая $l_з$	

Окончание табл. 4.9

2	2
Высота рабочего уступа, м:	
расчетная $h_у$	
фактическая $h'_у$	
Количество рабочих уступов в выработке $n_у$	
Фактический угол откоса забоя $\alpha'_з$, град.	
Ширина полосы скреперования $B_с$, м	
Ширина рабочей площадки $B_{р.п}$, м	
Толщина отсыпки $\delta_о$, м	
Высота отвального яруса $h_я$, м	
Длительность рабочего цикла скрепера $T_ц$, мин	
Производительность скрепера $Q_{см}$, м^3/смену	
Рабочий парк скреперов $N_р$, шт.	
Списочный парк, шт.: скреперов $N_с$	
тракторов-толкачей $N_т$	

Контрольные вопросы

1. Назовите область рационального применения скреперов и работы, выполняемые скреперными комплексами.
2. Перечислите достоинства и недостатки скреперной технологии горных работ.
3. Назовите основные технологические параметры скреперов, применяемых на открытых горных работах.
4. Как классифицируются скреперы по способу соединения скреперного оборудования с тягачом? По способу загрузки ковша? По способу разгрузки? По системе управления рабочими органами? По типу трансмиссии?
5. Какие сопротивления испытывает скрепер в процессе работы? Каковы требования к тяговому усилию.
6. Какие факторы учитываются при выборе модели скреперов?
7. Как определяется длина скреперного забоя?
8. Как определяется толщина стружки при наборе ковша скрепера?
9. Из каких элементов складывается рабочий цикл скрепера? Как рассчитывается их продолжительность?
10. Как определяется ширина полосы скреперования и ширина рабочей площадки при скреперной технологии горных работ?
11. Как определяется высота уступа при скреперной выемке?
12. Как определяется сменная производительность скрепера?
13. Назовите типы забоев при скреперной выемке горных пород и возможные схемы движения скреперов.

Практическая работа № 5

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ВЫЕМКИ ГОРНЫХ ПОРОД РОТОРНЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ

Цель работы: освоить методику расчета параметров забоя и производительности роторных экскаваторов.

Задачи работы:

1. Расчет параметров торцевого забоя роторного экскаватора при выемке пород горизонтальными или вертикальными стружками.
2. Расчет производительности роторного экскаватора.
3. Составление паспорта экскаваторного забоя.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 199-214; 2, с. 173-187; 3, с. 198-204] изучить технологические и рабочие параметры роторных экскаваторов, параметры забоев и технологические схемы выемки пород роторными экскаваторами, методику расчета производительности роторных экскаваторов.

Исходные условия

В соответствии с вариантом (табл. 5.1) задаются:

– модель роторного экскаватора с соответствующей технической характеристикой (табл. 5.2);

– способ выемки пород в забое (горизонтальными или вертикальными стружками);

– угол откоса уступа, зависящий от плотностных свойств пород α, град;

– угол поворота стрелы в сторону уступа при отработке верхнего слоя $\varphi_в$, град;

– угол поворота стрелы в сторону выработанного пространства при отработке нижнего слоя $\varphi_н$, град;

– коэффициент влияния забоя $k_з$, ед;

– коэффициент экскавации $k_э$, ед.

Таблица 5.1

Исходные данные к практической работе № 5

Номер задания	Модель экскаватора	Способ выемки*	α, град	Угол поворота стрелки, град.		$k_з$	$k_э$
				$\varphi_в$	$\varphi_н$		
1	2	3	4	5	6	7	8
1	1	ГС	60	90	30	0,90	0,74
2	2	ВС	42	75	45	0,80	0,76
3	3	ВС	42	80	40	0,75	0,80
4	4	ВС	46	85	35	0,75	0,74
5	5	ГС	45	90	30	0,65	0,78
6	6	ГС	54	75	40	0,80	0,70

Окончание табл. 5.1

1	2	3	4	5	6	7	8
7	7	ГС	54	80	45	0,90	0,74
8	8	ВС	45	85	40	0,75	0,80
9	1	ВС	60	75	45	0,80	0,70
10	2	ВС	42	90	30	0,80	0,70
11	3	ГС	42	75	45	0,70	0,74
12	4	ВС	46	80	40	0,75	0,80
13	5	ВС	45	75	35	0,70	0,80
14	6	ВС	54	85	45	0,80	0,70
15	8	ВС	45	75	40	0,70	0,70
16	7	ГС	54	80	45	0,90	0,74
17	3	ВС	42	75	40	0,75	0,8
18	5	ГС	45	90	45	0,80	0,70
19	7	ГС	54	75	45	0,70	0,80
20	1	ГС	60	85	35	0,70	0,80
21	2	ГС	42	75	40	0,70	0.76
22	6	ВС	54	80	45	0,80	0,76
23	8	ВС	45	75	45	0,80	0,74
24	4	ВС	46	85	35	0,80	0,76
25	5	ГС	45	80	45	0,65	0,74
26	2	ГС	40	70	45	0,70	0,74
27	7	ВС	45	75	35	0,70	0,80
28	4	ГС	46	80	40	0,80	0,70
29	5	ГС	45	75	35	0,70	0,80
30	4	ВС	46	85	35	0,75	0,74

* ГС – горизонтальные стружки; ВС – вертикальные стружки.

Таблица 5.2

Основные технологические параметры роторных экскаваторов с невыдвижной стрелой

Параметры	ЭРП-2500	ЭРШР-5000	ЭРШРД-5000	ЭР-7000	ЭРП-6500	ЭРП-5250В с верхней погрузкой	ЭРП-5250 (ЭРП-5250Вс)	ЭР-5250
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Номер модели экскаватора	1	2	3	4	5	6	7	8
Теоретическая производительность по рыхлой массе $Q_{теор}$, м^3/ч	2500	5000	5000	5250	6500	5250	5250	5250
Диаметр ротора $d_р$, м	8,0	16,0	13,0	16,5	13,5	11,5	11,5	16,0
Число ковшей $n_к$	18	10	16	16	20	22	22	16
Частота ссыпок $n_с$, мин$^{-1}$	80-130	36-52	56-80	27-78	90-113	110-143	110-143	66-80

Окончание табл. 5.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Вместимость ковша $V_к$, л	560	2300	1500	2500	2200	900	900	2000
Длина стрелы $L_с$, м	27,0	63,3	57,0	42,7	56.0	40,0	40,0	42,5
Высота оси качения стрелы ротора c, м	11,75	20,5	20,5	19,5	20,5	26,0	16,0	16,0
Эксцентриситет оси качения стрелы ротора a, м	1,75	2,4	2,4	2,4	2,4	1,75	2,4	2,4
Угол наклона стрелы ротора при отработке верхнего слоя $\rho_в$, град	17,9	15,4	17,9	20,2	17,6		17,6	19,6
Угол наклона стрелы ротора при отработке слоя на уровне стояния экскаватора $\rho_у$, град	16,7	11,4	14,2	15,2	14,5		14,8	10,8
Максимальная высота отрабатываемого уступа выше уровня стояния экскаватора $H_к$, м	21,4	40,0	40,0	37,0	40,0	30,0	30	33
Тип ходового оборудования	Трехопорное многогусеничное	Шагающе-рельсовое						

Порядок выполнения работы

1. Определяется высота слоя, отрабатываемого за один проход роторного колеса, число слоев выемки и высота забоя роторного экскаватора.

1.1. Высота забоя роторного экскаватора, как правило, равна высоте уступа и назначается исходя из его устойчивости и параметров оборудования. При выемке пород вертикальными стружками высота уступа ($H_у$, м) определяется из выражения

$$H_у = L_с \sin\rho_в + c + h - 0{,}5d_р, \qquad (5.1)$$

где $L_с$ – длина роторной стрелы, м;

c – высота закрепления опорного шарнира стрелы (высота оси качения стрелы ротора), м;

$\rho_в$ – угол наклона стрелы ротора при отработке верхнего слоя, град. (см. табл. 5.2);

h – высота выемочного слоя, м;

$d_р$ – диаметр ротора, м.

1.2. Высота выемочного слоя (h, м) при выемке вертикальными стружками равна высоте стружки и определяется из выражения

$$h = (0{,}5 \div 0{,}7)d_р. \tag{5.2}$$

При этом нижняя граница соответствует минимальной производительности экскаватора, а верхняя – максимальной при обеспечении безопасно допустимого козырька при формировании стружки.

В расчетах рекомендуется принимать

$$h = 0{,}7d_р. \tag{5.3}$$

1.3. Количество слоев выемки по высоте забоя ($n_с$) при выемке вертикальными стружками определяется из выражения

$$n_с = H_у / h\ , \tag{5.4}$$

где $H_у$ – высота уступа, рассчитанная по формуле (5.1), м.

1.4. Если количество слоев выемки является дробным числом, то оно округляется до целого в меньшую сторону, а высота уступа, рассчитанная по формуле (5.1), корректируется:

$$H_у^к = hn_с\ , \tag{5.5}$$

где $H_у^к$ – откорректированная высота уступа, м.

1.5. Производится корректировка угла наклона стрелы при отработке верхнего слоя:

$$\rho_в^к = \arcsin\left(\frac{H_у^к - c - h + 0{,}5d_р}{L_с}\right), \tag{5.6}$$

где $\rho_в^к$ – откорректированное значение угла наклона стрелы при отработке верхнего слоя, град.

1.6. При выемке пород горизонтальными стружками высота уступа уменьшается на величину h и определяется из выражения

$$H_у = L_с \sin\rho_в + c - 0{,}5d_р. \tag{5.7}$$

1.7. При выемке горизонтальными стружками длина стружек ($l_с$, м) находится в пределах $l_с = (0{,}5 \div 0{,}7)d_р$.

В расчетах рекомендуется принимать:

$$l_с = 0{,}7d_р. \tag{5.8}$$

1.8. Высота выемочного слоя при выемке горизонтальными стружками равна примерно половине диаметра роторного колеса:

$$h \approx 0{,}5d_р. \tag{5.9}$$

1.9. Количество слоев выемки по высоте забоя и откорректированная высота уступа при выемке горизонтальными стружками определяется так же, как и при выемке вертикальными стружками (см. п.п. 1.3; 1.4).

1.10. Корректировка угла наклона стрелы при отработке верхнего слоя при выемке горизонтальными стружками производится по выражению

$$\rho_{в}^{к} = \arcsin\left(\frac{H_{у}^{к} - c + 0{,}5d_{р}}{L_{с}}\right), \qquad (5.10)$$

2. Угол откоса уступа (α, град) принимается в соответствии с заданием (см. табл. 5.1). По условию краткосрочной устойчивости угол откоса забоя ($\alpha_{з}$, град) может быть на 5–10 % больше угла откоса уступа.

3. Рассчитывается ширина заходки роторного экскаватора A, м:

– при выемке вертикальными стружками

$$A = \left(L_{с}\cos\rho_{в}^{к} + a\right)\sin\varphi_{в} + \left(L_{с}\cos\rho_{у} + a\right)\sin\varphi_{н} - \left(H_{у}^{к} - h\right)\operatorname{ctg}\alpha; \qquad (5.11)$$

– при выемке горизонтальными стружками

$$A = \left(L_{с}\cos\rho_{в}^{к} + a\right)\sin\varphi_{в} + \left(L_{с}\cos\rho_{у} + a\right)\sin\varphi_{н} - H_{у}^{к}\operatorname{ctg}\alpha. \qquad (5.12)$$

4. Рассчитывается производительность роторного экскаватора, работающего в комплексе с конвейерным транспортом.

4.1. Техническая производительность экскаватора $Q_{т}$, м^3/ч:

$$Q_{т} = Q_{теор}k_{э}k_{з}, \qquad (5.13)$$

где $Q_{теор}$ – теоретическая производительность экскаватора по рыхлой горной массе, м^3/ч (см. табл. 5.2);

$k_{э}$ – коэффициент экскавации (см. табл. 5.1);

$k_{з}$ – коэффициент влияния забоя (см. табл. 5.1).

Коэффициент $k_{з}$ учитывает потери времени на переход к отработке следующего забойного блока, новых стружек и слоев.

4.2.Сменная эксплуатационная производительность $Q_{см}$, м^3/смену:

$$Q_{см} = Q_{т}\,T_{см}\,k_{и}\,k_{у}\,k_{п}\,k_{т.г}\,k_{т}, \qquad (5.14)$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, ч;

$k_{и}$ – коэффициент использования сменного времени ($k_{и}$ = 0,8);

$k_{у}$ – коэффициент качества управления ($k_{у}$ = 0,92÷0,98);

$k_{п}$ – коэффициент, учитывающий потери экскавируемого материала. Для роторных экскаваторов с гравитационным ротором ($k_{п}$ = 0,93÷0,97);

$k_{т.г}$ – коэффициент технической готовности экскаватора ($k_{тг}$ = 0,90÷0,95);

$k_{т}$ – коэффициент, учитывающий простои экскаватора по транспортным условиям. При работе экскаватора в комплексе с конвейерным транспортом $k_{т}$ = 1,0.

5. Составление паспорта экскаваторного забоя.

Примеры паспортов экскаваторных забоев при выемке пород вертикальными и горизонтальными стружками представлены на рис. 5.1 и 5.2. Паспорта составляются в стандартных масштабах с указанием числовых значений определяющих параметров.

6. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты, графическую часть (паспорт экскаваторного забоя), а также таблицу, включающую исходные условия и расчетные показатели (табл. 5.3).

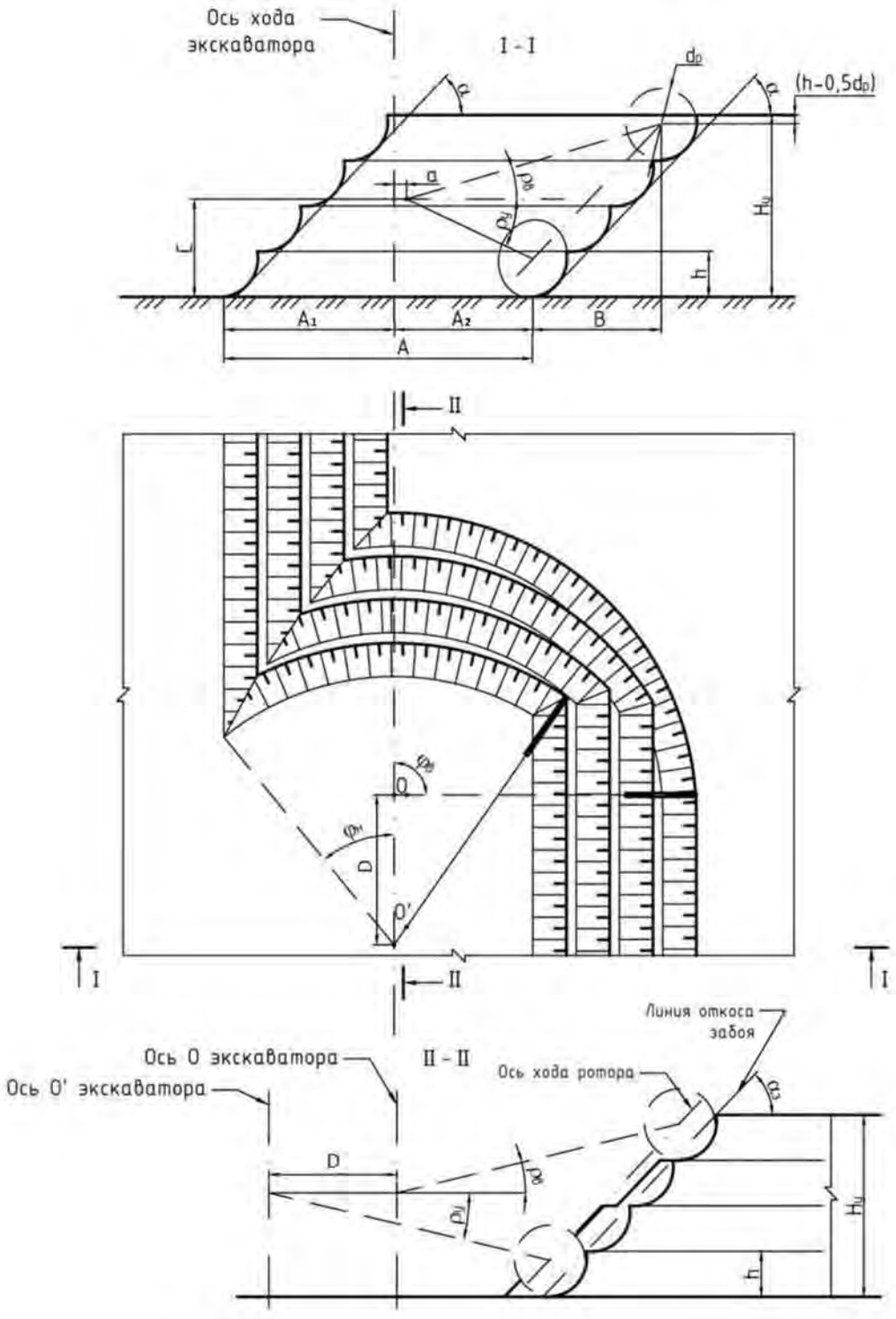


Рис. 5.1. Паспорт установки экскаватора в забое
при выемке пород вертикальными стружками:

$$A_1 = \left(L_c \cos\rho_в^к + a\right)\sin\varphi_в; \quad A_2 = \left(L_c \cos\rho_у + a\right)\sin\varphi_н - \left(H_у - h\right)\mathrm{ctg}\,\alpha;$$

$$B = \left(H_у - h\right)\mathrm{ctg}\,\alpha; \quad D = \left(H_у - h\right)\mathrm{ctg}\,\alpha_з$$

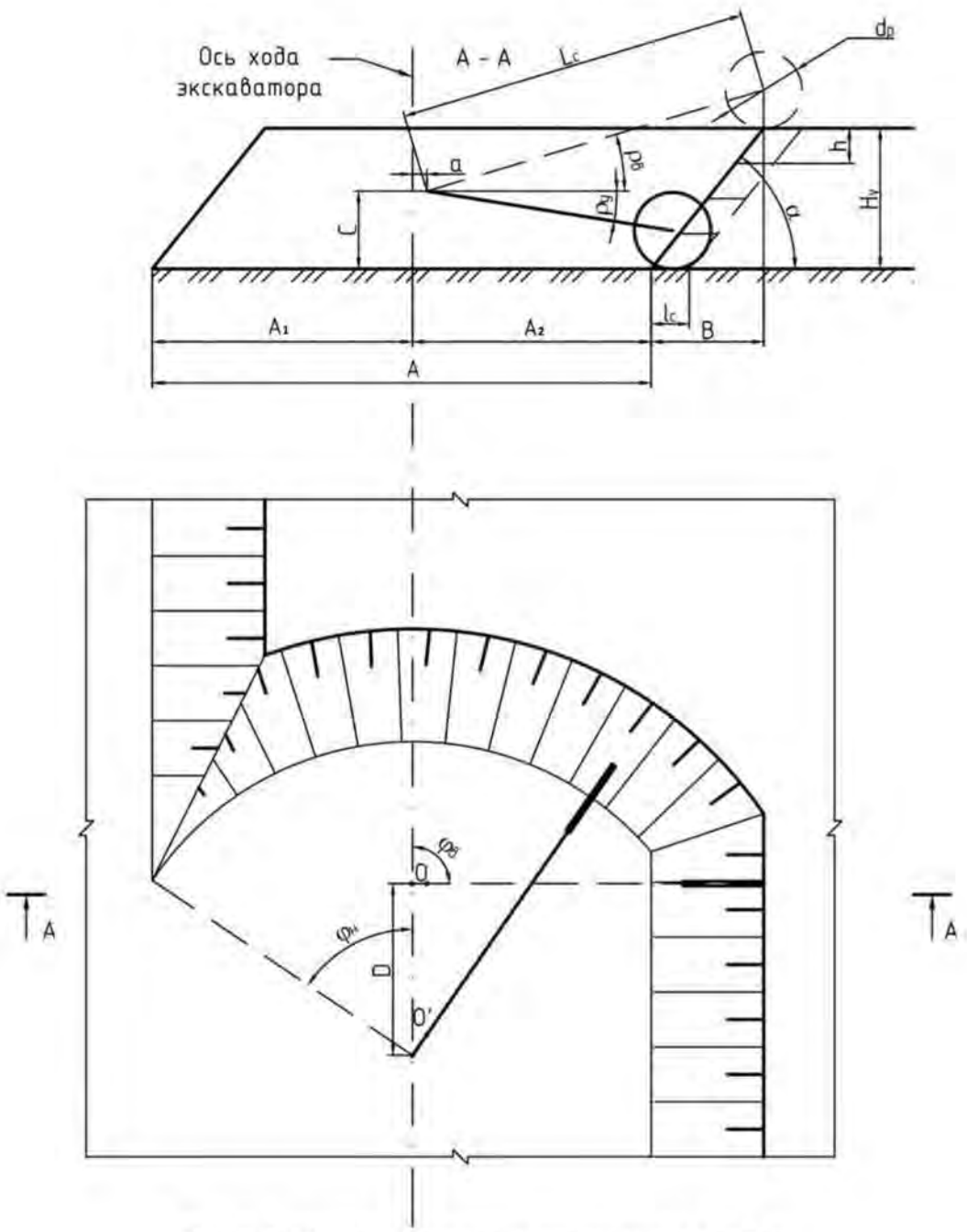


Рис. 5.2. Паспорт установки экскаватора в забое
при выемке пород горизонтальными стружками:

$$A_1 = \left(L_c \cos\rho_в^к + a\right)\sin\varphi_в; \quad A_2 = \left(L_c \cos\rho_у + a\right)\sin\varphi_н - H_у \operatorname{ctg}\alpha;$$

$$B = H_у \operatorname{ctg}\alpha; \quad D = \left(H_у - h\right)\operatorname{ctg}\alpha_з$$

Таблица 5.3

Технологические параметры выемки пород роторным экскаватором

Параметр	Значение
Исходные условия	
Модель экскаватора	
Способ выемки горных пород в забое	
Угол откоса уступа α, град	
Угол поворота стрелы в сторону уступа при отработке верхнего слоя $\varphi_в$, град	
Угол поворота стрелы в сторону выработанного пространства при отработке нижнего слоя $\varphi_н$, град	
Угол наклона стрелы ротора при отработке верхнего слоя $\rho_в$, град	
Угол наклона стрелы ротора при отработке слоя на уровне стояния экскаватора $\rho_в$, град	
Диаметр ротора $d_р$, м	
Число ковшей $n_к$	
Частота ссылок $n_с$, мин$^{-1}$	
Вместимость ковша $V_к$, м^3	
Длина стрелы $L_с$, м	
Высота оси качения стрелы ротора c, м	
Эксцентриситет от качения стрелы ротора a, м	
Теоретическая производительность по рыхлой массе $Q_{теор}$, м^3/ч	
Коэффициент влияния забоя $k_з$	
Коэффициент экскавации $k_э$	
Расчетные показатели	
Высота уступа $H_у$, м	
Высота выемочного слоя h, м	
Количество слоев выемки забоя $n_с$	
Откорректированная высота уступа $H_у^к$, м	
Откорректированное значение угла наклона стрелы при отработке верхнего слоя $\rho_в^к$, град	
Длина стружки $l_с$, м	
Угол откоса забоя $\alpha_з$, град.	
Ширина заходки A, м	
Техническая производительность экскаватора $Q_т$, м^3/ч	
Эксплуатационная производительность экскаватора $Q_{см}$, м^3/смена	

Контрольные вопросы

1. Перечислите технологические и рабочие параметры роторных экскаваторов.
2. Где применяются роторные экскаваторы? Приведите технологические схемы работы роторных экскаваторов.
3. Каковы удельные усилия копания у роторных экскаваторов?
4. Приведите схемы выемки пород в забое и области их применения.
5. Приведите классификацию роторных экскаваторов.

6. Как рассчитывается высота выемочного слоя при выемке вертикальными и горизонтальными стружками?
7. Как рассчитывается высота уступа роторного экскаватора?
8. Как рассчитывается и от каких факторов зависит ширина заходки роторного экскаватора?
9. Назовите интервалы значений углов наклона стрелы роторного экскаватора при отработке верхнего слоя и слоя на уровне стояния экскаватора.
10. Как рассчитывается техническая производительность роторных экскаваторов и от каких факторов она зависит?
11. Что учитывает коэффициент влияния забоя и какие значения он принимает?
12. Как рассчитывается эксплуатационная производительность роторных экскаваторов и какие факторы она учитывает?

Список использованной литературы

1. Ржевский В. В. Открытые горные работы: Производственные процессы: учебник. – 7-е изд. – М.: Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2010. – 512 с. (Классика инженерной мысли: горное дело).
2. Репин Н. Я., Репин Л. Н. Выемочно-погрузочные работы: учеб. пособие. – М.: Горная книга, 2010. – 267 с., илл. (Процессы открытых горных работ).
3. Анистратов Ю. И., Анистратов К. Ю., Щадов М. И. Справочник по открытым горным работам. - М.: ООО «НТЦ «Горное дело», 2010. – 700 с., илл.
4. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при проведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» Утв. приказом Ростехнадзора от 11.12.2013 № 599. – Екатеринбург: ИД «УралЮрИздат», 2014. – 212 с.
5. Беляков Ю. И. Выемочно-погрузочные работы на карьерах. – М.: Недра, 1987. – 268 с.
6. Трубецкой К. Н., Леонов Е. Р., Панкевич Ю. Б. Комплексы мобильного оборудования на открытых горных работах. – М.: Недра, 1990. – 255 с.
7. Скреперы: учеб. пособие / Ю. В. Стенин, Н. В. Мартынов, С. А. Арефьев, Е. А. Елькин; под ред. Ю. В. Стенина; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2012 . – 80 с.

Содержание

Введение 3

Практическая работа № 1. Расчет рабочего цикла, производительности и парка бульдозеров 4

Практическая работа № 2. Расчет параметров забоев механических лопат в скальных породах 11

Практическая работа № 3. Расчет параметров забоев драглайнов... 24

Практическая работа № 4. Выемка горных пород скреперами..... 32

Практическая работа № 5. Расчет параметров выемки горных пород роторными экскаваторами 44

Список использованной литературы 52

Учебное издание

Юрий Иванович Лель
Юрий Владимирович Стенин
Дмитрий Андреевич Шлохин
Игорь Андреевич Глебов

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Выемочно-погрузочные работы

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Под редакцией доктора технических наук,
профессора Ю. И. Леля

Редактор изд-ва *Л. В. Устьянцева*

Подписано в печать 13.03.2019 г.
Бумага писчая. Формат 60 × 84$^{1}/_{16}$.
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.
Печ. л. 3,3. Уч.-изд. л. 6,25. Тираж 100 экз. Заказ №

Издательство УГГУ
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Уральский государственный горный университет.
Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ.

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Карьерный транспорт

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Под редакцией доктора технических наук,
профессора Ю. И. Леля

Екатеринбург

Введение

Учебно-методическое пособие по выполнению практических работ «Карьерный транспорт» разработано на основе рабочей учебной программы дисциплины «Процессы открытых горных работ» для студентов специализации «Открытые горные работы» (ОГР) специальности 21.05.04 – «Горное дело». Оно содержит рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень литературных источников.

Основная цель практических работ – приобретение базовых знаний, умений и навыков по технологии карьерного транспорта, необходимых для осуществления учебной и профессиональной деятельности.

Задачами практических работ являются:

– приобретение практических навыков по обоснованию технологических параметров и выбору карьерного транспорта;

– овладение методами расчета, необходимыми для выбора рациональных параметров карьерного транспорта в конкретных горнотехнических условиях эксплуатации.

Каждая практическая работа рассчитана на два-четыре академических часа при соответствующей подготовке студента.

Общий порядок выполнения работ:

1. Практические работы проводятся после прослушивания студентами лекций по соответствующим разделам курса.

2. Перед выполнением практической работы студент должен проработать рекомендуемую литературу и соответствующие темы лекций, а также изучить порядок и алгоритм её выполнения.

3. Практические работы выполняются на основе индивидуальных исходных данных. Номера вариантов определяются преподавателем.

4. Для выполнения практической работы необходимо иметь при себе конспект лекций, рабочую тетрадь, чертёжные инструменты и калькулятор.

5. Результаты практической работы представляются в виде отчёта – технического документа, оформленного в соответствии с требованиями ГОСТа 2.105-95. Отчёт должен содержать следующие разделы: наименование и цель работы; исходные данные; краткое описание теоретических положений, лежащих в основе данной работы; основные формулы и расчёты, таблицы с результатами расчётов, графики; анализ полученных результатов и выводы.

6. Оценка за практическую работу выставляется на основе защиты отчёта и ответов на контрольные вопросы с учётом качества оформления.

7. Отчёты по практическим работам выполняются в виде отдельной работы со сквозной нумерацией страниц, с титульным листом стандартной формы и содержанием. На титульном листе указывается общая тематика практических работ, наименование студенческой группы, полные фамилия, имя и отчество студента-исполнителя, а также фамилия, имя, отчество и должность преподавателя.

Практическая работа № 1

РАСЧЕТ ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТИ ТРАНСПОРТНОГО ЦИКЛА, ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ И ПАРКА АВТОСАМОСВАЛОВ

Цель работы: освоить методику расчета продолжительности транспортного цикла, производительности и парка автосамосвалов при перевозке горной массы по заданной трассе.

Задачи работы:

1. Расчет длительности погрузки автосамосвала.
2. Расчет скоростей и продолжительности движения автосамосвала в грузовом и порожняковом направлениях.
3. Расчет продолжительности транспортного цикла с учетом маневровых операций, операций разгрузки и технологических задержек.
4. Расчет сменной производительности автосамосвалов.
5. Расчет потребного парка автосамосвалов.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 308-323; 2, с. 15-51; 3, с. 157-182] изучить основные технологические параметры карьерных автосамосвалов, условия их эксплуатации и методику расчета производительности.

Исходные условия

Общие условия:

- продолжительность рабочей смены автосамосвала $T_{см} = 8$ ч;
- коэффициент использования сменного времени автосамосвала $k_и = 0{,}70 \div 0{,}75$;
- число смен работы карьера в сутки $n_к = 3$;
- число рабочих дней карьера в году $N_{дн} = 350$;

В соответствии с вариантом (табл. 1.1) задаются:

- годовой грузооборот карьера $A_к$, млн. т/год;
- модель автосамосвала;
- модель экскаватора;
- тип горных пород: рыхлые (I и II категории по ЕНВ) – нечетные варианты;

  скальные (III, IV и V категории по ЕНВ) – четные варианты;
- плотность пород в целике γ, т/м^3 (рыхлые $\gamma = 1{,}4 \div 1{,}8$ т/м^3; скальные $\gamma = 2{,}0 \div 3{,}5$ т/м^3, конкретное значение γ выбирается самостоятельно);
- параметры пяти участков трассы транспортирования, включающие:
  - тип дорожного покрытия;
  - расстояние транспортирования l, км;
  - уклон участка i, доли ед.

Таблица 1.1

Исходные данные к практической работе № 1

Номер задания	$A_к$, млн т	Модель		Участки														
		автосамосвала БелАЗ-	экскаватора ЭКГ-	1			2			3			4			5		
				тип покр.	i_1	l_1, км	тип покр.	i_2	l_2, км	тип покр.	i_3	l_3, км	тип покр.	i_4	l_4, км	тип покр.	i_5	l_5, км
1	6	7540D	5А	Забойные дороги (Б/П)	0	0,8	Щ	0,080	1,5	А/Б	-0,030	1,2	А/Б	0,010	0,5	Отвальные укатанные дороги (Б/П)	0,005	0,3
2	6	7540D	5А		0	0,8	Щ	0,080	1,2	А/Б	-0,030	1,0	А/Б	0,010	0,6		0,005	0,4
3	6	7540D	5А		0	0,8	Щ	0,080	1,0	А/Б	-0,030	0,8	А/Б	0,010	0,7		0,005	0,5
4	6	7540D	5А		0	0,8	Щ	0,080	0,8	А/Б	-0,030	1,2	А/Б	0,010	0,3		0,005	0,3
5	6	7540D	5А		0	0,8	Щ	0,080	1,0	А/Б	-0,030	1,0	А/Б	0,010	0,5		0,005	0,4
6	12	7547	8И		0	0,6	А/Б	0,075	1,5	Щ	-0,040	1,2	Щ	0,005	0,5		0	0,3
7	12	7547	8И		0	0,6	А/Б	0,075	1,2	Щ	-0,040	1,0	Щ	0,005	0,6		0	0,4
8	12	7547	8И		0	0,6	А/Б	0,075	1,0	Щ	-0,040	0,8	Щ	0,005	0,7		0	0,5
9	12	7555В	8И		0	0,6	А/Б	0,075	0,8	Щ	-0,040	1,2	Щ	0,005	0,3		0	0,3
10	12	7555В	8И		0	0,6	А/Б	0,075	1,0	Щ	-0,040	1,0	Щ	0,005	0,5		0	0,4
11	20	75570	10		0	0,7	А/Б	0,070	1,5	Щ	-0,035	1,2	Щ	0,005	0,5		0,007	0,3
12	20	75570	10		0	0,7	А/Б	0,070	1,2	Щ	-0,035	1,0	Щ	0,005	0,6		0,007	0,4
13	20	75570	10		0	0,7	А/Б	0,070	1,0	Щ	-0,035	0,8	Щ	0,005	0,7		0,007	0,5
14	20	75570	10		0	0,7	А/Б	0,070	0,8	Щ	-0,035	1,2	Щ	0,005	0,3		0,007	0,3
15	20	75570	10		0	0,7	А/Б	0,070	1,0	Щ	-0,035	1,0	Щ	0,005	0,5		0,007	0,4
16	30	7513	12		0	0,9	Г	0,075	1,5	Щ	-0,040	1,2	Щ	0,020	0,5		0	0,3
17	30	7513	12		0	0,9	Г	0,075	1,2	Щ	-0,040	1,0	Щ	0,020	0,6		0	0,4
18	30	7513	12		0	0,9	Г	0,075	1,0	Щ	-0,040	0,8	Щ	0,020	0,7		0	0,5
19	30	7513	12		0	0,9	Г	0,075	0,8	Щ	-0,040	1,2	Щ	0,020	0,3		0	0,3
20	30	7513	12		0	0,9	Г	0,075	1,0	Щ	-0,040	1,0	Щ	0,020	0,5		0	0,4
21	15	75170	15		0	1,0	Щ	0,080	1,5	А/Б	-0,050	1,2	А/Б	0,015	0,5		0,006	0,3
22	15	75170	15		0	1,0	Щ	0,080	1,2	А/Б	-0,050	1,0	А/Б	0,015	0,6		0,006	0,4
23	15	75170	15		0	1,0	Щ	0,080	1,0	А/Б	-0,050	0,8	А/Б	0,015	0,7		0,006	0,5
24	15	75170	15		0	1,0	Щ	0,080	0,8	А/Б	-0,050	1,2	А/Б	0,015	0,3		0,006	0,3
25	15	75170	15		0	1,0	Щ	0,080	1,0	А/Б	-0,050	1,0	А/Б	0,015	0,5		0,006	0,4

Щ – щебеночное покрытие; А/Б – асфальтобетонное покрытие; Г– грунтовое покрытие; Б/П – временные автодороги без покрытия

Порядок выполнения работы

1. Рассчитывается длительность погрузки автосамосвала $t_{\text{п}}$, мин:

$$t_{\text{п}} = \frac{t_{\text{ц}}^{\text{э}}(n_{\text{ц}} - 0{,}5)}{60}, \qquad (1.1)$$

где $t_{\text{ц}}^{\text{э}}$ – продолжительность цикла экскавации, с (см. табл. 1.2); $n_{\text{ц}}$ – принятое количество ковшей (циклов) для загрузки автосамосвала.

Количество циклов экскавации для полной загрузки автосамосвала по грузоподъемности $n_{\text{г}}$ рассчитывается по формуле

$$n_{\text{г}} = \frac{q_{\text{а}} k_{\text{р}}}{E k_{\text{н}} \gamma}, \qquad (1.2)$$

где $q_{\text{а}}$ – грузоподъемность автосамосвала, т; $k_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора; γ – плотность пород в целике, т/м^3; $k_{\text{н}}$ – коэффициент наполнения ковша экскаватора.

Таблица 1.2

Продолжительность цикла экскавации

Вместимость ковша экскаватора E, м^3	Продолжительность цикла экскавации ($t_{\text{ц}}^{\text{э}}$, с) для пород	
	рыхлых	скальных
5	24	29
8	27	32
10	29	35
12	32	38
15	35	42

Значения $k_{\text{н}}$ и $k_{\text{р}}$ принимается по табл. 1.3 в зависимости от принятой γ и категории пород.

Таблица 1.3

Коэффициенты разрыхления пород в ковше экскаватора и наполнении ковша (по ЕНВ)

Категория пород	Плотность пород в целике, γ т/м^3	$k_{\text{р}}$	$k_{\text{н}}$
I	1,6	1,15	1,05
II	1,8	1,25	1,05
III	2,0	1,35	0,95
IV	2,5	1,50	0,90
V	3,5	1,60	0,90

Количество циклов для полной загрузки автосамосвала по вместимости кузова n_e рассчитываются по формуле

$$n_{\text{е}} = \frac{V'_{\text{а}} \cdot 0{,}9}{Ek_{\text{н}}}, \tag{1.3}$$

где $V'_{\text{а}}$ – вместимость кузова автосамосвала «с шапкой», м^3 (см. табл. 1.4).

Затем сравниваются значение $n_{\text{г}}$, вычисленное по формуле (1.2), и $n_{\text{е}}$, вычисленное по формуле (1.3), выбирается меньшее и округляется до целого числа $n_{\text{ц}}$.

Масса груза в кузове автосамосвала $q_{\text{а}}^{\text{ф}}$, т

$$q_{\text{а}}^{\text{ф}} = \frac{Ek_{\text{н}}}{k_{\text{р}}} n_{\text{ц}} \gamma. \tag{1.4}$$

Осуществляется проверка

$$q_{\text{а}}^{\text{ф}} \le q_{\text{а}}, \tag{1.5}$$

где $q_{\text{а}}$ – грузоподъемность автосамосвала, т.

Таблица 1.4

Параметры карьерных автосамосвалов

Модель автосамосвала	Параметры						
	$q_{\text{а}}$, т	$G_{\text{а}}$, т	$V_{\text{а}}$	$V'_{\text{а}}$, м^3	Nд, кВт	$\eta_{\text{т}}$	$R_{\min}$, м
БелАЗ-7540D	30	22,6	15,1; 24,7	19,2; 28,2	290	0,78	8,7
БелАЗ-7547	45	33,1	21,5; 28,5; 35,9	26,5; 33,9; 43,3	368	0,78	10,2
БелАЗ-7555В	55	40,5	22,7; 28,0	33,9; 37,3	522	0,78	9,0
БелАЗ-75570	90	74,0	37,7; 44,5	53,3; 60	783	0,78	11,0
БелАЗ-7513	136	108,6	45,5; 50,1; 55,0; 59,6; 103,8	71,2; 75,5; 80,0; 84,0; 134,8	1193	0,85	13,0
БелАЗ-75170	160	134,0	65,6	96,5	1491	0,85	14,0

Коэффициент использования грузоподъемности автосамосвала $k_{\text{г}}$

$$k_{\text{г}} = q_{\text{а}}^{\text{ф}} / q_{\text{а}}. \tag{1.6}$$

2. Рассчитываются скорости движения на участках трассы, продолжительности движения по каждому участку в грузовом и порожняковом направлениях и длительность транспортного цикла автосамосвала.

2.1. Изображается схема трассы движения автосамосвала, на которой указывается длина и уклон каждого участка, а также тип дорожного покрытия на участке. Пример схемы трассы движения представлен на рис. 1.1.

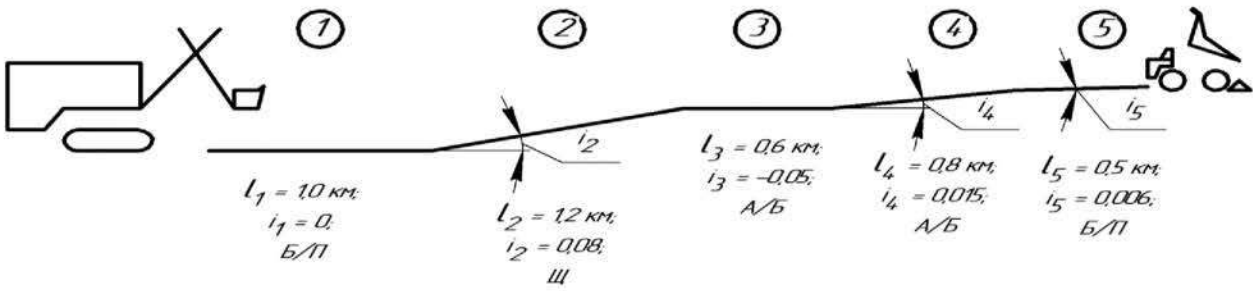


Рис. 1.1. Схема трассы движения (пример)

2.2. Производится расчет скоростей и продолжительности движения по каждому участку трассы. Заполняется табл. 1.5 «Расчет скоростей движения.

Таблица 1.5

Расчет скоростей движения

Показатель	Направление движения в участке											
	грузовое						порожняковое					
	1	2	3	4	5	итого	1	2	3	4	5	итого
Длина участка l, м												
Уклон i, доли ед.												
Коэффициент сопротивления качению ω_o, доли ед.												
Динамический фактор $D = \omega_o \pm i$												
Режим движения на участке (тяги – Т, торможения – Б, выбега – В)												
Коэффициент сцепления φ, доли ед.												
Скорость на участке v, км/ч:												
по расчету												
принятая												
Время движения на участке t:												
ч												
мин												

Примечание. Коэффициент φ указывается только для участков с движением машин в режиме торможения

2.2.1. Коэффициент основного сопротивления движению (сопротивления качению) груженых автосамосвалов принимается по экспериментальным данным из табл. 1.6 в зависимости от типа дорожного покрытия и грузоподъемности автосамосвалов.

Таблица 1.6

Коэффициенты сопротивления качению (основного сопротивления) груженых автосамосвалов $\left(\omega_o^г\right)$

Тип дорожного покрытия	Грузоподъемность автосамосвала, т			
	30	45-55	90	130-154
Забойные и отвальные дороги (Б/П)	0,035-0,043	0,039-0,046	0,041-0,049	0,043-0,051
Грунтовое (Г)	0,028-0,034	0,031-0,037	0,033-0,041	0,037-0,043
Щебеночное (Щ)	0,017-0,022	0,019-0,024	0,021-0,026	0,022-0,028
Асфальтобетонное (А/Б)	0,013-0,017	0,015-0,019	0,016-0,020	0,017-0,022

Величину коэффициента сопротивления движению порожних автосамосвалов $\omega_o^п$ (порожняковое направление движения) рекомендуется принимать

$$\omega_o^п \approx 1{,}2\omega_o^г. \tag{1.7}$$

Для каждого участка трассы находится динамический фактор

$$D = \omega_o \pm i, \tag{1.8}$$

где ω_o – коэффициент сопротивления движения груженых (порожних) автосамосвалов (см. табл. 1.6); i – уклон участка трассы в долях ед.

2.2.2. Определяется режим движения на каждом участке:

если $D > 0$ – режим тяги (Т);

если $D < 0$ – режим торможения (Б);

если $D = 0$ – режим выбега (В).

2.2.3. Рассчитывается скорость движения на каждом участке трассы.

При режиме тяги скорость на участке (v, км/ч) рассчитывается по формуле

$$v = \frac{0{,}367 N_д \eta_т}{(G_a + k_г q_a)(\omega_o \pm i)}, \tag{1.9}$$

где $N_д$ – мощность двигателя автосамосвала, кВт; $\eta_т$ – к.п.д. трансмиссии автосамосвала; G_a – собственная масса автосамосвала, т; q_a – грузоподъемность автосамосвала, т; $k_г$ – коэффициент использования грузоподъемности.

Величины $N_д$, $\eta_т$, G_a, q_a, V_a и V' принимаются из таблицы 1.4.

Для порожних автосамосвалов $k_г = 0$.

При режиме торможения (Б) скорость на участке рассчитывается по формуле

$$v = 32(\varphi + D)\left(2\sqrt{0{,}25 + \frac{L_и}{46{,}5(\varphi + D)}} - 1\right), \tag{1.10}$$

где v – скорость, км/ч; φ – коэффициент сцепления колес с дорогой; D – динамический фактор (принимается со своим знаком); $L_и$ – безопасный интервал между автосамосвалами, м.

Коэффициент сцепления принимать по табл. 1.7 в зависимости от типа покрытия.

Таблица 1.7

Значения коэффициента сцепления

Коэффициент сцепления (φ) для покрытия			
забойные и отвальные дороги (Б/П)	грунтовое (Г)	щебеночное (Щ)	асфальтобетонное (А/Б)
0,25-0,65	0,40-0,65	0,45-0,75	0,40-0,70

Безопасный интервал между автомобилями (тормозной путь)

$$L_и = 80 \div 120 \text{ м}.$$

При режиме наката (B) скорость принимается равной скорости на предыдущем участке трассы.

Ограничения скорости:

на внутрикарьерных дорогах – 35 км/ч,

на поверхности – 50 км/ч.

Принимаем:

участки 1-3 – внутри карьера;

участки 4-5 – на поверхности.

2.2.4. Рассчитывается время движения по каждому участку t_i ,ч:

$$t_i = l_i / v_i \text{ , ч.} \quad (1.11)$$

Время движения в мин

$$t_i = 60\, l_i / v_i \text{ , ч.} \quad (1.12)$$

где l_i – длина участка, км; v_i – скорость, км/ч.

2.3. Рассчитывается среднетехническая скорость движения $v_{\text{ср.т}}$, км/ч:

$$v_{\text{ср.т}} = 2\sum_{i=1}^{5} l_i \Big/ \left(t_{\text{д}}^{\text{г}} + t_{\text{д}}^{\text{п}}\right), \quad (1.13)$$

где $t_{\text{д}}^{\text{г}}$ и $t_{\text{д}}^{\text{п}}$ – суммарное время движения автосамосвала соответственно в грузовом и порожняковом направлении, ч.

2.4. Рассчитывается длительность транспортного цикла автосамосвала $T_{\text{ц}}^{\text{а}}$, мин

$$T_{\text{ц}}^{\text{а}} = t_{\text{п}} + t_{\text{д}}^{\text{г}} + t_{\text{д}}^{\text{п}} + t_{\text{п}}^{\text{г}} + t_{\text{п}}^{\text{п}} + t_{\text{т.з}} + t_{\text{р}} + t_{\text{м.п}} + t_{\text{м.р}}, \quad (1.14)$$

где $t_{\text{п}}^{\text{г}}$ и $t_{\text{п}}^{\text{п}}$ – поправки на периоды неустановившегося движения соответственно в грузовом и порожняковом направлениях, м.

Принимаются:

$$t_{\text{п}}^{\text{г}} = n(0{,}3 \div 0{,}4); \quad (1.15)$$

$$t_{\text{п}}^{\text{п}} = n(0{,}2 \div 0{,}3), \quad (1.16)$$

где n – количество участков;

$t_{\text{м.п.}}$, $t_{\text{м.р}}$ – продолжительность маневровых операций соответственно при установке на погрузку и разгрузку автосамосвала, мин;

Принимаются:

при погрузке

$t_{\text{м.п}} \approx 0{,}053 R_{\min}$, мин. – для петлевого подъезда; (1.17)

$t_{\text{м.п}} \approx 0{,}058 R_{\min}$, мин. – для тупикового подъезда; (1.18)

при разгрузке

$$t_{\text{м.р}} \approx 0{,}063\, R_{\min}. \quad (1.19)$$

где $R_{\min}$ – минимальный конструктивный радиус поворота автосамосвала (см. табл. 1.4); $t_{\text{р}}$ – длительность разгрузки, м ($t_{\text{р}} \approx 1$ мин для всех моделей автосамосвалов); $t_{\text{т.з}}$ – длительность технологической задержек за рейс, мин ($t_{\text{т.з}} \approx 3{,}0 \div 3{,}5$ мин).

3. Рассчитывается сменная производительность автосамосвала $Q_{\text{см}}$, т/смену:

$$Q_{\text{см}} = \frac{60 T_{\text{см}}}{T_{\text{ц}}^{\text{а}}} k_{\text{и}} q_{\text{а}}^{\text{ф}}, \qquad (1.20)$$

где $T_{\text{ц}}^{\text{а}}$ – продолжительность транспортного цикла, мин; $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч; $k_{\text{и}}$ – коэффициент использования сменного времени; $q_{\text{а}}^{\text{ф}}$ – масса груза в кузове автосамосвала, т.

4. Рассчитывается парк карьерных автосамосвалов.

4.1. Определяется расчетный сменный грузооборот карьера $\Gamma_{\text{р}}$, т/смену:

$$\Gamma_{\text{р}} = \frac{10^6 A_{\text{к}}}{N_{\text{дн}} n_{\text{к}}} k_{\text{нер}}, \qquad (1.21)$$

где $A_{\text{к}}$ – годовой грузооборот карьера, млн. т/год; $k_{\text{нер}}$ – коэффициент неравномерности ($k_{\text{нер}}$ = 1,15÷1,20); $N_{\text{дн}}$ – число рабочих дней карьера в году; $n_{\text{к}}$ – число смен работы карьера в сутки.

4.2. Линейный парк машин $N_{\text{л}}^{\text{а}}$, шт.

$$N_{\text{л}}^{\text{а}} = \Gamma_{\text{р}} / Q_{\text{см}}, \qquad (1.22)$$

где $\Gamma_{\text{р}}$ – расчетный грузооборот карьера, т/смену; $Q_{\text{см}}$ – сменная производительность автосамосвала, т/смену.

4.3. Рабочий парк машин $N_{\text{р}}^{\text{а}}$

$$N_{\text{р}}^{\text{а}} = \frac{n_{\text{к}}}{n_{\text{а}}} N_{\text{л}}^{\text{а}}, \qquad (1.23)$$

где $n_{\text{а}}$ – число смен работы автопарка в сутки ($n_{\text{а}}$ = 3 или $n_{\text{а}}$ = 2).

4.4. Рассчитывается списочный парк машин $N_{\text{с}}^{\text{а}}$, шт.:

$$N_{\text{с}}^{\text{а}} = \frac{N_{\text{р}}^{\text{а}}}{k_{\text{т.г}}}, \qquad (1.24)$$

где $k_{\text{к.г}}$ – коэффициент технической готовности, принимается по данным института Гипроруда в зависимости от грузоподъемности и суточного пробега автосамосвала (табл. 1.8).

Таблица 1.8

Значения коэффициентов $k_{\text{т.г}}$

Грузоподъемность автосамосвала, т	Значение $k_{\text{т.г}}$ при суточном пробеге $L_{\text{сут}}$, км						
	50	100	150	200	250	300	350
30 – 55	0,94	0,88	0,84	0,80	0,76	0,73	0,70
90	0,93	0,86	0,81	0,76	0,72	0,69	0,64
130 и >	0,92	0,86	0,81	0,76	0,72	0,68	0,64

Суточный пробег одной машины $L_{\text{сут}}$, км

$$L_{\text{сут}} = \frac{Q_{\text{см}} n_{\text{а}}}{q_{\text{а}}^{\text{ф}} \beta} L, \qquad (1.25)$$

где β – коэффициент использования пробега (β = 0,44÷0,48); L – расстояние транспортирования, км.

5. Годовой пробег автопарка $L_г$, тыс. км:

$$L_г = \frac{10^3 A_к}{q_а^ф \beta} L, \qquad (1.26)$$

где $A_к$ – годовой грузооборот карьера, млн. т; L – расстояние транспортирования, км.

6. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется схемой трассы движения автосамосвалов (см. рисунок). Исходные условия и расчетные показатели работы автотранспорта сводятся в таблицу (табл. 1.9).

Таблица 1.9

Расчетные показатели работы автотранспорта

Показатель	Значения
1	2
Исходные условия	
Годовой грузооборот карьера $A_к$, млн. т/год	
Модель автосамосвала	
Грузоподъемность автосамосвала $q_а$, т	
Вместимость кузова автосамосвала, м^3:	
геометрическая $V_а$	
с «шапкой» $V'_а$	
Вместимость ковша экскаватора E, м^3	
Тип горных пород	
Категория пород по ЕНВ	
Плотность пород в целике γ, т/м^3	
Продолжительность рабочей смены $T_{см}$,ч	
Коэффициент использования сменного времени $k_и$	
Число рабочих дней карьера в году $N_{ди}$	
Число смен работы карьера в сутки $n_к$	
Число смен работы автопарка в сутки $n_а$	
Расчетные показатели	
1. Показатели загрузки автосамосвала	
1.1. Продолжительность цикла экскавации $t_ц^э$, с	
1.2. Коэффициент наполнения ковша экскаватора $k_н$	
1.3. Коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора $k_р$	
1.4. Число загружаемых ковшей:	
по грузоподъемности $n_г$	
по вместимости кузова автосамосвала $n_е$	
1.5. Принято ковшей для расчета загрузки автосамосвала $n_ц$	

Окончание табл. 1.9

1	2
1.6. Масса груза в кузове автосамосвала $q_{\text{а}}^{\Ф}$, т	
1.7. Коэффициент использования грузоподъемности $k_{\text{г}}$	
2. Длительность элементов транспортного цикла	
2.1. Погрузка $t_{\text{п}}$, мин	
2.2. Движение с грузом $t_{\text{д}}^{\text{г}}$, мин	
2.3. Движение порожняком $t_{\text{д}}^{\text{п}}$, мин	
2.4. Поправки на периоды неустановившегося движения, мин:	
с грузом $t_{\text{п}}^{\text{г}}$	
порожняком $t_{\text{п}}^{\text{п}}$	
2.5. Технологические задержки $t_{\text{т.з}}$, мин	
2.6. Маневры при установке на погрузку $t_{\text{м.л}}$, мин	
2.7.2.7. Маневры при установке на разгрузку $t_{\text{м.р}}$, мин	
2.8. Продолжительность разгрузки $t_{\text{р}}$, мин	
2.9. Продолжительность транспортного цикла $T_{\text{ц}}^{\text{а}}$, мин	
2.10. Среднетехническая скорость движения $v_{\text{ср.т}}$, км/ч	
3. Сменная производительность автосамосвала $Q_{\text{см}}$, т/смену	
4. Расчет парка автосамосвалов	
4.1. Расчетный сменный грузооборот карьера $Г_{\text{р}}$, т/смену	
4.2. Линейный парк машин $N_{\text{л}}^{\text{а}}$, шт.	
4.3. Рабочий парк машин $N_{\text{р}}^{\text{а}}$, шт.	
4.4. Коэффициент использования пробега β	
4.5. Суточный пробег одной машины $L_{\text{сут}}$, км	
4.6.Коэффициент технической готовности $k_{\text{т.г}}$	
4.7.Списочный парк автосамосвалов $N_{\text{с}}^{\text{а}}$, шт.	
4.8. Годовой пробег автопарка $L_{\text{г}}$, тыс. км	

Контрольные вопросы и задания

1. Назовите предпочтительную область применения автомобильного транспорта как самостоятельного способа перемещения горной массы и как сборочного звена в комбинированных транспортных системах карьеров.
2. Перечислите достоинства и недостатки карьерного автомобильного транспорта.
3. Назовите основные технологические параметры карьерного автомобильного транспорта.
4. Каково рациональное соотношение между вместимостью кузова автосамосвала и ковша экскаватора и от каких факторов оно зависит?
5. Как рассчитывается необходимое количество циклов экскавации для полной загрузки автосамосвала?
6. Из каких элементов состоит транспортный цикл автосамосвала?

7. Какими характеристиками оценивается технологическая трасса движения карьерных автосамосвалов?
8. От каких факторов зависит величина продольных уклонов карьерных автодорог? Каковы их значения для автосамосвалов с колёсной формулой 4×2?
9. Какими показателями оценивается качество дорожного покрытия в технологических расчетах карьерного автотранспорта?
10. Как определяется динамический фактор автосамосвала? Какие значения принимает динамический фактор при различных режимах движения?
11. Как рассчитывается скорость автосамосвала при различных режимах движения (тяговом, тормозном, режиме выбега)?
12. Как рассчитываются сменная производительность автосамосвала, рабочий и списочный парк?
13. От каких факторов зависит коэффициент технической готовности автосамосвала?
14. Как определяется коэффициент использования пробега?

Практическая работа № 2

ЭНЕРГЕТИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА КАРЬЕРНОГО АВТОТРАНСПОРТА

Цель работы: освоить методику расчета расхода дизельного топлива карьерными автосамосвалами и энергетической оценки карьерного автотранспорта.

Задачи работы:

1. Расчет расхода дизтоплива на отдельных элементах транспортного цикла.
2. Расчет расхода дизтоплива за рейс.
3. Расчет годового расхода дизтоплива по парку автосамосвалов.
4. Расчет удельного расхода дизтоплива на 1 т перевезенного груза и 1 ткм грузооборота.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [3, с. 129-135; 4, с. 164-171] изучить основные факторы, определяющие топливную экономичность карьерного автотранспорта, и методику расчета расхода дизельного топлива карьерными автосамосвалами.

Исходные условия

Исходные условия принимаются в соответствии с заданным вариантом из практической работы № 1 «Расчет продолжительности транспортного цикла, производительности и парка автосамосвалов». В качестве исходных данных используются также результаты расчетов, полученных в данной работе.

Дополнительные данные (табл. 2.1):

- удельный расход топлива при номинальной нагрузке двигателя $g_н$, г/кВт·ч;
- удельный расход топлива на холостом ходу двигателя при погрузке и ожидании погрузки (полный холостой ход) $g_х$, л/ч;
- удельный расход топлива на холостом ходу двигателя в тормозном режиме порожних автосамосвалов $g_х^п$, л/ ч;
- удельный расход топлива на холостом ходу двигателя в тормозном режиме груженых автосамосвалов $g_х^г$, л/ ч;
- плотность дизельного топлива ρ, кг/л (ρ = 0,83 кг/л).

По данным экспериментальных исследований принимается:

$$g_х^п \approx (1{,}3 \div 1{,}5) g_х; \qquad (2.1)$$

$$g_х^г \approx (1{,}6 \div 1{,}8) g_х. \qquad (2.2)$$

Удельный расход топлива при номинальной нагрузке двигателя ($g_н$, г/кВт·ч) является паспортной величиной, характеризующей фактический расход топлива для получения 1 кВт·ч полезной работы, и определяется из выражения

$$g_н = \frac{3600}{Q_{дт}\eta_e}, \qquad (2.3)$$

где $Q_{дт}$ – теплота сгорания дизельного топлива, кДж/г ($Q_{дт}$ = 43,5 кДж/г); η_e – эффективный к.п.д. двигателя.

Отсюда

$$\eta_e = \frac{3600}{g_н Q_{дт}} \cdot 100\ \%. \qquad (2.4)$$

Для дизельных двигателей, применяемых на автосамосвалах БелАЗ $g_н$ = 207÷247 г/кВт·ч, а η_e = 33,5÷40 %.

Таблица 2.1

Показатели расхода дизельного топлива карьерными автосамосвалами

Модель автосамосвала	Модель двигателя	Показатели расхода топлива	
		$g_н$, г/кВт·ч	$g_х$, л/ ч
БелАЗ-7540D (30 т)	BF8M1015 (Deutz)	247	4,7
БелАЗ-7547 (45 т)	ЯМЗ-240НМ2	224	7,6
БелАЗ-7555В (55 т)	КТТА-19с	209	9,2
БелАЗ-75570 (90 т)	QST30-c	207	12,7
БелАЗ-7513 (136 т)	QSK45-c	209	20,8
БелАЗ-75170 (160 т)	QSK 45-c	209	26,2

Порядок выполнения работы

1. По результатам расчетов, выполненных в практической работе № 1, заполняется таблица 2.2, в которую заносится длина участка (l, км), режим движения на участке, значение динамического фактора (D) и скорость движения на участке (v, км/ч).

2. Рассчитывается расход топлива груженых и порожних автосамосвалов при движении по горизонтальным участкам и на подъем в тяговом режиме (Т) при $D > 0$

$$Q_г(Q_п) = \frac{g_н(G_а + k_г q_а)(\omega_о + i)}{3{,}67 \cdot 10^2 \eta_т \rho} l, \qquad (2.5)$$

где $Q_г$, $Q_п$ – расход топлива на участке соответственно груженого или порожнего автосамосвала, л; $\eta_т$ – к.п.д. трансмиссии; $G_а$ – собственная масса автосамосвала, т; $k_г$ – коэффициент использования грузоподъемности; $q_а$ – грузоподъемность автосамосвала, т; ρ – плотность дизтоплива, кг/л; $g_н$ – удельный расход топлива при номинальной нагрузке двигателя, г/кВт·ч; l – длина участка, км.

3. Рассчитывается расход дизельного топлива груженых и порожних автосамосвалов при движении на спуск в тяговом режиме (Т) при $D > 0$

Таблица 2.2

Показатели расхода дизтоплива на движение автосамосвалов

Участок	l, км	Показатели для направлений							
		с грузом				порожняком			
		D	режим движения	v, км/ч	$Q_г$, л	D	режим движения	v, км/ч	$Q_п$, л
1									
2									
3									
4									
5									
Всего									

$$Q_г(Q_п) = \max\begin{cases} \dfrac{g_н(G_а + k_г q_а)(\omega_о - i)}{3{,}67 \cdot 10^2 \eta_т \rho} l \\ \dfrac{g_х^г(g_х^п)}{v} l; \end{cases} \quad (2.6)$$

где $g_х^г$, $g_х^п$ – удельный расход топлива на холостом ходу двигателя в тормозном режиме соответственно груженых или порожних автосамосвалов, л/ч; v – скорость автосамосвала на участке, км/ч; l – длина участка, км.

4. Рассчитывается расход топлива при движении груженых или порожних автосамосвалов в тормозном режиме (Б) или режиме выбега (В) при $D < 0$

$$Q_г(Q_п) = \frac{g_х^г(g_х^п)}{v} l \ . \quad (2.7)$$

5. Рассчитывается расход топлива на движение

$$Q_д = \sum_{i=1}^{5} Q_{дi}^г + \sum_{i=1}^{5} Q_{дi}^п, \quad (2.8)$$

где $Q_{дi}^г$ – расход топлива груженого автосамосвала на i-ом участке трассы, л;

$Q_{дi}^п$ – расход топлива порожнего автосамосвала на i-ом участке трассы, л.

Полученные значения заносятся в табл. 2.2.

6. Рассчитывается расход топлива при погрузке автосамосвала и технологических задержках ($Q_п$, л)

$$Q_п = \frac{g_х(t_п + t_{т.з})}{60}, \quad (2.9)$$

где $g_х$ – удельный расход топлива на холостом ходу двигателя при погрузке и ожидании погрузки, л/ч; $t_п$, $t_{т.з}$ – продолжительность соответственно погрузки и технологических задержек, мин.

7. Рассчитывается расход топлива при разгрузке и на маневровых операциях

$$Q_i = \frac{g_н N_д k_{Ni} k_п}{1000\rho} \times \frac{t_i}{60}, \quad (2.10)$$

где Q_i – расход топлива на i-ом режиме, л; $N_д$ – мощность двигателя, кВт; k_{Ni} – коэффициент использования мощности двигателя на i-ом режиме (табл. 2.3); t_i – продолжительность работы на i-ом режиме, мин.; $k_п$ – поправочный коэффициент, учитывающий изменение $g_н (k_п = 1{,}1 \div 1{,}2)$.

Таблица 2.3

Значения коэффициентов использования мощности двигателя (k_{Ni}) на различных режимах

Характеристика режима	k_{Ni}
Разгрузка	0,06–0,08
Маневры при установке на разгрузку	0,35–0,40
Маневры при установке на погрузку	0,10–0,12

Расход топлива при разгрузке $Q_р$, л

$$Q_р = \frac{g_н N_д k_{Ni} k_п t_р}{6 \cdot 10^4 \rho}. \quad (2.11)$$

где $t_р$ – продолжительность разгрузки автосамосвала, мин.

Расход топлива на маневровых операциях при установке на разгрузку $Q_{м.р}$, л

$$Q_{м.р} = \frac{g_н N_д k_{Ni} k_п t_{м.р}}{6 \cdot 10^4 \rho}, \quad (2.12)$$

где $t_{м.р}$ – продолжительность маневров при установке на разгрузку, мин.

Расход топлива на маневровых операциях при установке на погрузку $Q_{м.п}$, л

$$Q_{мп} = \frac{g_н N_д k_{Ni} k_п t_{м.п}}{6 \cdot 10^4 \rho}, \quad (2.13)$$

где $t_{м.п}$ – продолжительность маневров при установке на погрузку, мин.

8. Рассчитывается расход топлива за рейс $Q_ц$, л

$$Q_ц = Q_д + Q_п + Q_р + Q_{мп} + Q_{мр}. \quad (2.14)$$

9. Рассчитывается годовой расход топлива $Q_г$, т

$$Q_г = \frac{10^3 Q_ц \rho A_к k_д}{k_г q_а}, \quad (2.15)$$

где $Q_ц$ – расход топлива автосамосвалом за рейс, л; $A_к$ – годовой грузооборот карьера, млн. т; $q_а$ – грузоподъемность автосамосвала, т; $k_г$ – коэффициент использования грузоподъемности; ρ – плотность топлива, кг/л; $k_д$ – коэффициент, учитывающий дополнительный расход топлива на нулевые пробеги и внутригаражные нужды ($k_д = 1{,}1 \div 1{,}2$).

10. Рассчитывается удельный расход топлива:

– на 1 т перевезенного груза $q_у$, г/т:

$$q_{\text{у}} = Q_{\text{г}} / A_{\text{к}}, \qquad (2.16)$$

где $Q_{\text{г}}$ – годовой расход топлива по парку автосамосвалов, т; $A_{\text{к}}$ – годовой грузооборот карьера, млн. т.

– на 1 ткм грузооборота $q_{\text{у}}$, г/ткм

$$q_{\text{у}} = Q_{\text{г}} / A_{\text{к}} L, \qquad (2.17)$$

где L – расстояние транспортирования, км.

11. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты. Исходные условия и расчетные показатели расхода топлива карьерными автосамосвалами сводятся в таблицу (табл. 2.4).

Таблица 2.4

Расчетные показатели расхода топлива карьерными автосамосвалами

Показатели	Значения
1	2
Исходные условия	
Годовой грузооборот карьера $A_{\text{к}}$, млн. т/год	
Модель автосамосвала	
Грузоподъемность автосамосвала $g_{\text{а}}$, т	
Коэффициент использования грузоподъемности $k_{\text{г}}$	
Модель двигателя	
Мощность двигателя $N_{\text{д}}$, кВт	
Удельный расход топлива при номинальной нагрузке двигателя $g_{\text{н}}$, г/кВт·ч	
Удельный расход топлива на холостом ходу двигателя (полный холостой ход) $g_{\text{х}}$, л/ч	
Коэффициент использования мощности двигателя при:	
разгрузке $k_N^{\text{р}}$	
маневрах при установке на погрузку $k_N^{\text{п}}$	
маневрах при установке на разгрузку $k_N^{\text{р}}$	
Плотность дизельного топлива ρ , кг/л	
Коэффициенты дополнительного расхода топлива на нулевые пробеги и внутрикарьерные нужды $k_{\text{д}}$	
Расчетные показатели	
Расход топлива на движение $Q_{\text{д}}$, л:	
в том числе в грузовом направлении $Q_{\text{д}}^{\text{г}}$	
в порожняковом направлении $Q_{\text{д}}^{\text{п}}$	
Расход топлива при погрузке и технологических задержках $Q_{\text{п}}$, л	
Расход топлива при разгрузке $Q_{\text{р}}$, л	
Расход топлива на маневровых операциях при погрузке $Q_{\text{м.п}}$, л	
Расход топлива на маневровых операциях при разгрузке $Q_{\text{м.р}}$, л	
Расход топлива за рейс $Q_{\text{ц}}$, л	
Годовой расход топлива по парку автосамосвалов $Q_{\text{г}}$, т	

Продолжение табл. 2.4

1	2
Удельный расход топлива:	
на 1 т перевезенного груза q_v, г/т	
на 1 ткм грузооборота q_v, г/ткм	

Контрольные вопросы и задания

1. Какие факторы определяют расход топлива карьерными автосамосвалами при движении в тяговом режиме на подъем и по горизонтальным автодорогам?
2. Как определяется расход топлива карьерными автосамосвалами при движении на спуск в тормозном режиме или режиме выбега?
3. Как рассчитывается расход топлива карьерными автосамосвалами при погрузке и в периоды технологических задержек?
4. Что показывает удельный расход топлива при номинальной нагрузке двигателя, как он определяется и в каких единицах измеряется?
5. Как определяется эффективный к.п.д. дизельных двигателей карьерных автосамосвалов? Укажите примерные значения эффективного к.п.д. современных дизельных двигателей карьерных автосамосвалов.
6. Как рассчитывается расход топлива карьерными автосамосвалами при разгрузке и на маневровых операциях?
7. Назовите составляющие расхода топлива карьерными автосамосвалами за транспортный цикл.
8. Как определяется удельный расход топлива карьерными автосамосвалами на 1 т перевезенного груза и на единицу грузооборота?
9. В каком диапазоне изменяется удельный расход дизтоплива (г/ткм) современных карьерных автосамосвалов?
10. От каких факторов зависит топливная экономичность карьерных автосамосвалов? Назовите основные пути снижения удельного расхода топлива карьерными автосамосвалами.

Практическая работа № 3

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРОВ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИХ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

Цель работы: освоить методику расчета параметров ленточных конвейеров.
Задачи работы:

1. Выбор типа резинотросовой ленты исходя из характера транспортируемого материала (плотности и абразивности).
2. Определение необходимой ширины конвейерной ленты и скорости её движения.
3. Установление количества конвейерных ставов и перегрузочных узлов в расчетном звене конвейерной системы.
4. Определение возможной производительности расчетного звена конвейерной системы при последовательном соединении элементов.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 333-353; 2, с. 95-132; 5, с. 256-265; 6, с. 240-296] изучить основные технологические параметры ленточных конвейеров, условия и область их эксплуатации, а также методику расчета производительности.

Исходные условия

Общие условия:

- транспортирование горных пород ленточным конвейером с резинотросовой лентой;
- последовательное соединение элементов в расчетном звене конвейерной системы.

В соответствии с вариантом (табл. 3.1) задаются:

- наименование транспортируемых пород;
- насыпная плотность $\gamma_н$, т/м;
- абразивность пород (неабразивные, малоабразивные, абразивные, высокоабразивные);
- годовой объем пород в целике, перемещаемый расчетным звеном конвейерной системы $A_г$, тыс. м^3/год; ;
- содержание кусков максимального размера ($a_{max} \geq 450$ мм) μ, %;
- назначение расчетного звена конвейерной системы (забойный, сборочный, подъёмный, магистральный);
- длина расчетного звена $L_з$, м;
- угол наклона расчетного звена α, град;
- угол наклона боковых роликов роликоопоры грузовой ветви конвейера β, град;
- режим работы конвейера.

Таблица 3.1

Исходные данные для расчетов к работе № 3

«Расчет параметров ленточных конвейеров и определение их производительности»

№ задания	Характеристика пород			Объём перемещаемых пород $A_г$ тыс. $м^3$/год	μ, %	Параметры расчетного звена				Режим работы конвейера, (сутки × смены × часы)
	наименование	$\gamma_н$, т/$м^3$	абразивность *			назначение	$L_з$, м	α, град	β, град	
1	Апатит (полускальная порода)	1,9	А	1700	17	Сборочный	400	17	40	180×2×8
2		1,9	А	2700	16	Магистральный	2500	0	40	180×2×8
3		1,9	А	3500	17	Подъёмный	1500	16	40	180×3×8
4	Вскрышные скальные породы	2,6	В	4100	17	Забойный	800	0	35	180×2×8
5		2,6	В	6700	18	Забойный	600	0	35	180×2×8
6		2,6	В	1000	17	Магистральный	3000	0	35	180×2×8
7	Песок сухой (рыхлая порода)	1,5	М	10800	0	Подъёмный	1000	15	30	180×2×8
8		1,5	М	7600	0	Забойный	400	0	30	180×1×8
9		1,5	М	13800	0	Сборочный	400	0	30	250×1×8
10	Уголь каменный	0,8	М	14700	13	Сборочный	600	0	35	250×2×8
11		0,8	М	11200	10	Забойный	600	0	35	250×2×8
12		0,8	М	8700	16	Магистральный	2000	0	35	250×2×8
13	Глина сырая	1,8	Н	2800	14	Подъёмный	1000	15	30	180×3×8
14		1,8	Н	6000	16	Забойный	600	0	30	250×2×8
15		1,8	Н	2600	17	Сборочный	600	0	30	250 ×1×8
16	Соль каменная	1,5	М	3200	9	Забойный	500	0	35	250×2×8
17		1,5	М	4500	9	Сборочный	500	0	35	250×2×8
18		1,5	М	5200	12	Подъёмный	1000	17	35	250×2×8
19	Известняк	1,6	А	2200	16	Забойный	600	0	40	250×3×8
20		1,6	А	3500	16	Сборочный	400	0	40	180×2×8
21		1,6	А	1700	14	Подъёмный	800	18	40	250×1×8
22	Галька влажная	2,0	М	3000	0	Сборочный	300	0	40	250×1×8
23		2,0	М	2800	0	Подъёмный	800	16	40	250×2×8
24		2,0	М	1800	0	Магистральный	2000	0	40	250×2×8
25		2,0	М	4800	0	Забойный	600	0	40	250×2×8

* Н – неабразивные; М – малоабразивные; А – абразивные; В – высокоабразивные

Порядок выполнения работы

1. В зависимости от характеристик транспортируемых пород (плотности и абразивности) по табл. 3.2 выбирается тип конвейерной ленты.

Таблица 3.2

Условия применения резинотросовых лент (РТЛ)

Тип ленты	Расчетная прочность ленты, Н/мм	Характеристика транспортируемых горных пород
РТЛ-1500	1500	Неабразивные
РТЛ-2500	2500	Малоабразивные
РТЛ-3150, РТЛ-4000	3150, 4000	Абразивные
РТЛ-5000, РТЛ-6000	5000, 6000	Высокоабразивные

2. Определяется необходимая ширина конвейерной ленты и скорость её движения.

2.1. Рассчитывается необходимая часовая производительность конвейера по разрыхленной горной массе $Q_{ч}$, м^3/ч:

$$Q_{ч} = \frac{A_{г} k_{н}}{n_{р} n_{см} T_{см}} k_{р}, \qquad (3.1)$$

где $A_{г}$ – годовой объем пород в целике, перемещаемый расчетным звеном конвейерной системы, м^3/год; $k_{н}$ – коэффициент неравномерности работы карьера ($k_{н}$=1,15…1,25); $n_{р}$ – число рабочих дней в году; $n_{см}$ – количество смен в сутки; $T_{см}$ – продолжительность смены, ч; $k_{р}$ – коэффициент разрыхления породы на ленте конвейера ($k_{р}$ = 1,1…1,2 для рыхлых пород; $k_{р}$ = 1,2…1,3 для полускальных пород; $k_{р}$ = 1,3…1,5 для скальных пород).

2.2. По часовой производительности конвейера рассчитывается необходимая ширина конвейерной ленты $B_{л}$, м:

$$B_{л} = 1{,}1\left(\sqrt{\frac{Q_{ч}}{C_{п} v k_{у}}} + 0{,}05\right), \qquad (3.2)$$

где $C_{п}$ – коэффициент производительности конвейера, зависящий от формы поперечного сечения груза на ленте (коэффициент наполнения лотка конвейера) (табл. 3.3, 3.4); v – скорость движения ленты, м/с (принимается по данным табл. 3.5 в зависимости от физико-механических свойств пород и требуемой производительности конвейера; $k_{у}$ – коэффициент, учитывающий необходимость снижения высоты породы на ленте при угле наклона конвейера $\alpha \geq 12°$ (табл. 3.6).

Таблица 3.3

Значения коэффициента $C_{п}$ на ленте с трехроликовой опорой

Угол породы на ленте φ, град	Значение коэффициента $C_{п}$ при угле наклона боковых роликов β, град			
	20	30	35	45
10	390	475	510	560
15	470	550	580	625
20	550	625	650	690

Таблица 3.4

Значения угла откоса породы на движущейся ленте

Горная порода	Угол откоса породы на ленте φ, град	Наибольший угол наклона конвейера α, град
Апатит	10	24
Галька влажная	15	18
Глина сырая	15—20	18—26
Известняк	15	16—18
Песок сухой	15	16—20
Песок влажный	18—20	20—25
Порода вскрышная скальная	15—20	17
Соль каменная	15—20	18—23
Уголь каменный	18—20	18

Таблица 3.5

Скорость движения конвейерной ленты

Производительность конвейера $Q_ч$, м^3 /ч	Скорость ленты (v, м/с) при транспортировании пород	
	рыхлых	полускальных и скальных
400—750	2,0—3,0	1,5—2,5
1000—2200	3,0—4,0	2,0—3,0
2500—5000	3,0—5,0	2,5-4,0
6000—8500	4,0—7,0	2,5—4,5

Таблица 3.6

Значения коэффициента k_y в зависимости от угла наклона конвейера

Угол наклона конвейера α, град	0	12	14	18
k_y	1	0,98	0,96	0,92

2.3. Производится проверка ширины ленты по кусковатости транспортируемой горной массы:

- при содержании в транспортируемой массе кусков максимального размера μ < 15 %

$$B_л \geq (2{,}3 - 2{,}5)a_{max}; \quad (3.3)$$

- при содержании кусков μ >15 %

$$B_л \geq (3{,}3 - 4{,}0)a_{max}, \quad (3.4)$$

где $B_л$ – ширина конвейерной ленты, м; a_{max} – размер максимального куска, м ($a_{max} = 0{,}40 \ldots 0{,}45$ м).

Из значений ширины конвейерной ленты $B_л$, полученных в пунктах 2.2 и 2.3, выбирается большее и округляется до стандартного значения (табл. 3.7).

2.4. Производится окончательный выбор типа ленты по табл. 3.7 и приводится её техническая характеристика.

Таблица 3.7

Техническая характеристика резинотросовых лент

Параметр	Тип ленты РТЛ					
	-1500У	-2500	-3150	-4000	-5000	-6000
Расчетная прочность ленты, Н/мм	1500	2500	3150	4000	5000	6000
Диаметр троса, мм	6	7,5	8,25	10,6	10,6	12,9
Шаг троса в ленте, мм	15±1,5	14±1,5	14±1,5	20±1,5	17±1,5	18±1,5
Расчетная толщина наружных резиновых обкладок, мм	8	10	10	10	10	14; 16 с рабочей стороны; 8 – с нерабочей
Общая толщина ленты, мм	22	26	29	31	31	35; 37
Расчетная масса 1 м^2 ленты, кг	33	43	49	55	58	70; 72
Расстояние от центра крайнего троса до борта ленты, мм	25	25	25	30	30	30
Ширина ленты, мм	1000±20 1200±20 1600±20 1800±20 2000±20	1000±20 1200±20 1600±20 1800±20 2000±20	– 1200±20 1600±20 1800±20 2000±20	– – 1600±20 1800±20 2000±20	– – 1600±20 1800±20 2000±20	– – 1800±14 2000±14 2500±15

3. В соответствии с принятой шириной конвейерной ленты, скорости её движения, угла наклона конвейера и видом перемещаемой горной массы определяется расчетная производительность конвейера $Q_р$, м^3/ч:

$$Q_р = 3600 F v\, k_а\,, \qquad (3.5)$$

где F– площадь поперечного сечения материала на ленте, м^2; v – скорость ленты, м/с; $k_а$ – поправочный коэффициент, учитывающий снижение площади поперечного сечения материала на ленте наклонного конвейера ввиду обратного осыпания груза (табл. 3.8).

Таблица 3.8

Значение коэффициента $k_а$

Угол наклона конвейера а, град	0 –10	12	16	18	20	24
$k_а$	1,00	0,98	0,95	0,93	0,92	0,90

При трехроликовой опоре площадь поперечного сечения материала на ленте (F, м^2) определяется из следующих выражений (рис. 3.1):

$$F = F_1 + F_2; \qquad (3.6)$$

$$F_1 = \frac{(a + 2b_1 \cos\beta)^2}{4} \operatorname{tg}\varphi; \quad (3.7)$$

$$F_2 = ab_1 \sin\beta + b_1^2 \sin\beta \cos\beta, \quad (3.8)$$

где a – длина среднего ролика, м; b – длина бокового ролика, м; β – угол наклона боковых роликов, град; b_1 – часть длины бокового ролика, занятая грузом, м; φ – угол откоса породы на ленте, град.

$$a = b. \quad (3.9)$$

$$b_1 \approx b - (0{,}05 \div 0{,}10). \quad (3.10)$$

Параметры роликов конвейерных лент приведены в табл. 3.9.

Таблица 3.9

Параметры роликов конвейерных лент

Ширина ленты $B_л$, мм	800; 1000	1200;1600	1800; 2000
Длина ролика b, мм	300–350	425–500	550–700

4. В соответствии с расчетной производительностью конвейера, назначением расчетного звена и принятой шириной конвейерной ленты выбирается тип конвейера и приводится его техническая характеристика (табл. 3.10).

Таблица 3.10

Техническая характеристика ленточных конвейеров для открытых горных работ

Конвейер	Ширина ленты $B_л$, мм	Скорость ленты v, м/с	Производительность по разрыхленной горной массе $Q_р$, м³/ч	Длина става $L_с$, м
КЛ-600	1000	2,60	600	250; 400; 600
КЛ-800	1200	2,58	800	250; 400; 500; 800
КЛКЗ-1,2	1200	3,56	1500	250; 400; 500; 800
КЛКО-1,2	1200	3,56	1500	250; 400; 500; 750
КЛКМ-1,2	1200	3,56	1500	250; 400; 500; 800
КЛКЗ-1,6	1600	3,56	4000	400; 800
КЛКЗ-1,8	1800	4,35	5000	400; 800
КЛКО-1,8	1800	4,35	5000	700
КЛН-2,0	2000	3,15	4000	450
КЛМ-2,0	2000	3,15	4000	1750
КЛО-2,0	2000	3,15	4000	1900

Примечание: В моделях КЛ-600 и КЛ-800 КЛ – конвейер ленточный универсальный; 600, 800 – часовая производительность в м³/ч; в моделях КЛКЗ, КЛКО, КДКМ, КЛК – карьерный ленточный конвейер, цифры 1,2; 1,6; 1,8; 2,0 указывают ширину ленты в м; буквы З, О, М означают забойный, отвальный, магистральный; в моделях КЛН, КЛМ, КЛО – конвейер ленточный, буквы Н, М, О означают наклонный, магистральный отвальный

5. Определяется количество конвейерных ставов и количество перегрузочных узлов в расчетном звене конвейерной системы. Количество ставов $n_с$, шт.:

$$n_с = L_з / L_с, \quad (3.11)$$

где $L_з$ –длина расчетного звена, м; $L_с$ – длина става, м (принимается по табл. 3.10).

В технической характеристике приведены максимальные значения длины става, которую можно уменьшить с учетом длины расчетного звена конвейерной линии.

Полученное значение количества ставов округляется до ближайшего большего целого числа, которое принимается за расчетное число ставов $n_{ср}$. Уточняется длина става $L_{ср}$, м:

$$L_{ср} = L_з / n_{ср}, \quad (3.12)$$

где $L_{ср}$ – расчетная длина става, м; $L_з$ – длина расчетного звена конвейерной линии, м; $n_{ср}$ – расчетное число ставов.

Число перегрузочных узлов системы $n_п$, шт.

$$n_п = n_{ср}. \quad (3.13)$$

6. Определяется возможная годовая производительность расчетного звена конвейерной системы $Q_г$, м^3/год:

$$Q_г = Q_р T_{пл} k_г, \quad (3.14)$$

где $Q_р$ – расчетная производительность конвейера, м^3/ч; $T_{пл}$ – планируемое время работы конвейеров в году, ч; $k_г$ – коэффициент готовности системы конвейеров (расчетного звена) к работе.

$$T_{пл} = T_к k_и , \quad (3.15)$$

где $T_к$ – календарное время работы в году, ч (определяется в соответствии с режимом работы конвейерной системы); $k_и$ – коэффициент использования во времени ($k_и$ = 0,80÷0,90).

Коэффициент готовности $k_г$:

$$k_г = k_{г1} k_{г2} \ldots k_{г\,(n-1)} k_{гn} , \quad (3.16)$$

где $k_{г1} \ldots k_{гn}$ – коэффициенты готовности каждого из соединенных последовательно элементов системы (табл. 3.11); n – количество элементов системы

$$n = n_{ср} + n_п. \quad (3.17)$$

Таблица 3.11

Коэффициенты готовности конвейерной системы

Элементы системы	$k_г$
Ленточные конвейеры при транспортировке рыхлых и скальных пород	0,96–0,97
Перегрузочный пункт	0,96–0,99

7. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется одним листом формата А4, включающим схему к расчету площади поперечного сечения материала на ленте (рис. 3.1) и схему расчетного звена конвейерного транспорта (рис. 3.2). Чертежи выполняются в стандартных масштабах, на схемах указываются числовые значения параметров.

Исходные условия и технологические параметры конвейерной системы сводятся в таблицу (табл. 3.12).

Таблица 3.12

Технологические параметры конвейерной системы

Показатели	Значения
Исходные условия	
Годовой объем пород в целике, перемещенный расчетным звеном конвейерной системы $A_г$, тыс. м^3/год	
Наименование транспортируемых пород	
Насыпная плотность $\gamma_н$, т/м^3	
Абразивность	
Содержание кусков максимального размера μ, %	
Назначение расчетного звена системы	
Длина расчетного звена $L_з$, м	
Угол наклона расчетного звена α, град	
Угол наклона боковых роликов β, град	
Режим работы конвейера (сутки×смены×часы)	
Расчетные показатели	
Тип конвейера	
Тип конвейерной ленты	
Ширина ленты $B_д$, мм	
Скорость движения конвейерной ленты v, м/с	
Тип опоры	
Площадь поперечного сечения материала на ленте F, м^2	
Расчетная длина става $L_{ср}$, м	
Рас четное число ставов $n_{ср}$	
Коэффициент готовности системы $k_г$	
Расчетная производительность:	
часовая $Q_р$, м^3/ч	
годовая $Q_г$, м^3/год	

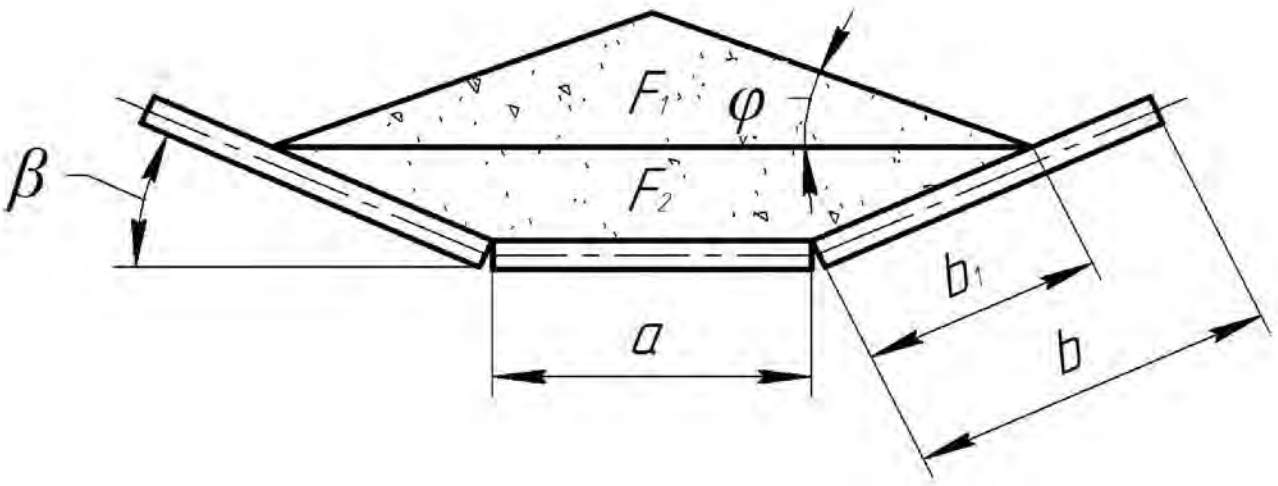


Рис. 3.1. Схема к расчету площади поперечного сечения материала на конвейерной ленте

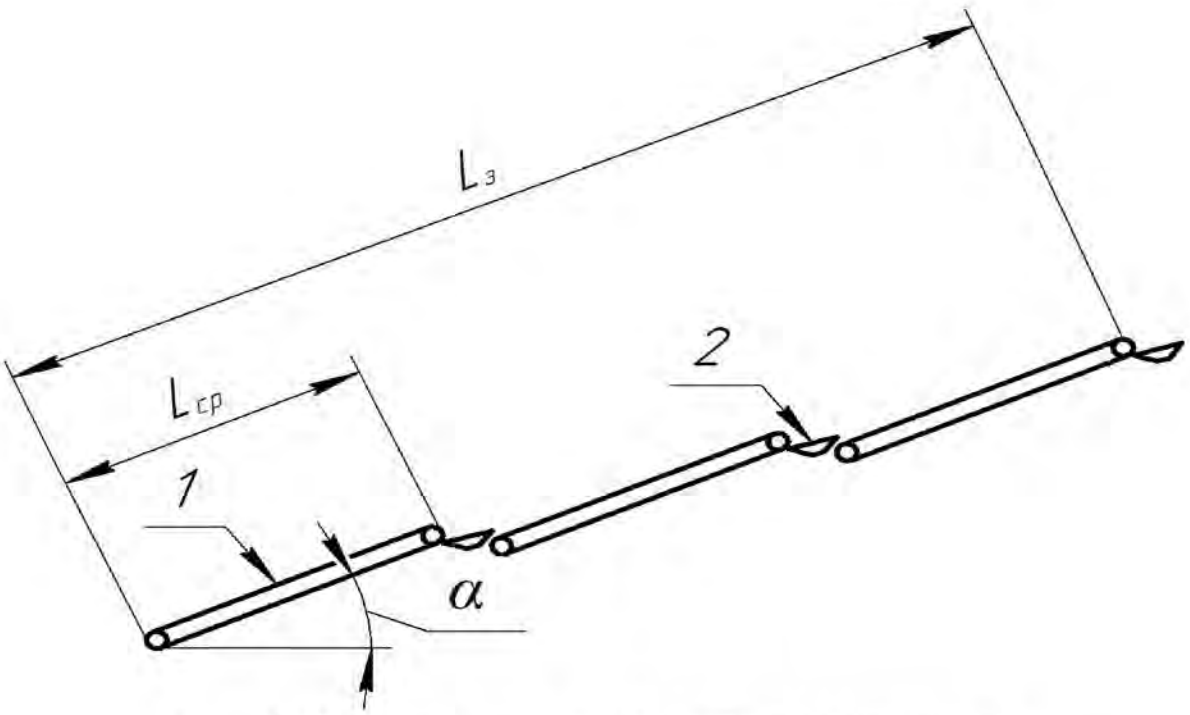


Рис. 3.2. Схема расчетного звена конвейерного транспорта:
1 – конвейерный став; *2* – перегрузочный узел
$L_з$ – длина расчетного звена системы, м; $L_{ср}$ – расчетная длина става, м;
α – угол наклона конвейера, град

Контрольные вопросы и задания

1. Назовите предпочтительную область применения конвейерного транспорта как самостоятельного способа перемещения горной массы.
2. Назовите предпочтительную область применения конвейерного транспорта как магистрального звена комбинированного карьерного транспорта.
3. Перечислите достоинства и недостатки конвейерного транспорта в карьерах.
4. Как подразделяются конвейеры в зависимости от своего назначения и места расположения в карьере?
5. Как различаются конвейерные ленты по типу каркаса?
6. Перечислите технологические параметры конвейерного транспорта.
7. Как определяется ширина конвейера, от каких факторов она зависит?
8. От каких факторов зависит скорость движения конвейерных лент, в каком диапазоне она изменяется?
9. Какой максимальный угол подъёма допускается для ленточных конвейеров и крутонаклонных конвейеров в различно конструктивном исполнении?
10. При каком угле наклона конвейера необходимо учитывать снижение высоты насыпки породы при расчете ширины конвейерной ленты?
11. Как определяется часовая и годовая производительность конвейера, от каких факторов она зависит?

Практическая работа № 4

ОПРЕДЕЛЕНИЕ МЕСТА РАЗМЕЩЕНИЯ ПЕРЕГРУЗОЧНОГО ПУНКТА ПРИ АВТОМОБИЛЬНО-ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОМ ТРАНСПОРТЕ

Цель работы: освоить методику определения места размещения перегрузочного пункта при комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте.

Задачи работы:

1. Расчет расстояния транспортирования и высоты подъема горной массы сборочным (автомобильным) и магистральным (железнодорожным) транспортом при различных вариантах размещения перегрузочного пункта по глубине карьера.
2. Расчет себестоимости и удельных капитальных затрат по отдельным звеньям транспорта, комбинированному транспорту в целом и открытой разработке месторождения.
3. Выбор места размещения перегрузочного пункта по критерию максимального значения годовой рентабельности.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 372-379; 2, с. 138-144; 7, с. 10-45] изучить основные технологические параметры комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта, а также условия, область его применения и методику определения глубины размещения перегрузочных пунктов.

Исходные условия

Общие условия:

- высота уступа для всех вариантов $H_у$ = 15 м;
- удельная ценность руды $Ц_р$, руб/т:
  - четные варианты – 1000;
  - нечетные варианты – 1200;
- нетранспортная составляющая себестоимости открытой разработки $С_д$, руб/т:
  - четные варианты – 320;
  - нечетные варианты – 400;
- нетранспортная составляющая удельных капитальных затрат на открытую разработку $К_д$, руб/т:

  четные варианты – 250;

  нечетные варианты – 300;

В соответствии с вариантом (табл. 4.1) задаются:

- годовой объем перевозок $A_к$, млн. т/год;
- число рабочих уступов $n_р$, шт.;
- число нерабочих уступов $n_{нр}$, шт.;

– расстояние откатки по горизонтальному участку железнодорожным транспортом от борта карьера до дробильно-обогатительной фабрики $l_{\text{о}}^{\text{ж}}$, км;
– расстояние откатки автотранспортом по верхнему рабочему уступу $l_{\text{о}}^{\text{а}}$, км;
– модель автосамосвала;
– грузоподъемность автосамосвала $q_{\text{а}}$, т.

Таблица 4.1

Исходные данные к практической работе № 4
«Определение места размещения перегрузочного пункта при автомобильно-железнодорожном транспорте»

№ задания	Объем перевозок $A_{\text{к}}$, млн. т/год	Число уступов		Расстояние откатки по горизонтальному участку трассы, км		Модель и грузоподъемность автосамосвала
		рабочих $n_{\text{р}}$	нерабочих $n_{\text{нр}}$	$l_{\text{о}}^{\text{ж}}$	$l_{\text{о}}^{\text{а}}$	
1	10	4	8	2,5	1,2	БелАЗ-7547 (45 т)
2						
3		6	10		1,4	
4						
5	15	4	10	4,0	0,9	БелАЗ-7540А (30 т)
6						
7		2	12		1,6	
8						
9	20	8	8	1,2	1,0	БелАЗ-7549 (80 т)
10						
11		8	10		1,5	
12						
13	25	4	4	2,0	0,8	БелАЗ-7513 (130 т)
14						
15		6	2		1,3	
16						
17	30	2	4	3,5	1,0	БелАЗ-7547 (45 т)
18						
19		6	8		0,9	
20						
21	35	4	10	5,0	1,4	БелАЗ-7549 (80 т)
22						
23		8	12		1,0	
24						
25	32	4	7	4,5	0,8	БелАЗ-7540А (30 т)

Порядок выполнения работы

1. Назначаются три варианта размещения перегрузочных пункта на глубине карьера:

1) на нижнем нерабочем уступе;
2) в центре нерабочей зоны карьера;
3) на поверхности карьера (рис. 4.1).

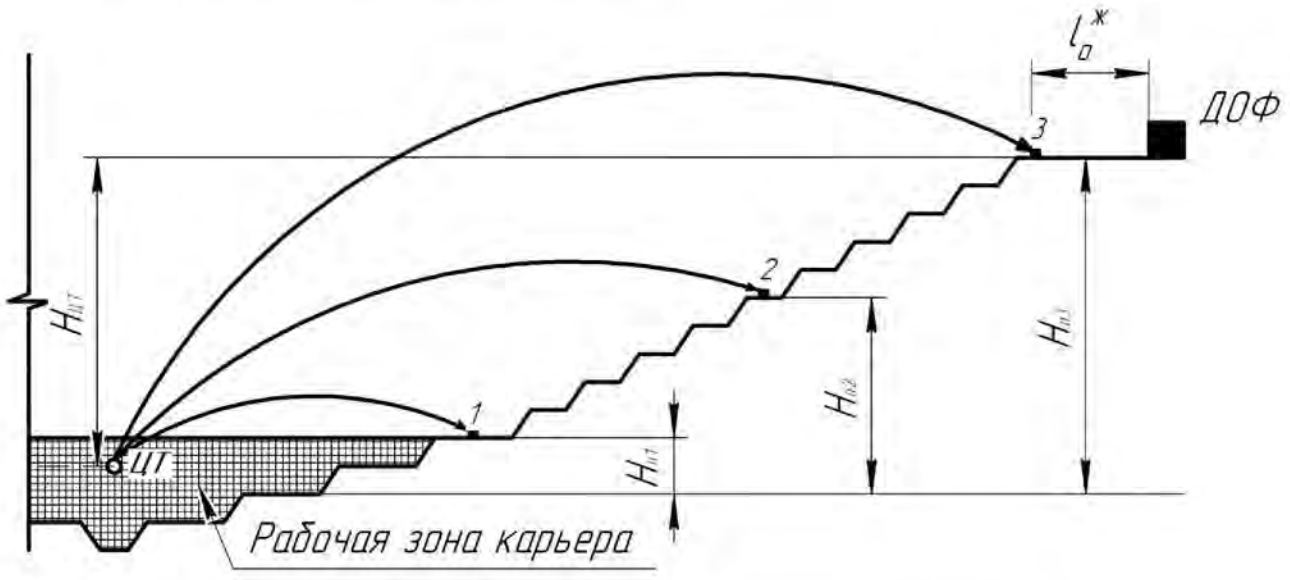


Рис. 4.1. Схема к выбору места расположения перегрузочного пункта:
$H_{цт}$ – глубина центра тяжести перевозок сборочным автотранспортом, м; *1*, *2* , *3* – варианты размещения перегрузочного пункта по глубине карьера; $H_{п1}$, $H_{п2}$, $H_{п3}$ – высота подъема горной массы сборочным автотранспортом при различных вариантах размещения перегрузочного пункта, м; $l_o^ж$ – расстояние откатки железнодорожным транспортом от борта карьера до дробильно-обогатительной фабрики

2. Определяется глубина размещения перегрузочного пункта по вариантам $H_{п.п}$, м:

$$1)\ H_{п.п\,1} = H_у n_{цр}; \quad (4.1)$$

$$2)\ H_{п.п\,2} = H_у n_{нр}/2; \quad (4.2)$$

$$3)\ H_{п.п\,3} = 0. \quad (4.3)$$

3. Определяется глубина центра тяжести перевозок сборочным автотранспортом $H_{ц.т}$, м:

$$H_{цт} = H_у\left(\frac{n_р}{2} + n_{нр}\right). \quad (4.4)$$

4. Рассчитываются длина откатки каждым видом транспорта по вариантам размещения перегрузочного пункта l, км:

4.1. Руководящий уклон съездов принимается для автомобильного транспорта $i_р$ = 80 ‰, для железнодорожного – $i_р$ = 40 ‰.

4.2. Коэффициент развития трассы принимается для автомобильного транспорта $k_{р.т}$ = 1,15÷1,20, для железнодорожного транспорта $k_{р.т}$ = 1,4÷2,0.

4.3. Определяются высота подъема горной массы различными видами транспорта $H_{\text{п}}$, м:

– для автомобильного транспорта

$$1)\ H_{\text{п}1} = H_{\text{ц.т}} - H_{\text{п.п}\,1}; \quad (4.5)$$

$$2)\ H_{\text{п}2} = H_{\text{ц.т}} - H_{\text{п.п}\,2}; \quad (4.6)$$

$$3)\ H_{\text{п}3} = H_{\text{ц.т}} - H_{\text{п.п}\,3}; \quad (4.7)$$

– для железнодорожного транспорта

$$1)\ H_{\text{п}1} = H_{\text{п.п}\,1}; \quad (4.8)$$

$$2)\ H_{\text{п}2} = H_{\text{п.п}\,2}; \quad (4.9)$$

$$3)\ H_{\text{п}3} = H_{\text{п.п}\,3}. \quad (4.10)$$

4.4. Рассчитывается длина подъемного участка трассы для каждого вида транспорта l_i, км:

$$l_i = (H_{\text{п}}/i_{\text{р}})k_{\text{р.т}}, \quad (4.11)$$

где $H_{\text{п}}$ – высота подъема горной массы, м; $i_{\text{р}}$ – уклон съезда, ‰; $k_{\text{р.т}}$ – коэффициент развития трассы.

4.5. Рассчитывается общая длина откатки каждым видом транспорта по вариантам размещения перегрузочного пункта l, км:

$$l = l_i + l_{\text{о}}, \quad (4.12)$$

где $l_{\text{о}}$ – расстояние откатки по горизонтальному участку трассы, км.

5. Рассчитывается себестоимость транспортирования горной массы и себестоимость открытой разработки по вариантам размещения перегрузочного пункта.

5.1. Себестоимость транспортирования автомобильным транспортом $C_{\text{а}}$, руб/т:

$$C_{\text{а}} \approx \frac{25}{A_{\text{к}}^{0,25}} + (l-1)(5 + 0{,}06q_{\text{а}}), \quad (4.13)$$

где $A_{\text{к}}$ – объем перевозок, млн. т/год; l – расстояние транспортирования, км; $q_{\text{а}}$ – грузоподъемность автосамосвала, т.

5.2. Себестоимость транспортирования железнодорожным транспортом $C_{\text{ж}}$, руб/т:

$$C_{\text{ж}} \approx 2/A_{\text{к}}^{0,2} + 4l^{0,7}. \quad (4.14)$$

5.3. Себестоимость транспортирования комбинированным транспортом $C_{\text{к.т}}$, руб/т:

$$C_{\text{к.т}} = C_{\text{а}} + C_{\text{ж}}. \quad (4.15)$$

5.4. Себестоимость открытой разработки $C_{\text{р}}$, руб/т:

$$C_{\text{р}} = C_{\text{к.т}} + C_{\text{д}}, \quad (4.16)$$

где $C_{\text{д}}$ – нетранспортная составляющая себестоимости открытой разработки, руб/т.

6. Рассчитываются удельные капитальные затраты на транспортирование горной массы и открытую разработку по вариантам размещения перегрузочного пункта.

6.1. Удельные капитальные затраты на автомобильный транспорт $K_{\text{а}}$, руб/т:

$$К_а = \frac{90}{A_к^{0,2}} + 12(l-1). \quad (4.17)$$

6.2. Удельные капитальные затраты на железнодорожный транспорт $К_ж$, руб/т:

$$К_ж = \frac{240}{A_к^{0,5}} + \frac{30(l-1)}{A_к}. \quad (4.18)$$

6.3. Удельные капитальные затраты на комбинированный транспорт $К_{кт}$, руб/т:

$$К_{к.т} = К_а + К_ж. \quad (4.19)$$

6.4. Удельные капитальные затраты на открытую разработку $К_р$, руб/т:

$$К_р = К_{к.т} + К_д, \quad (4.20)$$

где $К_д$ – нетранспортная составляющая удельных капзатрат на открытую разработку, руб/т.

7. Рассчитывается значение рентабельности капитальных вложений по вариантам размещения перегрузочного пункта R:

$$R = (Ц_р - С_р)/К_р, \quad (4.21)$$

где $Ц_р$ – удельная ценность руды, руб/т.

Оптимальным считается вариант, соответствующий максимальному значению R.

8. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию (табл. 4.2), расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты. Результаты расчетов заносятся в табл. 4.3.

Таблица 4.2

Исходные условия по варианту задания

Показатели	Значение
Вариант задания	
Годовой объем перевозок $A_к$, млн. т/год	
Высота уступа $H_у$, м	
Число уступов, шт.: рабочих $n_р$ нерабочих $n_{нр}$	
Расстояние откатки железнодорожным транспортом от борта карьера до дробильно-обогатительной фабрики $l_о^ж$, км	
Расстояние откатки автотранспортом по верхнему рабочему уступу $l_о^а$, км	
Модель автосамосвала	
Грузоподъемность автосамосвала $q_а$, т	
Удельная ценность руды $Ц_р$, руб/т	
Нетранспортная составляющая, руб/т: себестоимости разработки $С_д$ удельных капитальных затрат $К_д$	

Графическая часть представляется одним листом формата А4, содержащим схему к выбору места расположения перегрузочного пункта (см. рис. 4.1). чертеж выполняется в стандартном масштабе, на чертеже указываются числовые значения параметров.

Таблица 4.3

Результаты расчета вариантов размещения перегрузочного пункта

Показатели	Значения по вариантам размещения перегрузочного пункта и видам транспорта					
	1		2		3	
	авто	ж.д.	авто	ж.д.	авто	ж.д.
1. Глубина размещения перегрузочного пункта $H_{п.п}$, м						
2. Глубина центра тяжести автоперевозок Ц$_{шт}$, м						
3. Расчетные показатели длин откатки:						
3.1. Уклон съездов $i_р$, ‰						
3.2. Коэффициент развития трассы $k_{р.т}$						
3.3. Высота подъема горной массы $H_п$, м						
3.4. Длина участка подъема, км $l_i = (H_п / i_с) k_{р.т}$						
3.5. Длина откатки по горизонтали $l_о$, км						
3.6. Общая длина откатки $l = l_i + l_о$, км						
4. Себестоимость, руб/т :						
4.1. Звеньев транспорта С$_а$, С$_ж$						
4.2. Комбинированного транспорта С$_{к.т}$ = С$_а$ + С$_ж$						
4.3. Разработки С$_р$ = С$_{к.т}$ + С$_д$						
5. Удельные капитальные затраты, руб/т:						
5.1. Звеньев транспорта К$_а$, К$_ж$						
5.2. Комбинированного транспорта К$_{к.т}$ = К$_а$ + К$_ж$						
5.3. Разработки К$_р$ = К$_{к.т}$ + К$_д$						
6. Критерий $(Ц_р - С_р)/К_р$						

Принят вариант размещения перегрузочного пункта № _____.

Контрольные вопросы и задания

1. Перечислите достоинства и недостатки карьерного автомобильного транспорта.
2. Перечислите достоинства и недостатки карьерного железнодорожного транспорта.
3. Назовите предпочтительную область применения комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта в карьерах.

4. Перечислите достоинства и недостатки комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта.
5. Какие конструкции перегрузочных пунктов применяются при комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте? Перечислите их достоинства и недостатки.
6. Из каких затрат складывается себестоимость транспортирования горной массы автомобильным и железнодорожным транспортом?
7. Как определяется шаг переноса перегрузочного пункта по высоте?
8. От каких факторов зависит продолжительность работы перегрузочного пункта на одном месте?
9. Как рассчитывается рентабельность капитальных вложений по вариантам размещения перегрузочного пункта?

Практическая работа № 5

РАСЧЕТ ПРОПУСКНОЙ И ПРОВОЗНОЙ СПОСОБНОСТИ КАРЬЕРНЫХ ЖЕЛЕЗНЫХ ДОРОГ

Цель работы: освоить методику расчета пропускной и провозной способности карьерных железных дорог.

Задачи работы:

1. Расчет пропускной и провозной способности раздельных пунктов.
2. Расчет пропускной и провозной способности перегонов.
3. Расчет пропускной и провозной способности железной дороги, состоящий из трех раздельных пунктов и двух перегонов.
4. Оценка соответствия пропускной и провозной способности дороги расчетному сменному грузообороту и внесение изменений в её конструкцию.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 261-267; 2, с. 82-83] изучить основные технологические параметры и условия применения карьерного железнодорожного транспорта, а также методику расчета пропускной и провозной способности железных дорог.

Исходные условия

Общие условия:

- одиночная электровозная тяга;
- модель думпкара 2ВС-105;
- длина локомотива $l_л$ = 21,3 м;
- длина вагона $l_в$ = 15,0 м;
- продолжительность смены $T_{см}$, ч:
  - четные варианты – 8;
  - нечетные варианты – 12;
- коэффициент использования сменного времени $k_и$ = 0,90÷0,92;
- коэффициент неравномерного движения поездов $k_{н.д}$ = 1,4÷1,5;
- коэффициент пропуска хозяйственных поездов $k_х$ = 0,8.

В соответствии с вариантом (табл. 5.1) задаются:

- масса поезда нетто $Q_п$, т;
- сменный грузооборот $Г_р$, тыс. т/смену;
- число путей на каждом раздельном пункте и перегоне $n_п$, шт.;
- длина перегона $l_{пер}$, км;
- скорость поезда на перегоне v_i, км/ч;
- система СЦБ на перегоне (п/а, а-2, а-3).

Таблица 5.1

Исходные данные к практической работе № 5

«Расчет пропускной и провозной способности железных дорог»

№ задания	Полезная масса поезда $Q_п$, т	$Г_р$, тыс. т/смену	Число путей на раздельных пунктах $n_п$			Параметры перегона 1				Параметры перегона 2			
			РП 1	РП 2	РП 3	число путей $n_п$	$l_{пер}$, км	v_i, км/ч	СЦБ	число путей $n_п$	$L_{пер}$, км	v_i, км/ч	СЦБ
1	420	6,0	3	3	4	1	2,4	24	Полуавтоматическая блокировка	2	2,6	20	а-3
2			4	2	3	2					1,8		п/а
3			5	2	3	1		18			2,0	30	а-3
4			4	4	3	2					1,6		п/а
5	525	7,5	4	5	3	1	3,2	32		2	2,0	24	а-3
6						2					3,2		п/а
7						1		16			4,0	28	а-3
8						2					2,8		п/а
9	630	6,5	3	3	4	1	1,8	30		2	3,0	24	а-3
10													
11			5	3	4			18				27	
12													
13	630	6,0	3	5	4	2	2,0	24		2	2,4	36	а-2
14													
15			5	3	4			30				24	
16													
17	525	8,0	4	5	3	1	1,2	18		2	5,0	30	а-3
18													
19				4	3			28				24	
20													
21	420	10,0	5	3	4	2	2,8	20		2	3,2	30	а-2
22													
23			4	3	5			24				32	
24													
25		9,0	5	3	4	2	3,0	30		2	3,5	32	а-3

Примечание. п/а – полуавтоматическая блокировка; а-3 – автоблокировка с 3-цветным светофором; а -2 – автоблокировка с 2-цветным светофором

Порядок выполнения работы

1. В соответствии с исходными данными и вариантом задания заполняется табл. 5.2.

Таблица 5.2

Параметры элементов трассы

Параметры	Перегоны		Раздельные пункты РП		
	1	2	1	2	3
Число путей $n_п$, шт.		2			
Длина $L_{пер}$, км			•	•	•
Скорость движения v, км/ч			•	•	•
Способ СЦБ	п/авт		•	•	•

Расчеты производятся на основании расчетной схемы трассы (рис. 5.1).

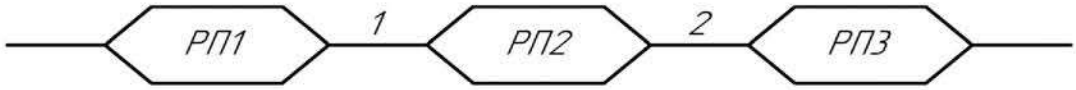


Рис. 5.1. Расчетная схема трассы:
РП1, РП2,РП3 – раздельные пункты; 1, 2 - перегоны

2. Рассчитывается пропускная способность раздельных пунктов (РП). Пропускная способность раздельных пунктов и железнодорожных станций определяется в зависимости от числа путей на раздельном пункте (станции) ($n_п$) в парах поездов (п.п.), пропускаемых за 8-часовую смену (табл. 5.3).

Таблица 5.3

Пропускная способность раздельных пунктов $P_р$

Число путей $n_п$, шт.	2	3	4	5	6 и более
$P_р$, п.п. за 8-часовую смену	10-12	13-18	19-24	25-36	37-48

$$P_р = f(n_п), \tag{5.1}$$

где $P_р$ – пропускная способность раздельного пункта, п.п./смену; $n_п$ – число путей на раздельном пункте, шт.

Если $T_{см} \neq 8$ ч, то пропускная способность $\left(P'_р\right)$ определяется по формуле

$$P'_р = \frac{P_р T_{см}}{8}, \tag{5.2}$$

где $P_р$ – пропускная способность раздельного пункта, определенная по табл. 5.3, п.п./смену; $T_{см}$ – фактическая продолжительность рабочей смены, ч.

3. Рассчитывается провозная способность раздельных пунктов $П_р$, т/смену:

$$П_р = P_р Q_п \cdot 10^{-3}, \tag{5.3}$$

где $P_р$ – пропускная способность, п.п./смену; $Q_п$ – полезная масса поезда (масса поезда нетто), т.

4. Рассчитывается пропускная и провозная способность перегонов.

4.1. Перегон 1.

Пропускная способность $P_п$, п.п./смену:

$$P_п = \frac{T_{см} k_и k_х}{k_{н.д} T_и}, \tag{5.4}$$

где $T_{п.см}$ – продолжительность смены, ч; $k_и$– коэффициент использования сменного времени; $k_х$ – коэффициент пропуска хозяйственных поездов; $k_{н.д}$ – коэффициент неравномерности движения поездов; $T_и$ – время интервала между поездами, ч.

Если на перегоне 1 путь , время интервала $T_и$, ч:

$$T_и = 2L_{пер} / v_i + \tau, \tag{5.5}$$

где $L_{пер}$ – длина перегона, км; v – скорость, км/ч; τ – время на поездную связь, ч.

Если на перегоне 2 пути, время интервала $T_и$, ч:

$$T_и = L_{пер}/v + \tau. \quad (5.6)$$

На перегоне полуавтоматическая блокировка (п/а), поэтому время на поездную связь (τ) составляет:

τ = 6' – 8' (0,10 – 0,13 ч) – 1 путь;

τ = 2' – 3' (0,03 – 0,05 ч) – 2 пути.

Провозная способность перегона $П_п$, тыс. т/смену:

$$П_п = P_п Q_п \cdot 10^{-3}, \quad (5.7)$$

где $P_п$ – пропускная способность перегона, п.п./смену; $Q_п$ – полезная масса поезда, т.

4.2. Перегон 2 (на перегоне 2 пути).

4.2.1. При полуавтоматической блокировке расчет производится так же, как в п. 4.1.

4.2.2. При автоблокировке с 2-цветным светофором расчет пропускной способности производится по формуле (5.4), а время интервала между поездами ($T_и$, ч) определяется:

$$T_И = \frac{L_б + L_п}{v} \cdot 10^{-3}, \quad (5.8)$$

где $L_б$ – длина блок-участка, м ($L_б$ = 300÷400 м); $L_п$ – длина поезда, м; v – скорость движения поезда, км/ч.

Длина поезда $L_п$, м:

$$L_п = n_в l_в + l_л, \quad (5.9)$$

где $l_в$ – длина вагона, м; $l_л$ – длина локомотива $n_в$ – количество вагонов в составе, шт.

$$n_в = Q_п/105, \quad (5.10)$$

где $Q_п$ – полезная масса поезда, т.

4.2.3. При автоблокировке с 3-цветной сигнализацией расчет пропускной способности производится по формуле (5.4), а время интервала между поездами ($T_и$, ч) определяется:

$$T_И = \frac{2L_б + L_п}{v} \cdot 10^{-3}. \quad (5.11)$$

Провозная способность перегона 2 рассчитывается по выражению (5.7).

5. Определяется пропускная и провозная способность железной дороги, которая лимитируется элементом с минимальной пропускной (провозной) способностью ($P_д$, п.п./смену и $П_д$, тыс. т/смену).

6. Производится сравнение расчетной провозной способностью дороги ($П_д$, тыс. т/смену) с заданным сменным грузооборотом ($Г_р$, тыс. т/смену).

Если $П_д \geq Г_р$, то делается вывод о достаточности провозной способности, расчеты завершаются, а результаты заносятся в табл. 5.4.

Если $П_д < Г_р$, то делается вывод о недостаточности провозной способности.

В этом случае в конструкцию дороги вводятся изменения и добиваются, чтобы $П_д \geq Г_р$. Разрешается менять количество путей ($n_п$) и способ СЦБ.

Изменения заносятся в табл. 5.5.

7. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты. Результаты расчетов заносятся в табл. 4.3.

Графическая часть представляется расчетной схемой трассы (см. рис. 5.1). результаты расчетов заносятся в табл. 5.4 и 5.5.

Таблица 5.4

Расчетные показатели пропускной и провозной способности железной дороги

Показатели	Значения
Пропускная способность раздельных пунктов $P_р$, п.п./смену: РП 1 РП 2 РП 3	
Провозная способность раздельных пунктов $П_р$, тыс. т в смену: РП 1 РП 2 РП 3	
Показатели режима движения: длительность смены $T_{см}$, ч коэффициент неравномерности движения $k_{н.д}$ коэффициент пропуска хозяйственных поездов $k_х$ коэффициент использования сменного времени $k_и$	
Параметры пропускной способности перегона 1: время на поездную связь τ, ч пропускная способность $P_{п1}$, п.п./смену провозная способность $П_{п1}$, тыс. т/смену	
Параметры пропускной способности перегона 2: время на поездную связь τ, ч длина блок-участка $L_б$, м длина поезда $L_п$, м пропускная способность $P_{п2}$, п.п./смену провозная способность $П_{п2}$, тыс. т/смену	
Расчетная пропускная способность дороги $P_д$, п.п./смену	
Провозная способность дороги $П_д$, тыс. т/смену	
Достаточность провозной способности (да, нет)	
Окончательная провозная способность $П_д$, тыс. т/смену	

Таблица 5.5

Изменения в конструкции железной дороги

Элемент дороги (раздельный пункт или перегон)	Суть изменения	Расчетное значение параметра		Полученные значения после изменения конструкции	
		P, п.п./смену	П, тыс. т/смену	*P*, п.п./смену	П, тыс. т/смену

Контрольные вопросы и задания

1. Из каких элементов состоит трасса карьерного железнодорожного транспорта?
2. Чем лимитируется пропускная (провозная) способность всей сети железнодорожных путей в карьере?
3. Как в практических расчетах определяется пропускная способность раздельных пунктов и станций?
4. В каких единицах оценивается пропускная и провозная способность железных дорог?
5. Как рассчитывается и от каких факторов зависит пропускная способность перегонов?
6. Как рассчитывается время интервала между поездами на однопутном и двухпутном перегоне?
7. Как рассчитывается время интервала между поездами на перегоне при автоблокировке с 2-цветным и 3-цветиным светофором?
8. Какие системы СЦБ применяются на железнодорожном транспорте в карьерах?
9. Какие дополнительные факторы учитываются при расчете фактической пропускной способности железных дорог?
10. Перечислите способы увеличения пропускной и провозной способности раздельных пунктов и перегонов.

Список использованной литературы

1. Ржевский В. В. Открытые горные работы: Производственные процессы: учебник. – 7-е изд. – М.: Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2010. – 512 с. (Классика инженерной мысли: горное дело).
2. Репин Н. Я., Репин Л. Н. Перемещение и складирование горных пород: учеб. пособие. – М.: Горная книга, 2013. – 221 с., илл. (Процессы открытых горных работ).
3. Смирнов В. П., Лель Ю. И. Теория карьерного большегрузного автотранспорта. – Екатеринбург: УрО РАН, 2002. – 355 с.
4. Мариев П. Л., Кулешов А. А., Егоров А. Н., Зырянов И. В. Карьерный автотранспорт: состояние и перспективы. – СПб.: Наука, 2004. – 429 с.
5. Анистратов Ю. И., Анистратов К. Ю., Щадов М. И. Справочник по открытым горным работам. - М.: ООО «НТЦ «Горное дело», 2010. – 700 с., илл.
6. Галкин В. И., Шешко Е. Е. Транспортные машины: учебник для вузов. – М.: Горная книга, 2010. – 588 с.: илл.
7. Яковлев В. Л. Теория и практика выбора транспорта глубоких карьеров. – Новосибирск: Наука, Сиб. отд. РАН, 1989. – 240 с.

Содержание

Введение 3

Практическая работа № 1. Расчет продолжительности транспортного цикла, производительности и парка автосамосвалов 4

Практическая работа № 2. Энергетическая оценка карьерного автотранспорта 15

Практическая работа № 3. Расчет параметров ленточных конвейеров и определение их производительности 21

Практическая работа № 4. Определение места размещения перегрузочного пункта при автомобильно-железнодорожном транспорте... 30

Практическая работа № 5. Расчет пропускной и провозной способности карьерных железных дорог 37

Список использованной литературы 43

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УЧЕБНОЕ ПОСОБИЕ

ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНЫХ И ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ

Б1.Б.2.01 ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Часть II. Расчёт параметров взрывных работ при транспортной системе разработки

Специальность ***21.05.04 Горное дело***
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Авторы: Стенин Ю.В., к.т.н., доцент, Панфилов Д. С.

Екатеринбург

Оглавление

Введение 2

Общие положения и указания 4

Лабораторная работа № 1. *Определение условий производства и требований к качеству взрывных работ (2 ч аудиторных занятий и 2 ч самостоятельных занятий)*..... 6

Лабораторная работа № 2. *Расчет параметров буровзрывных работ (4 ч аудиторных и 4 ч самостоятельных занятий)*..... 14

Лабораторная работа № 3. *Расчет потребности во взрывчатых материалах (2 ч аудиторных занятий и 2 ч самостоятельных занятий)* 58

Лабораторная работа № 4. *Расчёт безопасных расстояний при ведении взрывных работ (2 ч аудиторных и 4 ч самостоятельных занятий)*..... 66

Список использованных и рекомендуемых источников..... 81

ПРИЛОЖЕНИЕ 1. *Исходные данные* 83

ПРИЛОЖЕНИЕ 2. *Справочный материал к лабораторной работе № 1* 85

ПРИЛОЖЕНИЕ 3. *Справочный материал к лабораторной работе № 2* 90

ПРИЛОЖЕНИЕ 4. *Справочный материал к лабораторной работе № 3* 104

ПРИЛОЖЕНИЕ 5. *Схемы короткозамедленного взрывания*..... 111

Введение

Учебное пособие по выполнению лабораторных работ разработано на основании учебной программы дисциплины «Процессы открытых горных работ», часть II «Расчёт параметров взрывных работ при транспортной системе разработки» по разделу «Подготовка горных пород к выемке» для студентов

специальности 130403 – «Открытые горные работы» (ОГР) направления подготовки 130400 – «Горное дело». Оно содержит рекомендации, необходимый теоретический и информационно-справочные материалы и алгоритм для выполнения лабораторных работ по теме «Технология производства взрывных работ», проводимых на 5-м семестре обучения.

Учебное пособие содержит 4 взаимосвязанных лабораторных работы, в процессе выполнения которых студент осваивает методы расчетов и определяет параметры и показатели, обеспечивающие эффективное и безопасное ведение взрывной подготовки горных пород к выемке.

Весь цикл работ рассчитан на 10 академических часов аудиторных занятий и на 12 часов самостоятельных занятий.

Основная цель лабораторных работ: формирование у студентов навыков, необходимых для составления проекта производства буровзрывных работ в карьере определения технологических параметров взрывных работ на основе современных научных и практических достижений в этой области.

Задачи работ:

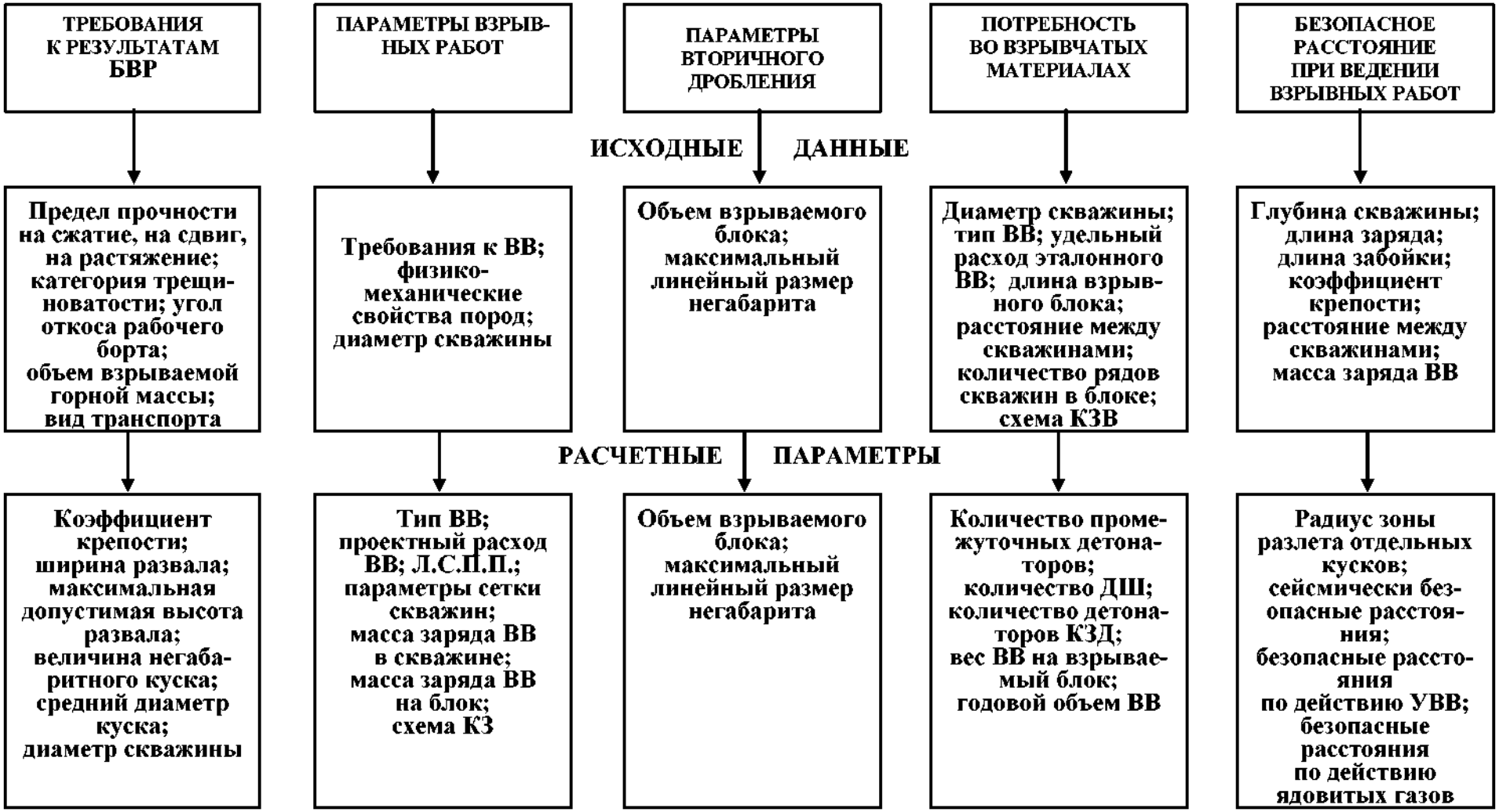
1. Изучить алгоритм и содержание расчетов параметров буровзрывных работ, используя данное пособие и литературу из приведенного списка.
2. Определить условия производства и требования к качеству взрывных работ.
3. Рассчитать параметры буровзрывных работ.
4. Рассчитать потребное количество взрывчатых материалов на годовой объем взрывных работ с учетом вторичного дробления.
5. Рассчитать безопасные расстояния при взрывных работах.

Структурная взаимосвязь этих задач приведена на рис 1.1.

Содержание пособия направлено на системное усвоение знаний в области технологии открытых горных работ и предполагает наличие у студентов базовых знаний и основных понятий о вскрытии, системе разработки и производственных процессах открытой добычи полезных ископаемых, полученных при изучении дисциплин «Введение в специальность», «Основы горного дела» и «Физика горных пород».

Учебное пособие предназначено для студентов очного и заочного обучения, изучающих данную дисциплину, а также может быть использовано при выполнении курсового проекта, бакалаврской и дипломной работ.

Расчет параметров буровзрывной подготовки горной массы к выемке



Общие положения и указания

Цель всякой производственной деятельности – получение максимальных результатов (как правило финансовой прибыли) при минимальных капитальных затратах и расходах трудовых и материальных ресурсов.

Целью процесса буровзрывной подготовки горной массы к выемке как элемента технологической системы «Добыча полезного ископаемого открытым способом» является обеспечение при минимальных затратах требуемого качества подготовки горных пород к выемке.

Качество буровзрывной подготовки горных пород к выемке должно обеспечивать эффективную высокопроизводительную работу горно-транспортного оборудования и потребительские свойства добываемого полезного ископаемого (ПИ), обеспечивающие высокую конкурентоспособность и прибыльность предприятия. Требования к нему определяются необходимостью обеспечения безопасности работ, параметрами выемочно-погрузочных и транспортных средств и технологией дальнейшего передела добытого ПИ. Их соблюдение возможно за счет соответствующих способов и методов ведения и параметров взрывных работ, которые выбираются и обосновываются на основе современных научно-практических положений и расчетных методов, а затем уточняются в процессе реальной практики.

При выполнении данного цикла лабораторных работ студент самостоятельно изучает и осваивает рекомендуемый и приведенный в каждой работе теоретический материал. На **базе приобретенных знаний и с учетом знаний, полученных к моменту обучения на данном этапе**, по заданным исходным данным определяет требования к качеству взрывной подготовки горных пород, выбирает взрывчатые материалы, способы, методы и схемы взрывания зарядов, рассчитывает параметры взрывных работ, требуемый расход взрывчатых материалов и радиусы опасных зон.

По результатам выполненных расчетов вычерчивается в масштабе 1:1000 или 1:500 план взрывного блока с сеткой скважин и схемой коммутации взрывной сети; поперечный профиль блока со скважинами и предполагаемым контуром развала взорванной горой массы в масштабе 1:1000 или 1:2000; план – схема взрывоопасных зон с расположением внутри них сооружений, горных машин, транспортных и энергетических коммуникаций в масштабе 1:5000 и профиль конструкции скважин первого ряда в масштабах: горизонтальном – 1:20 или 1:50; вертикальном - 1:1000 или1:2000.

Общий порядок выполнения работ: (прочитать обязательно!)

1. Лабораторные работы проводятся после прослушивания студентами лекций по соответствующим разделам курса.

2. Перед выполнением лабораторной работы студент должен проработать предлагаемый теоретический материал, изучить рекомендуемую литературу и соответствующие темы лекций, порядок и алгоритм выполнения работы.

3. Лабораторные работы выполняются на основе индивидуальных исходных данных, приведённых в приложении. Номера вариантов определяются преподавателем.

4. Для выполнения лабораторной работы необходимо иметь при себе конспект лекций, рабочую тетрадь, чертёжные инструменты и калькулятор.

5. Результаты лабораторной работы представляются в виде отчёта – технического документа, оформленного в соответствии с требованиями ГОСТа 2.105-95. Отчёт должен содержать следующие разделы: наименование и цель работы; исходные данные; краткое описание теоретических положений, лежащих в основе данной работы; основные формулы и расчёты, таблицы с результатами расчётов, графики; анализ полученных результатов и выводы.

6. Оценка за лабораторную работу выставляется на основе защиты отчёта и ответов на контрольные вопросы с учетом качества оформления.

7. Отчёты по лабораторным работам выполняются в виде отдельной работы со сквозной нумерацией страниц, с титульным листом стандартной формы и содержанием. На титульном листе указывается общая тематика лабораторных работ, наименование студенческой группы, **полные** фамилия, имя и отчество студента-исполнителя и должность, фамилия, имя, отчество преподавателя.

Лабораторная работа 1

Определение условий производства и требований к качеству взрывных работ (2 часа аудиторных занятий и 2 часа самостоятельных занятий)

***Цель работы*:** определить условия производства и требования к качеству взрывных работ.

Задачи работы:

1. Изучить основные показатели качества взрывной подготовки горных пород к выемке и методику их расчета.

2. Рассчитать требуемые показатели качества взрывной подготовки горных пород к выемке.

Порядок выполнения работы

Исходные данные: горно-технологические свойства горных пород согласно заданию и другие исходные данные, приведенные в прил. 1.

Для подготовки к занятию необходимо:

– повторить соответствующий материал лекций и изучить литературу. [1,с. 265 – 277], [2, с. 421 – 424], [3, с. 57 – 58], [4, с. 61 – 102] [5, с. 199 – 201], [7. с. 423 – 428], [8, с. 210 – 214], [9, с. 92 – 94,], [10, с. 78 – 86], [11, с. 78 – 82], [12 с. 9 – 11] [14, с. 135 – 138, 195 – 199];

– прочитать и освоить нижеизложенный материал.

Затем для достижения цели занятия выполнить следующие этапы:

1. Ознакомиться с исходными данными к работе (прил. 1).

2. Определить условия ведения взрывных работ.

2.1. Рассчитать коэффициент крепости пород (f) и средний диаметр отдельности в массиве ($l_{ср}$), зависящий от категории пород по трещиноватости и от распределения отдельностей массива по крупности.

Трещиноватость пород характеризуется средним расстоянием между естественными трещинами всех систем ($C_{тр}$, табл.2.1), а распределения отдельностей массива по крупности показателем $К_М$.

В [15, с. 456] средний диаметр отдельности в массиве в зависимости от его трещиноватости определяется так: $l_{ср} = 1{,}65C_{тр}$,

а в зависимости от показателя $К_М$: $l_{ср} = К_М$,

где $К_М$ может ориентировочно приниматься в зависимости от группы грунтов по СНиП – F, при этом $F = 2{,}5\sqrt{f}$:

F	4	5	6	7	8	9	10	11
$К_М$	0,25	0,4	0,55	0,75	1,0	1,3	1,55	1,9

2.2. Пользуясь прил. 1, дать характеристику технологических свойств горных пород.

2.3. Исходя из годового объема взрываемой горной массы, крепости и плотности породы, принять модель экскаватора и модель транспортного средства. Привести их рабочие параметры (табл. П. 2.1– П. 2.8)

2.4. Для выбранной модели экскаватора принять высоту уступа ($H_у$, м) из условия:

$$H_у \leq 1{,}5H_{ч\,max.}, \quad (1.1)$$

где $H_{ч\,max}$ – максимальная высота черпания экскаватором, м.

2.5. Исходя из технологических свойств пород и заданных параметров системы разработки (высота уступа, угол откоса уступа), принять предварительное решение о положении скважин в массиве уступа – вертикальное или наклонное.

Наклонные скважины применимы, как правило, в крупноблочных породах; при высоких уступах и при малых углах откоса уступа; когда требуется обеспечить достаточно интенсивное и равномерное дробление (карьеры стройматериалов, карьеры с циклично-поточной технологией – конвейерный транспорт и т. п.); когда необходимо ограничить сейсмический эффект от взрывных работ.

2.6. Обосновать требуемое значение диаметра скважин – скважинного заряда ($d_{тр}$).

Диаметр – один из основных параметров скважинных зарядов. От него зависит с одной стороны эффективность буровых работ (объем работ в метрах, производительность буровых работ в метрах и метрах кубических за единицу времени), с другой – качество взрывных работ (содержание переизмельченной и крупной фракции во взорванной породе, равномерность дробления).

Для конкретных условий карьера обоснование диаметра скважины и модели бурового станка целесообразно выполнять на основе технико-экономического анализа с учетом затрат на буровые, взрывные и погрузочно-транспортные работы.

В данной лабораторной работе обоснование диаметра скважины выполнить на основе логического анализа, исходя из рекомендаций в табл. П. 2.6 и П. 2.7 и нижеследующих условий.

Из условия равенства производительности бурового станка и экскаватора требуемый диаметр скважины (в мм) определится:

$$d_{тр}=100\sqrt{E}, \quad (1.2)$$

где E – геометрическая вместимость ковша экскаватора, м^3.

Для карьеров строительных материалов небольшой производительности установлена статистическая зависимость между диаметром скважины (в мм) и производительностью карьера ($П_к$, млн м^3):

$$d_{тр} = (100 \div 150)\sqrt[4]{П_к}, \quad (1.3)$$

где меньшее значение множителя применяется для крупноблочных пород, большее – для мелкоблочных.

По условию полного использования длины скважины для размещения заряда (при сплошной конструкции заряда)

$$d_{\text{тр}} = 28 H_{\text{у}} \sqrt{\frac{q}{\Delta}}, \qquad (1.4)$$

где q – удельный расчетный расход ВВ, кг/м^3 (на данном этапе расчетов величину q по табл. П. 3.8 в зависимости от плотности и крепости пород, или по табл. 2.6 в зависимости от трещиноватости и крепости пород); Δ – плотность заряжания, кг/дм^3 (ориентируясь на аммонит 6ЖВ, принять $\Delta = 0{,}95$).

Требуемый диаметр скважины в метрах по условию обеспечения нормальной проработки подошвы уступа для вертикальных скважин:

$$d_{\text{тр}} \geq \frac{\left(H_{\text{у}} \operatorname{ctg} \alpha_{\text{р}} + Б\right)\sqrt{\gamma}}{30(3 - m)}, \qquad (1.5)$$

где $\alpha_{\text{р}}$ – угол откоса рабочего уступа, град.;

m – коэффициент сближения скважин; принять: для легковзрываемых пород $m = 1{,}1 \div 1{,}2$; средневзрываемых – $m = 1{,}0 \div 1{,}1$; трудновзрываемых – $m = 0{,}85 \div 1{,}0$;

$Б = H_{\text{у}}(\operatorname{ctg} \alpha_{\text{у}} - \operatorname{ctg} \alpha_{\text{р}}) \geq 2$ – ширина бермы безопасности;

$\alpha_{\text{у}}$ – угол устойчивого откоса нерабочего уступа, град. (прил. 1);

γ – плотность горных пород, т/м^3;

Для наклонных скважин, параллельных откосу уступа,

$$d_{\text{тр}} \geq \frac{Б\sqrt{\gamma}}{30(3 - m)} \text{ м}. \qquad (1.6)$$

С точки зрения обеспечения качества взрывных работ в породах с конкретными технологическими свойствами рекомендуется:

– в породах I и II категории трещиноватости диаметр заряда следует принимать возможно большим (250 – 350 мм), а в породах высокой прочности применять котловые заряды. В то же время при разработке пород низкой и средней крепости применение взрывных скважин более 300 мм не эффективно, так как приводит к увеличению заколов в глубь массива и снижению устойчивости откосов уступа;

– в породах II категории, а также в однородных породах III категории при многорядном короткозамедленном взрывании на карьерах предпочтительны диаметры 200 – 250 мм;

– в породах крупноблочных IV категории, а также неоднородных и частично перемежающихся породах V категории диаметр скважин следует уменьшить до 100 – 150 мм;

– при большой производительности предприятия (примерно 5 млн м^3 горной массы в год и более) целесообразно применять высокопроизводительную буровую технику и диаметры скважин не менее 200 мм.

2.7. С учетом коэффициента крепости и принятого диаметра скважины принять тип бурового станка.

2.8. Используя навыки, приобретенные в предыдущем цикле лабораторных работ [16], подобрать тип бурового долота и рассчитать значение диаметра скважины ($d_{ск}$, мм) с учетом стандартного диаметра подобранного долота:

$$d_{ск} = d_{д} K_{раз}, \quad (1.7)$$

где $d_{д}$ – диаметр долота, мм; $K_{раз}$ – коэффициент разбуривания скважины (табл. 1.1).

Таблица 1.1

Значение коэффициента разбуривания скважин

Крепость пород	2	4	6	8 –10	12 – 14	>16
Величина коэффициента разбуривания	1,06	1,05	1,04	1,037 –1,031	1,03 – 1,02	1,02

3. Определить требования к качеству взрывных работ.

3.1. Определить требуемую ширину развала взорванной горной массы ($B_{р.тр}$) по углу откоса рабочего борта карьера ($\gamma_{р.б.}$) и по рациональному количеству заходок ($n_з$) рациональной ширины.

3.1.1. Требуемая ширина развала взорванной горной массы ($B_{р.тр}$) по углу откоса рабочего борта карьера ($\gamma_{р.б.}$) определяется так:

рассчитать ширину рабочей площадки

$$Ш_{р.п} = \frac{H_{у}}{\operatorname{tg} \gamma_{р.б}} - H_{у} \operatorname{ctg} \alpha_{р}, \quad (1.8)$$

где $\alpha_{р}$ – угол откоса рабочего уступа;

рассчитать требуемую ширину развала (рис. 1.2)

$$B_{р.тр} = Ш_{р.п} - Т - \sum С - \sum П - Б, \quad (1.9)$$

где $Т$ – ширина транспортной полосы (при железнодорожном транспорте $Т$ = 3 м при одноколейном пути и $Т$ = 7,5÷15 м – при двухколейном пути; при конвейерном транспорте $Т$ = 3 м; при автомобильном транспорте $Т = 3{,}0B_{а}$, где $B_{а}$ – ширина автомобиля; см табл. П. 2.4 и П. 2.5)

$\sum С$ – сумма размеров безопасных зазоров (3 – 5 м);

$\sum П$ – сумма размеров полос для размещения дополнительного оборудования и сооружений (при железнодорожном транспорте $\sum П$ = = 10÷12 м; при автомобильном и конвейерном транспорте $\sum П$ = = 5÷6 м) ;

Б – ширина бермы безопасности (ширина призмы возможного обрушения), определяется по формуле:

$$Б = H_у (\text{ctg}\, \alpha_у - \text{ctg}\, \alpha_р).$$

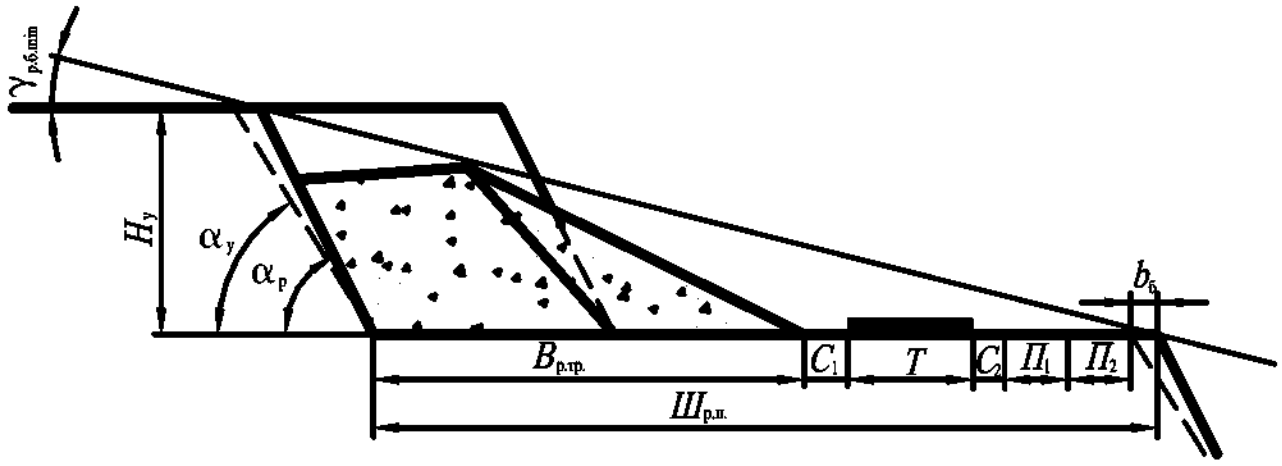


Рис.1.1. Рабочая площадка

3.1.2. Требуемая ширина развала ($B_{р.тр}$, м) по рациональному количеству заходок экскаватора ($n_з$) рациональной ширины ($А_з$) определяется так:

$$B_{р.тр} = A_з n_з, \qquad (1.10)$$

где $А_з$ – рациональная ширина заходки экскаватора, м;

а) при железнодорожном транспорте $n_з = 1 \div 3$

б) при автомобильном транспорте $n_з = 3 \div 6$ при отгрузке развала горной массы продольными заходками;

в) при конвейерном транспорте:

$$B_{р.тр} = A_з = 2R_р + 1{,}7R_{ч.у.}, \qquad (1.11)$$

где $R_р$ – наибольший радиус разгрузки экскаватора, м;

$R_{ч.у}$ – радиус черпания экскаватором на уровне стояния, м.

3.1.3. Предварительно из двух расчетных значений требуемой ширины развала принимается меньшее. В дальнейшем оно уточняется на этапе расчета параметров взрывных работ.

3.2. По табл. П. 2.10 определить максимально допустимую высоту развала взорванной горной массы ($H_{заб.max}$, м), учитывая, что коэффициент разрыхления пород ($К_р$) в развале ориентировочно составляет:

$К_р = 1{,}2 \div 1{,}25$ – для полускальных пород;

$К_р = 1{,}3 \div 1{,}4$ – для скальных пород;

$К_р = 1{,}4 \div 1{,}5$ – для угля ($\gamma = 1{,}1 \div 1{,}4$ т/м^3).

При этом $H_{заб.max} = h_{коп.max} (H_{заб.max} / h_{коп.max})$, где $h_{коп.max}$ – максимальная высота копания экскаватора, м.

3.3. Определить допустимый для выемки и погрузки экскаватором размер куска в развале взорванной горной массы (минимальный размер негабаритного куска).

Размер куска горной массы, загружаемой в ковш погрузочной машины, определяет:

– удобство и быстроту операций её черпания, разгрузки и последующего перемещения;

– вероятность возможных поломок погрузочного и транспортного оборудования, особенно при погрузке тяжелых руд и пород и при высоких отрицательных температурах, когда повышается хрупкость металла.

Поэтому при определении допустимых размеров куска в развале необходимо учитывать размеры ковшей и тип погрузочного оборудования, место разгрузки (отвал, транспортные средства или приемное отверстие дробилки) и размеры рабочих элементов транспортного и приемного оборудования, а также плотность горных пород и температуру окружающего воздуха.

Для определения допустимых размеров кусков при погрузке экскаваторами Ю. И. Беляковым [4] предлагается следующая методика:

3.3.1. При погрузке породы экскаватором в средства железнодорожного и автомобильного транспорта (и в отвал) допустимый размер куска ($l_д$, м) может быть определен:

А. *По геометрической вместимости ковша экскаватора* (E, м^3) из следующего выражения:

$$l_д \leq \eta_э \, \eta_п \, \eta_т \, \sqrt[3]{E}\,, \qquad (1.12)$$

где $\eta_э$ – коэффициент, учитывающий тип экскаватора и схему работы;

$\eta_п$ – коэффициент, учитывающий влияние плотности породы (γ);

$\eta_т$ – коэффициент, учитывающий влияние низкой отрицательной температуры на надежность работы экскаватора.

Значения коэффициента $\eta_э$ для скальных пород при работе в сочетании с транспортными средствами (и в отвал) приведены ниже:

	Погрузка в транспортные средства
Карьерные лопаты с нормальным оборудованием	0,75 (0,80)
Карьерные лопаты с удлиненным оборудованием	0,70 (0,75)
Драглайны	0,50 (0,70)

Значения коэффициентов $\eta_п$ при различной плотности пород (γ, т/м^3):

Плотные породы (γ = 1,7÷2,0)	1,08
Полускальные породы (γ = 2,0÷2,5)	1,05
Скальные породы (γ = 2,5÷3,2)	1,00
Тяжелые руды (γ = 3,2÷4,5)	0,90
Угли (γ = 0,8÷1,6)	1,14

Средние значения коэффициента $\eta_т$ при работе экскаваторов в условиях низких температур приведены ниже:

Температура, °С	(+10) – (–20)	(–20) – (–30)	(–30) – (–40)
Карьерные лопаты (с нормальным	0,98	0,95	0,92

оборудованием).....			
Карьерные лопаты (с удлиненным оборудованием).....	0,95	0,92	0,88
Драглайны.....	0,92	0,90	0,86

Б. *По геометрической вместимости транспортного сосуда* (V, м^3) (автосамосвала, думпкара) по выражению

$$l_д \le 0{,}5\sqrt[3]{V}\ . \qquad (1.13)$$

Если данные по геометрической вместимости транспортного сосуда отсутствуют, то можно использовать формулу

$$l_д \le \eta_э \eta_п' \eta_т \sqrt[3]{E}\ , \qquad (1.14)$$

где $\eta_п' = 0{,}5\eta_п$ – коэффициент, учитывающий влияние плотности породы на работу экскаватора и транспортного сосуда.

3.3.2. При погрузке пород экскаваторами в бункера и передвижные дробилки величина $l_д$ принимается в пределах

$$l_д = (0{,}75 \div 0{,}85)B_п, \qquad (1.15)$$

где $B_п$ – длина наименьшей стороны приемного отверстия бункера или дробилки, м.

В этом случае также рекомендуется использовать формулу:

$$l_д \le \eta_э' \eta_п'' \eta_т B_п, \qquad (1.16)$$

где $\eta_э'$ – коэффициент, учитывающий тип экскаватора (условия разгрузки ковша в бункер или дробилку). Принимается для карьерных мехлопат с нормальным оборудованием $\eta_э' = 1$, а с удлиненным оборудованием $\eta_э' = 0{,}9 \div 0{,}95$; для драглайнов $\eta_э' = 0{,}8 \div 0{,}7$;

$\eta_п''$ – коэффициент, учитывающий влияние плотности породы на работу бункера или дробилки, принимается равным $0{,}8\eta_п$, т. е. в среднем для углей, плотных, полускальных и скальных пород соответственно 0,90; 0,86; 0,84 и 0,80, а для тяжелых руд – 0,72.

3.3.3. При погрузке пород одноковшовыми экскаваторами на конвейер максимальный размер куска $l_д$, транспортируемый конвейером, может быть определен из выражения

$$l_д \le K_л \eta_т' B_л, \qquad (1.17)$$

где $B_л$ – ширина конвейерной ленты, м;

$K_л$ – коэффициент, зависящий от свойств породы (плотности, абразивности) и типа роликоопоры (табл. 1.2.);

$\eta_т'$ – коэффициент, учитывающий влияние низких отрицательных температур на работу конвейера и перегрузочных устройств. Принимается равным при температурах минус 10–20 °С; минус 20–30 °С и минус 30–40 °С соответственно 0,85; 0,8 и 0,7.

Таким образом, при установлении допустимого размера куска породы $l_Д$ при работе одноковшовых экскаваторов необходимо учитывать не только геометрические параметры экскаваторов и транспортного оборудования, но и плотность горных пород и специфические условия работы при низких отрицательных температурах.

Таблица 1.2

Значения коэффициента $K_л$

Тип става роликоопоры конвейера	Мягкие и плотные породы	Полускальные породы, некрепкие угли	Скальные породы	Тяжелые руды
С жестким ставом и роликоопорами.....	0,4 / 0,35	0,35 / 0,3	0,3 / 0,25	0,25 / 0,2
С канатным ставом и гибкими роликоопорами.....	0,5 / 0,45	0,45 / 0,4	0,4 / 0,35	0,33 / 0,3

Примечание. В числителе – значения для лент шириной 1,2–1,6 м, в знаменателе – для лент шириной 1,8 – 2,5 м

3.4. Определить величину рационального и оптимального среднего диаметра куска породы ($d_{ср.рац}$, м) в развале по формуле:

- согласно [2] средний диаметр куска в развале, несодержащем негабаритных кусков определяется по формуле $d_{ср.рац} = 0,4\sqrt[3]{E}$ (1.18);

- согласно [18] оптимальный по энергетическим затратам средний диамеир куска в развале определяется по формуле

$$d_{ср.рац} = d_{ср.опт} = 0,08+0,75\times10^{-3}\sigma_{сж} + 2\times10^{-3}E_{к,}\text{ м}. \quad (1.19).$$

Для дальнейших расчетов принять большее из полученных по формулам 1.18 и 1.19 значений

4. Результаты расчета свести в итоговую таблицу.

Контрольные вопросы

1. По каким характеристикам оценивается качество подготовки горной массы к выемке?
2. Какими факторами определяется требуемая ширина развала взорванной горной массы?
3. Какими факторами определяется максимально допустимая высота развала взорванной горной массы?
4. Какими факторами определяется величина негабаритного куска взорванной горной массы?
5. Что такое средний диаметр куска взорванной горной массы?
6. Дайте понятие оптимального среднего диаметра куска взорванной горной массы.
7 Каким требованиям должен отвечать диаметр заряда в скважине?

Лабораторная работа 2

Расчет параметров буровзрывных работ

(4 часа аудиторных и 4 часа самостоятельных занятий)

Цель работы – освоить методику и рассчитать параметры буровзрывных работ.

Задачи работы:

1. Изучить методику расчёта и обоснования параметров буровзрывных работ.

2. Выбрать взрывчатые материалы, способы, методы и схемы взрывания зарядов.

3. Рассчитать параметры взрывных работ для первичного взрывания.

4. Выбрать способ дробления негабаритных кусков и рассчитать параметры вторичного дробления.

Исходной базой для эффективного управления буро-взрывными работами в карьере и получения достаточно точных и надежных расчетных значений их параметров является районирование разрабатываемого массива горных пород на участки с однородными технологическими свойствами. Эти участки должны быть однородными по таким свойствам, как: крепость, трещиноватость, плотность, пространственное расположение трещиноватости, обводненность, литологическое строение.

Такое районирование может быть обеспечено в процессе эксплуатационной разведки и доразведки месторождения. При проектировании карьеров используют, как правило, средние по месторождению характеристики горного массива.

Данное занятие рассчитано на наличие средних значений характеристик горного массива предполагаемого месторождения. При принятии решений по данной лабораторной работе рекомендуется ориентироваться на справочный материал Приложения 3.

Порядок выполнения работы

Исходные данные: горно-технологические свойства горных пород согласно заданию и другие исходные данные, приведенные в прил. 1; условия производства и требования к качеству взрывных работ согласно лабораторной работе 1.

Для достижения цели занятия выполнить следующие этапы.

1. Для подготовки к выполнению работы **необходимо изучить соответствующий материал лекций и литературу**: [1, с. 56 – 78], [2, с. 76 – 94], [3, с. 60 – 61], [5, с. 198 – 199, 203 – 263], [6], [7, с. 211 – 268, 396 – 400], [10, с. 179 – 185], [14, с. 179 – 188].

2. Повторить содержание исходных данных к работе (прил. 1) и результатов расчетов предыдущего занятия.

3. Прочитать и изучить нижеизложенный материал. В данной лабораторной работе приведена методика расчета параметров буровзрывных работ,

выполняемых по традиционной схеме – многорядное короткозамедленное взрывание на свободный откос, а также методики расчета буровзрывных работ, выполняемых с применением котловых, параллельно-сближенных, рассредоточенных зарядов и взрывания в зажатой среде. Условия применения, преимущества и недостатки этих способов приведены в п. п. 12, 13, 14, 15.

4. Исходя из горно-технологических характеристик пород и степени их обводненности, выбрать ВВ (табл. П. 3.2 – П. 3.7) с учетом их работоспособности, стоимости и нижеприведенных рекомендаций.

Для условий карьеров могут применяться грубодисперсные гранулированные ВВ с широкой зоной химической реакции, имеющие большой критический диаметр 100 мм и пониженную детонационную способность в зарядах малого диаметра. Такие ВВ обеспечивают получение более равномерного дробления породы при взрыве за счет уменьшения зоны переизмельчения вблизи заряда, что особенно значимо для карьеров по добыче строительных материалов.

С целью сокращения объемов переизмельчения горной массы «Нормативный справочник по буровзрывным работам» рекомендует при выборе ассортимента ВВ учитывать скорость детонации ВВ (D, км/с), которая должна быть по возможности согласована с физико-техническими характеристиками пород разрыхляемого массива. То есть скорость детонации выбранного ВВ должна быть по возможности ближе к величине

$$D = \sqrt{\gamma f A},$$

где γ – плотность пород разрыхляемого массива, т/м^3;

f – коэффициент крепости пород разрыхляемого массива;

A – акустический показатель трещиноватости массива принимается в зависимости от группы грунтов по СНиП – F (с. 8), или категории пород по трещиноватости (табл. 2.1).

Акустический показатель трещиноватости в зависимости от группы грунтов по СНиП (F)

F	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
f	1,4	2,60	4,0	5,80	7,8	10,2	13,0	16,0	19,4
A	0,1	0,15	0,2	0,25	0,3	0,40	0,50	0,60	0,80

Необходимо, особенно при больших объемах взрываемых блоков и в глубинной зоне карьеров, выбирать ВВ с минимальным отрицательным, а лучше с нулевым, кислородным балансом, обеспечивающим минимальный выброс в атмосферу ядовитых газов. Это, как правило, бестротиловые или с низким содержанием тротила взрывчатые вещества (игданиты, гранулиты, эмульсионные ВВ), обладающие положительным, близким к нулю или нулевым кислородным балансом.

Таблица 2.1

Классификация массивов горных пород по степени трещиноватости Междуведомственной комиссии по взрывному делу

Категория трещиноватости	Степень трещиноватости (блочности) массива	Среднее расстояние между естественными трещинами всех систем, м	Акустический показатель трещиноватости (А)	Содержание (%) в массиве отдельностей размером, мм		
				+300	+700	+1000
I	Чрезвычайно трещиноватый (мелкоблочный)	< 0,1	0 – 0,1	< 10	0	0
II	Сильнотрещиноватый (среднеблочный)	0,1 – 0,5	0,1 – 0,25	10 – 70	< 30	<5
III	Среднетрещиноватый (крупноблочный)	0,5 – 1,0	0,25 – 0,4	70 – 100	30 – 80	5 – 40
IV	Малотрещиноватый (весьма крупноблочный)	1,0 – 1,5	0,4 – 0,6	100	80 – 100	40 – 100
V	Практически монолитный (исключительно крупноблоч-	> 1,5	0,6 – 1,0	100	100	100

Таблица 2.2

Классификация массива пород по блочности (Методика КузПТИ)

Свойства массива	Категория массива пород по трещиноватости (блочности)				
	I	II	III	IV	V
Структурные свойства					
Диаметр отдельности в массиве, м.....	До 0,7	0,7 – 1,1	1,1 – 1,6	1,6 – 2,0	> 2,0
Содержание в массиве фракции +1000 мм, %	До 40	40 – 55	55 – 80	80 – 90	> 90
Физико-механические свойства					
Объемный вес, т/м^3.....	2,3 – 2,45	2,4 – 2,5	2,43 – 2,5	2,45 – 2,55	2,5 – 2,66
Сопротивление сжатию, МПа	До 35	35 – 55	55 – 80	80– 100	> 100
Упругие и акустические свойства					
Модуль упругости, E МПа*10^5.....	До 0,2	0,2 – 0,35	0,35 – 0,5	0,5 – 0,65	> 0,65
Акустическая жесткость, кг/м^3·м/с.....	До 0,3	0,3 – 3,5	3,5 – 4,0	4,0 – 4,5	> 4,5
Коэффициент анизотропии ($K_а$)	1,1–1,25	1,25–1,35	1,35–1,6	1,6–1,8	1,8–1,9

Рекомендация: Проанализируйте изменение свойств массива от категории по блочности (трещиноватости)

Перспективно применение водосодержащих суспензионных и эмульсионных ВВ, часть из которых имеют хорошую водоустойчивость (ГЛТ-20В, порэмиты) и кислородный баланс, близкий к нулевому.

Для обеспечения механизации взрывных работ необходимо выбирать взрывчатые вещества, обладающие хорошей сыпучестью, минимальными сле-

живаемостью и пылением и малой чувствительностью к механическим воздействиям.

Важным свойством ВВ является минимальное агрессивное воздействие их на средства инициирования (ДШ, шашки-детонаторы), а также исключение взаимодействия его с окружающими породами (стенками скважин и трещинами, с которыми имеет контакт заряд ВВ).

При взрывании блоков больших объемов необходимо сохранение постоянства свойств ВВ при их нахождении в скважинах в течение длительного времени (7 – 10 и более суток).

При взрывании зарядов больших диаметров (> 250 мм) целесообразно применять ВВ, имеющие относительно невысокую теплоту взрыва до 4000 кДж/кг. Такие взрывчатые вещества в зарядах больших диаметров обеспечивают в большинстве случаев хорошее дробление породы при относительно невысокой стоимости самих ВВ.

ВВ, обладающие высокими взрывчатыми характеристиками с теплотой взрыва не ниже 5000 кДж/кг, должны быть предназначены для взрыва крупноблочных трудновзрываемых и обводненных пород, как правило, зарядами малого диаметра

ВВ для заряжания обводненных скважин должны быть водоустойчивыми и обладать плотностью больше 1 г/см. Целесообразно для заряжания скважин при небольших объемах взрыва использовать ВВ с меньшей водоустойчивостью в эластичных рукавах-пакетах, диаметр которых больше диаметра скважин, а общая плотность более 1 г/см^3.

В целом на крупных карьерах с механизацией взрывных работ предпочтительно применять относительно безопасные и дешевые ВВ местного изготовления типа игданитов, гранэмитов, акватолов, порэмитов.

На карьерах небольшой производственной мощности так же, как и на других горных и промышленных объектах с небольшим объемом потребления ВВ (100 – 1000 т/год), проще применять ВВ только заводского изготовления, предпочтительно не содержащие тротил гранулиты.

Для суровых климатических условий Севера, где взрывают в основном сухие скважины, также целесообразно шире использовать бестротиловые гранулиты и игданиты.

5, **Выбрать метод взрывных работ.** Современная теория и практика взрывных работ метод взрывных работ определяет положением заряда относительно разрушаемого объекта, а также конструкцией и формой горной выработки для размещения заряда.

По-первому признаку различают метод взрывных работ наружными (накладными) зарядами и внутренними зарядами.

Накладные заряды располагаются на поверхности разрушаемого объекта и применяются при открытой разработке карьеров на вспомогательных работах, в частности при дроблении негабаритов.

Внутренние заряды располагаются в горных выработках. В зависимости от формы и конструкции горных выработок различат методы шпуровых и скважных зарядов, метод котловых и метод камерных зарядов.

Метод шпуровых зарядов применяют для селективной выемки маломощных залежей полезного ископаемого, для добычи штучного камня, в карьерах малой мощности при ведении горных работ с использованием рыхлителей, скреперов и т.п. мобильной техники; на вспомогательных работах для дробления негабаритных кусков, подработки завышенной подошвы уступов, ликвидации козырьков уступов и т. п.

На современных карьерах для разупрочнения горных пород перед выемкой применяется в основном метод скважинных зарядов. Метод котловых зарядов применяется относительно редко.

В зависимости от конкретных горно-технических условий и требований к качеству взрывных работ применяют различные методы скважинных зарядов: вертикальные заряды, наклонные заряды, параллельно сближенные заряды, сосредоточенные и рассосредоточенные заряды; методы взрывания на свободный откос и на подпорную стенку.

Условия применения преимущества и недостатки методов взрывных работ достаточно подробно описаны в литературе [2,3,5,10,15]

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ СКВАЖИННЫМИ ВЕРТИКАЛЬНЫМИ И НАКЛОННЫМИ СОСРЕДОТОЧЕННЫМИ ЗАРЯДАМИ

6. Рассчитать и принять удельный расход ВВ по двум из ниже приведённых методов.

Удельный расход ВВ – один из основных параметров взрывных работ, определяющих требуемое качество взрывной подготовки горных пород к выемке. Значение удельного расхода ВВ зависит от множества факторов. Эти факторы характеризуют: мощность заряда ВВ (плотность ВВ, идеальную работу взрыва, скорость детонации), горно-технологические свойства разрыхляемого массива горных пород (плотность, вязкость, крепость, трещиноватость, пространственное расположение трещин, обводненность), условия воздействия взрывной энергии на массив (высоту уступа и глубину скважины, величину перебура и забойки, диаметр и конструкцию заряда, количество рядов скважин, способ и метод взрывания, схему коммутации взрывной сети) и требования к результатам взрыва. Большое число влияющих факторов, широкая вариация и достаточно высокая неопределенность горно-технологических свойств разрабатываемых горных пород не позволяют обеспечить достаточно точный расчет удельного расхода ВВ для разработки конкретного месторождения. Однако существующие методы расчета позволяют определить базовое проектное (расчетное) значение удельного расхода ВВ ($q_р$), которое в процессе разработки месторождения уточняется и корректируется применительно к конкретному району – блоку разрабатываемого массива горных пород, с учетом условий его разработки.

Имеющиеся в настоящее время в отечественной практике проектирования и разработки месторождений открытым способом методы расчета удельного расхода ВВ можно объединить в три группы:

– расчет удельного расхода ВВ по прочностным характеристикам горной породы (пределам прочности на сжатие, растяжение и сдвиг) и её плотности – метод В. В. Ржевского;

– расчет удельного расхода ВВ в зависимости от одного – двух факторов (как правило, трещиноватости и крепости) по табличным данным, полученным на основании обобщения практического опыта, например, метод Гипроруды или «Союзвзрывпрома»;

– расчет удельного расхода ВВ по эмпирическим зависимостям.

Во всех трех группах определяется эталонный удельный расход для эталонных условий. Для условий отличных от эталонных удельный расход ВВ определяется с помощью переводных коэффициентов, учитывающих отклонение фактических условий от эталонных.

Метод В. В. Ржевского [2, 6] используется для расчета эталонного удельного расхода ВВ, а также для установления класса взрываемости пород при известных их физико-механических свойствах: $\sigma_{сж}$ – пределе прочности на сжатие, МПа; $\sigma_{сд}$ – пределе прочности на сдвиг, МПа; $\sigma_р$ – пределе прочности на растяжение, МПа (1 МПа = 10 кгс/см^2); γ – плотности горной массы, т/м^3.

Эталонный удельный расход ВВ определяется для условий: эталонный ВВ аммонит № 6ЖВ или граммонит 79/21; разрыхляемый массив – 1 м^3 монолитной породы при шести свободных поверхностях (свободно подвешенный куб); заряд диаметром 200 мм в центре куба; средний размер куска разрыхленной породы – 0,5 м. Величина его ($q_э$, г/м^3) рассчитывается по формулам:

$$q_э = 0{,}2\left(\sigma_{сж} + \sigma_{сд} + \sigma_р\right) + 2{,}0\gamma\,. \qquad (2.1)$$

Для вязких пород (при $\sigma_{сд} > 0{,}2\sigma_{сж}$; $\sigma_р > 0{,}1\sigma_{сж}$) эталонный удельный расход ВВ рассчитывается так:

$$q_э = 0{,}36\left(\sigma_{сж} + \sigma_{сд} + \sigma_р\right) + 3{,}6\gamma\,. \qquad (2.2)$$

В формулах (2.1) – (2.2) величины $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сд}$, $\sigma_р$ измеряются в мегапаскалях (МПа), а γ – в т/м^3; эмпирические коэффициенты 0,2 и 0,36 при значениях напряжений сжатия, растяжения и сдвига в кгс/см^2 принимаются равными 0,02 и 0,036 соответственно.

По удельному эталонному расходу ВВ горные породы подразделяются на 5 классов по взрываемости (табл. 2.3).

Таблица 2.3

Характеристика горных пород по взрываемости

Класс	Характеристика взрываемости	Категория	Эталонный расход, г/м^3
I	Легковзрываемые породы.....	1 – 5	< 20
II	Средневзрываемые породы.....	6 – 10	20 – 40
III	Трудновзрываемые породы.....	11 – 15	40 – 60
IV	Весьма трудновзрываемые.....	16 – 20	60 – 80

V	Исключительно трудновзрываемые породы.....	21 – 25	> 80

Проектный (расчетный) расход эталонного ВВ ($q_р^э$, г/м^3) вычисляется, исходя из следующего соотношения:

$$q_р^э = q_э K_д K_т K_{сз} K_{об} K_{сп}, \qquad (2.3)$$

а проектный (расчетный) расход выбранного (принятого) ВВ ($q_р$, г/м^3):

$$q_р = q_э K_{ВВ} K_д K_т K_{сз} K_{об} K_{сп} \text{ г/м}^3, \qquad (2.3')$$

где $K_{ВВ}$ – переводной коэффициент используемого ВВ по отношению к эталонному ВВ – аммониту № 6ЖВ. Определяется как величина обратно пропорциональная коэффициенту взрывной эффективности – табл. П. 3.3 и П. 3.4,

$K_д$ – коэффициент, учитывающий требуемую степень дробления породы,

$$K_д = 0{,}5/d_{ср.рац},$$

где $d_{ср.рац}$ – требуемый средний диаметр куска взорванной породы (лабораторная работа № 1 ф. 1.18, 1.19), м;

$K_т$ – коэффициент, учитывающий трещиноватость взрываемого массива.

$$K_т = 1{,}2 l_{ср} + 0{,}2,$$

где $l_{ср}$ – средний диаметр отдельности в массиве (м), зависящий от категории пород по трещиноватости. Принять согласно п. 2.1 лабораторной работы 1 (может быть принято по фактическим данным или на основании табл. 2.1).

$K_{сз}$ – коэффициент, учитывающий фактическую форму и степень сосредоточения заряда по длине скважины (табл. 2.4);

$K_{об}$ – коэффициент, учитывающий объем взрываемой породы и зависящий от высоты уступа $H_у$;

$$K_{об} = \sqrt[3]{\frac{15}{H_у}} \text{ – для уступов высотой до 18 м;}$$

$$K_{об} = \sqrt[3]{\frac{H_у}{15}} \text{ – для уступов высотой более 18 м;}$$

$K_{сп}$ – коэффициент, учитывающий количество свободных поверхностей. При двух свободных поверхностях (взрывание на свободный откос) $K_{сп}$ = 8. При одной свободной поверхности (взрывание в зажатой среде) $K_{сп}$ = =10.

Таблица 2.4

Значения коэффициентов сосредоточенности зарядов ВВ ($K_{сз}$)

Диаметр скважин, мм	Классы и категории пород по взрываемости				
	I	II	III	IV	V
	1, 2, 3, 4, 5	6, 7, 8, 9, 10	11, 12, 13, 14, 15	16, 17, 18, 19, 20	21, 22, 23, 24, 25
100	0,95 – 0,93	0,92 – 0,90	0,89 – 0,86	0,85 – 0,83	0,82 – 0,80
150	0,98 – 0,97	0,96 – 0,95	0,95 – 0,94	0,94 – 0,93	0,93 – 0,92
200	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
250	1,03 – 1,04	1,04 –1,05	1,05 – 1,06	1,06 – 1,07	1,07 – 1,08
300	1,06 – 1,07	1,08 – 1,10	1,10 – 1,11	1,12 –1,13	1,13 – 1,15
350	1,10 – 1,12	1,13 – 1,15	1,16 – 1,19	1,19 – 1,22	1,23 – 1,25

Полученное значение расчетного удельного расхода ВВ применяется для зарядов первого ряда. Для зарядов второго и последующих рядов, а также при взрывании на подпорную стенку, оно увеличивается:

– для пород I – III категории трещиноватости на 5 – 10 %;

– для пород IV – V категории трещиноватости на 12 – 15% или в соответствии с табл. 2.5.

Метод института «Гипроруда» [11, 6]. Эталон ный удельный расход ($q_э$) для условий: эталонный ВВ – аммонит № 6ЖВ или граммонит 79/21; породы V категории по трещиноватости с коэффициентом крепости по шкале М. М. Протодьяконова 6 – 10; заряд вертикальный диаметром 250 мм; размер кондиционного куска – 500 мм, установленный на основании обобщения практического опыта, приведен в табл. 2.6.

Таблица 2.5

Увеличение расхода ВВ для зарядов во втором и последующих рядах в зависимости от трещиноватости пород

Категория трещиноватости пород……	I	II	III	IV	V
Коэффициент увеличения заряда ВВ……	1,05	1,07	1,10	1,12	1,15

Таблица 2.6

Эталонный удельный расход ВВ (по методике Гипроруды), кг/м^3

Категория пород по трещиноватости	Коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова			
	2 – 6	6 – 10	10–14	> 14
I	0,20	0,25	0,3	0,35
II	0,30	0,35	0,4	0,45
III	0,45	0,50	0,6	0,67
IV	0,67	0,75	0,8	0,90
V	0,90	1,00	1,1	1,20

Проектный (расчетный) расход эталонного ВВ ($q_р^э$, кг/м^3) вычисляется, исходя из следующего соотношения:

$$q_р^э = q_э K_{дс} K_{др} K_β, \qquad (2.4)$$

а проектный (расчетный) расход выбранного (принятого) ВВ ($q_р$, кг/м^3):

$$q_р = q_э K_{ВВ} K_{дс} K_{др} K_β, \qquad (2.4')$$

где $K_{ВВ}$, $K_{дс}$, $K_{др}$, $K_β$ – коэффициенты, учитывающие соответственно тип ВВ, диаметр скважины (табл. 2.7), степень дробления (табл. 2.8) и угол наклона скважины к горизонту β при $β = 90°$ $K_β = 1$, при $β < 90°$ $K_β = 0{,}93 \div 0{,}95$.

Трещиноватость пород принимается по фактическим данным, либо по данным геологоразведки в соответствии с табл. 2.1. В учебном варианте задается в исходных данных.

Таблица 2.7

Величина поправочных коэффициентов, учитывающих размер диаметра скважины

Диаметр скважины, мм	100	125	160	200	250	320	350	400
Поправочный коэффициент ($K_{дс}$)....	0,92	0,93	0,95	0,98	1,0	1,05	1,07	1,10

Таблица 2.8

Величина поправочных коэффициентов на размер кондиционных кусков

Требуемый размер кондиционного куска, мм	100	250	500	750	1000	1250	1500	2000
Поправочный коэффициент ($K_{др}$)....	1,90	1,30	1,00	0,85	0,75	0,70	0,65	0,55

Проектный расход ВВ для второго и последующих рядов, а также при взрывании на подпорную стенку, увеличивается:

- для пород I – III категории трещиноватости на 5 – 10 %;
- для пород IV – V категории трещиноватости на 12 – 15%, или в соответствии с табл. 2.5.

Метод Союзвзрывпрома [11], [6]. Эталонный удельный расход ($q_э$) для условий: эталонный ВВ – аммонит № 6ЖВ или граммонит 79/21; вертикальный заряд, для пород различной крепости, установленный на основании обобщения практического опыта, приведен в табл. 2.9.

Таблица 2.9

Удельный расход ВВ (аммонит № 6ЖВ) при взрывании вертикальных скважинных зарядов, кг/м^3

Группа пород по ЕНиР 1974 г. (коэффициент крепости пород)							
IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
(До 1)	(1,5–2)	(3–4)	(5–6)	(7–10)	(9–11)	(12–15)	(16–20)
0,30 – 0,40	0,35 – 0,50	0,40 – 0,55	0,55 – 0,65	0,60 – 0,75	0,60 – 0,75	0,70 – 0,80	0,85

Проектный (расчетный) расход эталонного ВВ ($q_р^э$, кг/м^3) вычисляется, исходя из следующего соотношения:

$$q_р^э = q_э K_\beta, \qquad (2.5)$$

а проектный (расчетный) расход выбранного (принятого) ВВ ($q_р$, кг/м^3):

$$q_р = q_э K_{ВВ} K_\beta, \qquad (2.5')$$

где $K_{ВВ}$, K_β – коэффициенты, учитывающие соответственно тип ВВ и угол наклона скважины к горизонту β при β = 90° $K_\beta = 1$, при β < 90° K_β = 0,93 ÷ 0,95.

Проектный расход ВВ для второго и последующих рядов, а также при взрывании на подпорную стенку, увеличивается:

- для пород I – III категории трещиноватости на 5 – 10 %;
- для пород IV – V категории трещиноватости на 12 – 15%, или в соответствии с табл. 2.5.

Метод расчета удельного расхода ВВ по эмпирическим зависимостям

Кутузовым Б. Н. предложена формула для определения удельного расчетного расхода ВВ (в кг/м^3) [8,14]. В расчете на выход негабарита не более 3 %:

$$q_р = 0{,}13\gamma K_{ВВ} \sqrt[4]{f} \sqrt[3]{\frac{l_д}{4d_{ср\,рац}}} \left(0{,}6 + 3{,}3 l_{ср} d_{ск}\right) \left(\frac{50}{l_д}\right)^{\frac{2}{5}}, \qquad (2.6)$$

где f – коэффициент крепости;

$l_{ср}$ – средний диаметр отдельности во взрываемом массиве, м;

$d_{ск}$ – диаметр скважины, м;

$l_д$ –величина негабаритного куска в развале взорванной горной массы, см;

γ – плотность взрываемой породы, т/м^3;

$d_{ср\,рац}$ – средний размер (диаметр) куска взорванной горной массы, см.

Репиным Н. Я. на основании опытно-экспериментальных исследований, проведенных на угольных разрезах, установлена эмпирическая модель удельного расчетного расхода ВВ при следующих исходных данных: высоте уступа, диаметре и угле наклона скважины, трещиноватости массива и среднем диаметре куска в развале горной массы.

$$q_р = \left(\frac{1}{d_{ср\,рац}} - \frac{1}{l_{ср}}\right) \frac{d_{ск} + \beta}{H_у + 250} \text{ кг/м}^3, \qquad (2.8)$$

где $H_у$ – высота уступа, м;

$d_{с.к}$ – диаметр скважины, мм;

β – угол наклона скважины к горизонту, градус;

$d_{ср\,рац}$ – средний размер (диаметр) куска взорванной горной массы, м.

В случае если допустимый процент выхода негабарита (см. приложение 1, таб. П.1.1) более 3%, удельный расчетный расход ВВ предлагается скорректировать по следующей формуле [14]:

$$q = q_{\text{р}} \frac{V_{\text{н.м}} - V_{\text{н}}}{V_{\text{н.м}}} \text{ кг/м}^3, \qquad (2.7)$$

где $V_{\text{н.м}}$ – содержание негабарита в массиве до взрыва, %; определяется в соответствии с категорией трещиноватости по табл. 2.1 в расчете на фракцию $+l_{\text{д}}$ мм;

$V_{\text{н}}$ – содержание негабарита в разрыхленном после взрыва массиве (допустимый процент выхода негабарита, табл. П.1.1), %.

Влияние обводненности пород на качество их взрывного дробления предлагается в соответствии с рекомендациями Кузнецкого филиала НИИОГР учитывать умножением расчетного расхода ВВ на коэффициент $K_{\text{вод}}$, учитывающий обводненность пород (табл. 2.10). Оценка обводненности пород производится по высоте столба воды в скважине $h_{\text{в}}$. Выделяется три степени обводненности пород: первая – высота столба воды в скважине не превышает величину перебура (условно сухие породы); вторая – высота столба воды не превышает половины высоты уступа (обводненные породы); третья – высота столба воды превышает половину высоты уступа (сильнообводненные породы).

Таблица 2.10

Коэффициент $K_{\text{вод}}$, учитывающий влияние обводненности пород на качество их взрывного дробления

Категория пород по блочности	Значение коэффициента, учитывающего обводненность пород при высоте столба воды в скважине		
	$h_{\text{в}} < 0{,}1H_{\text{у}}$	$h_{\text{в}} = (0{,}1 - 0{,}5)H_{\text{у}}$	$h_{\text{в}} > 0{,}5H_{\text{у}}$
I	1	1,0 – 0,90	0,90 – 0,85
II	1	1,0 – 1,05	1,04 – 1,07
III	1	1,0 – 1,04	1,07 – 1,13
IV	1	1,0 – 1,09	1,09 – 1,15
V	1	1,0 – 1,10	1,10 – 1,20

При взрывании условно сухих пород корректировка удельного расхода ВВ не производится. При $h_{\text{в}} > 0{,}1H_{\text{у}}$ осуществляется корректировка проектного значения удельного расхода ВВ с учетом коэффициента $K_{\text{вод}}$.

Корректировка величины удельного расхода ВВ производится и при взрывании вечномерзлых пород. В этом случае величина расчетного удельного расхода ВВ увеличивается на 15 %.

7. Учитывая исходные данные, **определить коэффициент сближения скважин и принять форму сетки скважин**.

В настоящее время в практике взрывных работ при определении и оценке параметров сетки скважин широко используется коэффициент сближения m – отношение расстояния между скважинами в ряду a к линии сопротивления по подошве уступа W. При короткозамедленном взрывании расстояние между рядами скважин b принимается обычно равным величине W. Поэтому в дальнейшем под коэффициентом сближения скважин понимается как отношение a/W, так и, в равной степени, отношение a/b.

Для каждого конкретного случая существует определенное значение m, при котором обеспечивается наиболее высокое разрушающее действие зарядов; оно принимается обычно за оптимальное и используется при определении размеров сетки скважин. На практике значение m изменяется от 0,3 до 1,9, а установленная экспериментально оптимальная его величина – от 0,7 до 1,6.

Форма сетки скважин влияет на качество дробления. В зависимости от условий взрывания лучшее дробление достигается при шахматной, прямоугольной или квадратной форме сетки.

Опытные данные о зоне дробления пород скважинными зарядами [10] показывают, что форма ее в плоскости перпендикулярной оси заряда эллипсовидная. Меньшая ось эллипса перпендикулярна направлению наиболее частой трещиноватости во взрываемом массиве. Установлено, что если размеры сетки скважин определяются абсолютными размерами зоны дробления, то форма сетки – ориентировкой осей эллипса по отношению к линии откоса уступа.

При этом оптимальная форма сетки скважин должна обеспечивать максимально равномерное насыщение массива объемами дробления и минимальное значение площади S_o, расположенной между касающимися зонами дробления (рис. 2.1). Это может быть обеспечено при условии, что коэффициент сближения скважин будет принят на основе расчета по формуле [10, с. 103]:

$$m = \frac{2K_{\text{ф}}}{\sqrt{3}\left[1 + \left(K_{\text{ф}}^2 - 1\right)sin^2\,\varphi\right]}, \qquad (2.9)$$

где $K_{\text{ф}}$ – коэффициент формы зоны дробления;

$$K_{\text{ф}} = \frac{L_2}{L_1} = 0{,}5(1 + K_{\text{а}}); \qquad (2.10)$$

$K_{\text{а}}$ – коэффициент анизотропии взрываемого массива. Определяется либо по табл. 2.2, либо так:

$$K_{\text{а}} = \frac{r_{\text{г}}}{r_{\text{п}}}, \qquad (2.11)$$

где $r_{\text{г}}$ – наибольшая частота трещин; направление наибольшей частоты трещин это направление главной оси анизотропии, м$^{-1}$;

$r_п$ – частота трещин в направлении, перпендикулярном к главной оси анизотропии, $м^{-1}$;

ψ – угол между направлением наибольшей оси зоны дробления (направлением наиболее частых трещин) и направлением линии уступа, град.;

$$\psi = | \theta - \theta_o |,$$

где θ – азимут направления наибольшей оси зоны дробления (может быть определен опытным взрыванием скважинного заряда в данном массиве), град.;

θ_o – азимут направления линии откоса уступа, град.

Форма сетки скважин должна приниматься при этом в соответствии со значением угла ψ. При $0° \le \psi \le 30°$ или $60° \le \psi \le 90°$ следует принимать шахматную, а при $30° \le \psi \le 90°$ – прямоугольную сетку скважин.

Конкретные значения коэффициента сближения и форма сетки скважин на предприятии устанавливаются и корректируются на основе анализа опыта ведения взрывных работ и в процессе доразведки месторождения и уточнения пространственного расположения систем трещин в массиве.

При проектировании, если нет достаточной информации о трещиноватости горного массива, величину коэффициента сближения скважин возможно принять в соответствии с рекомендациями М. Ф. Друкованого [5]:

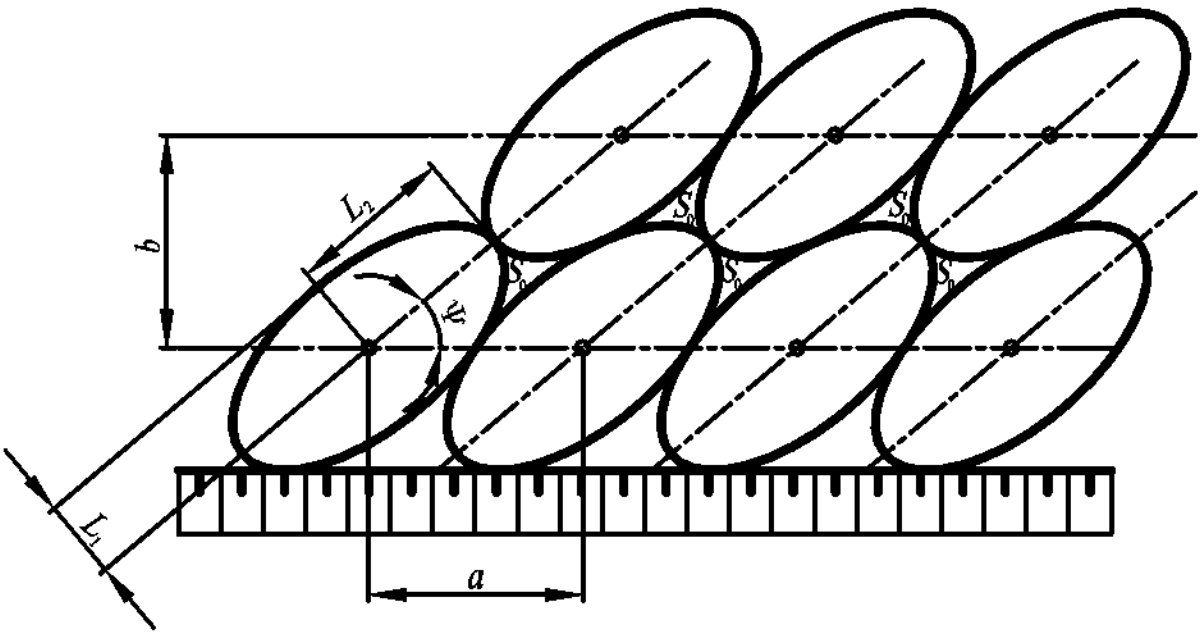


Рис. 2.1. Схема к определению коэффициента сближения и формы сетки скважин

1) при мгновенном взрывании серии скважин в ряду рекомендуется принимать квадратную сетку расположения скважин с коэффициентом сближения, равным единице;

2) при короткозамедленном взрывании зарядов в ряду коэффициент сближения должен составлять 1,2 – 1,4.

Если имеется информация о трещиноватости массива и о пространственном расположении трещин в нем, коэффициент сближения скважин и форма сетки могут быть приняты в соответствии с формулой (2.9) и рекомендациями [9, с. 104, 10, с. 105].

В качестве первичной исходной информации о трещиноватости массива могут быть использованы данные табл. П.1., 2.1.

8. Определить линию сопротивления по подошве (Л.С.П).

Линия сопротивления по подошве (Л.С.П.)– минимальное расстояние от скважины первого ряда до нижней бровки взрываемого уступа. По ней определяют положение первого ряда скважин. Различают расчетную линию сопротивления по подошве, минимально допустимую линию сопротивления по подошве, проектную и фактическую линию сопротивления по подошве.

Расчетная Л.С.П. ($W_р$, м) определяется по расчетным формулам.

Проектная Л.С.П. ($W_{пр}$, м) принимается на основе расчетной с учетом конкретных условий проектируемого карьера для составления проекта буровзрывных работ и должна быть не более расчетной.

Фактическая линия сопротивления по подошве ($W_ф$, м) – минимальное расстояние от скважины первого ряда до нижней бровки уступа, соответствующее его фактическим контурам. Определяется маркшейдерскими замерами, используется для корректировочных расчетов параметров взрывных работ и не должна быть больше расчетной Л.С.П.

Минимально допустимая линия сопротивления подошве ($W_{мин}$, м) определяется условием безопасности, которое исключает нахождение станка при бурении в призме возможного обрушения уступа:

$$W_{\text{мин}} = H_{\text{у}}\, ctg\,\alpha_{\text{р}} + C \geq H_y ctg\alpha_y, \qquad (2.12)$$

где α_y, $\alpha_р$ – углы откоса соответственно нерабочего и рабочего уступа, град.;

C – допустимое расстояние от верхней бровки уступа до скважин первого ряда (не менее ширины призмы возможного обрушения уступа)

$$C = H_{\text{у}}\left(ctg\,\alpha_{\text{у}} - \text{ctg}\,\alpha_{\text{р}}\right) \geq 2.$$

Расчетная линия сопротивления по подошве ($W_р$, м) определяется радиусом зоны дробления горной массы и зависит, в основном, от величины заряда в скважине, его конструкции и от взрываемости горных пород.

Азарковичем А. С. и Давыдовым С. А. предложена эмпирическая формула для определения расчетного предельного значения лини сопротивления по подошве для вертикальной одиночной скважины ($W_р^{од}$, м):

$$W_{\text{р}}^{\text{од}} = 53 k_{\text{т}} d_{\text{ск}} \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma K_{\text{ВВ}}}}, \qquad (2.13)$$

где $k_т$ – коэффициент, учитывающий трещиноватость взрываемого массива и равный для монолитных пород единице; для трещиноватых – 1,1; для сильнотрещиноватых – 1,2;

Δ – плотность заряжания, кг/дм^3;

$d_{ск}$ – диаметр скважины, м.

Трест «Союзвзрывпром» рекомендует определять расчетную линию сопротивления по подошве для вертикальной одиночной скважины по формуле

$$W_{\text{р}}^{\text{од}} = \sqrt{\frac{p}{q_{\text{р}}}}, \qquad (2.14)$$

где p – вместимость одного метра скважины, кг/м.

$$p = 1000\pi\frac{d_{\text{ск}}^2}{4}\Delta. \qquad (2.15)$$

При многорядном короткозамедленном взрывании, когда коэффициент сближения скважин $m > 1{,}2$, расчетная линия сопротивления по подошве определится: $W_{\text{р}} = W_{\text{р}}^{\text{од}}$. (2.16)

При мгновенном взрывании следует учитывать взаимодействие зарядов с помощью коэффициента равного $(1{,}6 - 0{,}5\,m)$.

При этом

$$W_{\text{р}} = W_{\text{р}}^{\text{од}}(1{,}6 - 0{,}5m). \qquad (2.17)$$

где k_w – коэффициент пропорциональности:

Категория трещиноватости	I	II	III	IV	V
k_w	45–50	40–45	35–40	30–35	25–30

Одно из полученных значений $W_{\text{р}}$ принять за проектное $W_{\text{пр}}$ и проверить условие: $W_{\text{пр}} \geq W_{\text{мин}}$. Если данное условие выполняется, то фактическая линия сопротивления по подошве ($W_{\text{ф}}$) должна отвечать условию $W_{\text{пр}} \geq W_{\text{ф}} \geq W_{\text{мин}}$. Если не выполняется, то необходимо по первому ряду скважин или по всему блоку перейти на наклонные, или на парносближенные вертикальные, или на котловые заряды.

Проектную линию сопротивления по подошве для наклонных скважин ($W_{\text{пр}}^{\text{н}}$, м) с углом наклона к горизонту β принимают равной: $W_{\text{пр}}^{\text{н}} = W_{\text{пр}}/\sin\beta$. А минимально допустимую линию сопротивления подошве ($W_{\text{мин}}$, м) равной:

$$W_{\text{мин}} = C + H_y ctg\alpha_p - H_y ctg\beta$$

Для парносближенных вертикальных зарядов проектная линия сопротивления по подошве ($W_{\text{пр}}^{\text{пс}}$, м) принимается равной: $W_{\text{пр}}^{\text{пс}} = W_{\text{пр}}\sqrt{2}$

Для котловых зарядов проектная линия сопротивления по подошве ($W_{\text{пр}}^{\text{к}}$, м) принимается равной: $W_{\text{пр}}^{\text{к}} = (0{,}6 - 0{,}9)H_{\text{у}}$.

Значение проектной Л.С.П. должно удовлетворят условию $W_{\text{пр}} \geq W_{\text{мин}}$. Если это условие не выполняется, то необходимо для первого ряда скважин или для всего блока принять наклонные, или парносближенные (п. 16), или котловые заряды (п.13).

9. Определить параметры сетки скважин.

Расстояние между скважинами в ряду (a, м)

$$a = mW_{\text{пр}} \text{ м}; \tag{2.18}$$

Расстояние между рядами скважин (b, м)

$$b = (0{,}85 \div 1{,}0)W_{\text{пр}} \text{ м}, \tag{2.19}$$

где меньшее значение коэффициента применяется для трудновзрываемых пород, большее – для легковзрываемых.

Если первый ряд скважин наклонный, а остальные скважины вертикальные, то расстояние межу первым и вторым рядом составит:

$$b_{1-2} = (0{,}85 \div 1{,}0)W_{\text{пр}} - H_{\text{у}}\, ctg\, \beta.$$

10. Рассчитать параметры конструкции заряда.

10.1. **Определение перебура**. Назначение перебура – обеспечение и поддержание проектных отметок уступов путем достаточного разупрочнения его подошвы взрывом. Однако:

– перебур это увеличение длины скважины и, следовательно, снижение выхода горной массы с одного метра скважины;

– наличие большого заряда в перебуре приводит к формированию дополнительных сейсмических колебаний в массиве и системы трещин в верхней части нижележащего уступа, усложняющей бурение и управление результатами взрывания;

– если значительная часть заряда сосредоточена в перебуре при значительной его величине, то верхняя часть скважины недостаточно заполняется взрывчатым веществом, что приводит к повышенному выходу негабарита.

Все это определяет значимость правильного определения величины перебура как параметра конструкции заряда.

Практика ведения взрывных работ в карьере показывает, что величина достаточного перебура зависит от взрываемости пород в подошве уступа, высоты уступа, линии сопротивления по подошве, диаметра скважины (т. е. величины заряда в скважине), схемы коммутации взрывной сети. При этом увеличивать величину перебура свыше 3,0 – 3,5 м не рационально. В то же время, если нижняя часть уступа и его подошва представлены слабыми породами или недопустимо перемешивание пород верхнего и нижнего уступа, то заряд выполняется без перебура. При этом недобур в зависимости от крепости пород принимается равным 0,5 – 1,5 м.

В настоящее время величина перебура ($l_{\text{пер}}$, м) определяется по одной из следующих формул:

$$l_{\text{пер}} = (0{,}2 \div 0{,}3) W_{\text{пр}}; \qquad (2.20')$$

$$l_{\text{пер}} = (0{,}1 \div 0{,}2) H_y; \qquad (2.20'')$$

$$l_{\text{пер}} = \sqrt{H_{\text{у}}^2 + W_{\text{пр}}^2} - H_{\text{у}}; \qquad (2.20''')$$

$$l_{\text{пер}} = 0{,}5 q_{\text{р}} W_{\text{пр}}; \qquad (2.20'''')$$

$$l_{\text{пер}} = K_{\text{пер}}\, d_{\text{ск}}, \qquad (2.20''''')$$

где $K_{\text{пер}}$ – коэффициент перебура, учитывающий взрываемость пород.

Класс пород по взрываемости (по В. В. Ржевскому)	I	II	III	IV	V
$K_{\text{пер}}$	6 – 8	8,1 – 10	10,1 – 12	12,1 – 14	14,1 – 16

Сотрудником ЦПЭССЛ «Союзвзрывпрома» В. М. Борычевым на основе статистической обработки теоретических и практических данных предложена следующая формула для определения рационального значения перебура:

$$l_{\text{пер}} = \frac{W_{\text{пр}}}{d_{\text{ск}}^{2/3}} \left(0{,}12F^2 - F + 6{,}5\right)\left(0{,}16 + 1{,}36 \lg H_{\text{у}}\right), \qquad (2.21)$$

где F – номер группы, к которой относятся породы по классификации СНиП определяется из соотношения:

$$f = \left(\frac{F}{2{,}5}\right)^2; \qquad F = 2{,}5\sqrt{f}.$$

При взрывании в зажатой среде и для врубовых рядов величина перебура увеличивается на 1,0 – 1,5 м. При бурении наклонных скважин она уменьшается на 30 – 40 %.

10.2. **Определение длины скважины** ($l_{\text{ск}}$, м)

$$l_{\text{ск}} = \frac{H_{\text{у}}}{\sin \beta} + l_{\text{пер}}. \qquad (2.22)$$

10.3. **Определение длины забойки.** Принято считать, что забойка обеспечивает:

– увеличение эффекта действия взрыва за счет уменьшения потерь энергии при детонации ВВ, увеличения длительности действия газов взрыва на стенки скважины;

– уменьшение силы воздушной ударной волны;

– уменьшение разброса кусков породы при взрыве;

– уменьшение количества ядовитых газов в продуктах взрыва.

Длина забойки должна быть рациональной, так как её увеличение приводит к снижению качества дробления верхней части уступа.

Длина забойки ($l_{\text{заб}}$, м) может быть определена по одной из следующих формул:

$$l_{\text{заб}} = (0{,}5 \div 0{,}75) W_{\text{пр}}; \qquad (2.23')$$

$$l_{\text{заб}} = (25 \div 35) d_{\text{ск}}. \qquad (2.23'')$$

При $d_{ск}$ равном 200 – 300 мм длина забойки определится:

для сильно трещиноватых пород

$$l_{заб} = (0{,}15 \div 0{,}20) l_{ск} \quad \text{при } H_у \le 15 \text{ м;} \qquad (2.24')$$

$$l_{заб} = 2 \div 3 \text{ м} \quad \text{при } H_у > 15 \text{ м.} \qquad (2.24'')$$

для пород средней трещиноватости

$$l_{заб} = (0{,}2 \div 0{,}3) l_{ск} \quad \text{при } H_у \le 15 \text{ м;} \qquad (2.25')$$

$$l_{заб} = 4 \div 5 \text{ м} \quad \text{при } H_у > 15 \text{ м.} \qquad (2.25'')$$

Для зарядов с воздушным промежутком длина забойки уменьшается на 20 – 30 %.

10.4. **Предельно допускаемая длина заряда** ($[l_{зар}]$, м).

$$[l_{зар}] = l_{ск} - l_{заб}. \qquad (2.26)$$

10.5. **Определение величины заряда в скважине.**

10.5.1. **Величина заряда, который можно разместить в скважине** (Q', кг):

$$Q' = p[l_{зар}]. \qquad (2.27)$$

10.5.2. **Величина заряда, который необходимо разместить в скважине** (Q, кг):

для первого ряда (Q_1, кг):

- вертикальных скважин $Q_1 = H_у W_{пр} a q_р$; (2.28)

- наклонных зарядов $Q_1 = H_у W^{н}_{пр} a q_р$

для второго и последующих рядов (Q_2, кг):

$$Q_2 = H_у b a q_{р2}. \qquad (2.29)$$

Если первый ряд наклонные скважины, а второй и последующие ряды вертикальные, то величина заряда скважин первого вертикального ряда ($Q_{1в}$, кг) определяется по формуле:

$$Q_{1в} = H_у W_{пр} a q_{р2}, \qquad (2.30)$$

а для скважин остальных вертикальных рядов по формуле (2.29), где $q_р$ – удельный расход ВВ для первого ряда скважин, кг/м^3; $q_{р2}$ – удельный расход ВВ для второго и последующих рядов скважин, кг/м^3.

10.6. **Если $Q < Q'$,** то рассчитывают проектную длину заряда для каждого ряда скважин, м

$$l_{зар} = \frac{Q}{p}. \qquad (2.31)$$

Затем корректируют длину забойки $l^{к}_{заб} = l_{ск} - l_{зар}$. Если откорректированная длина забойки выше рациональной (формулы (2.23') – (2.25'')), то рассредоточивают заряд так, чтобы в нижней части скважины было 2/3 части всего

заряда. Разделение заряда производят либо забоечным материалом так, чтобы обеспечить ранее рассчитанную длину забойки, либо воздушным промежутком (см. п.п. 14).

10.7. **Если $Q_1 > Q'$,** то необходимо уменьшить линию сопротивления до значения ($W_{\text{пр}}^{\text{кор}}$, м):

$$W_{\text{пр}}^{\text{кор}} = \sqrt{\frac{Q'}{h_{\text{у}} m q_{\text{р}}}} \quad . \tag{2.32}$$

Если выполняется условие $W_{\text{пр}}^{\text{кор}} \geq W_{\text{мин}}$, то принимаем $W_{\text{пр}} = W_{\text{пр}}^{\text{кор}}$ и корректируем параметры сетки скважин по формулам (2.18) и (2.19) и с учетом ниже приведенной формулы, а также корректируем значение всех величин, зависящих от $W_{\text{пр}}$:

$$b_{\text{к}} = \frac{Q'}{H_{\text{у}} m W_{\text{пр}}^{\text{кор}} q_{\text{р2}}} \quad . \tag{2.33}$$

Если данное условие не выполняется, то необходимо по первому ряду скважин или по всему блоку перейти на наклонные, или на парносближенные (п. 16), или на котловые заряды (п.13).

11. Учитывая исходные данные, **выбрать схему коммутации взрывной сети**.

От правильно выбранной схемы коммутации зависит интенсивность и равномерность дробления, ширина, форма и направление развала взорванной горной массы, размеры сейсмобезопасной зоны, интенсивность заколообразования в глубь массива и безотказность взрывания.

Существуют примерно 40 вариантов различных схем коммутации. В основе их лежат четыре базовых схемы: с продольным (порядные продольные), поперечным (порядные поперечные), диагональным (диагональные) и радиальным (радиальные) расположением взрываемых рядов скважин. Выбор и применение конкретной схемы определяется совокупностью конкретных требований к результатам взрыва. Первые две применяются при рыхлении легко– и средневзрываемых пород, третья и четвертая при рыхлении средне– и трудновзрываемых пород.

Опыт взрывных работ в карьерах показывает, что при наличии широких рабочих площадок на уступах рационально применение диагонально-волновых схем, волновых и даже порядных схем с взрыванием зарядов через интервал в каждом ряду. Возможны схемы взрывания с врубовыми зарядами. При завышенной ЛСПП взрывание с замедлением через один ряд не обеспечивает преодоления сопротивления первого ряда, а поэтому рекомендуется взрывание групп скважин.

Для обеспечения высокой степени дробления и минимального развала горной массы при взрыве уступов с малыми площадками наиболее приемлемы диагональные или диагонально-волновые схемы взрывания.

При крутом падении пластов желательно, чтобы действие зарядов было направлено вкрест простирания пластов (слоев пород). Это же условие сохраняется в массивах с ориентированной системой трещин.

При однорядном взрывании применяются, в основном, схемы коммутации через один заряд или с замедлением на каждую скважину.

С точки зрения дробления горной породы и уменьшения ширины развала наиболее эффективной является схема с последовательным замедлением на каждую скважину.

Для выбора схемы коммутации взрывной сети применительно к заданному варианту расчетов рекомендуется использовать информацию [5, с. 240 –256], [8, с. 154–160], а также прил. 5.

По принятой схеме коммутации определяется угол φ_o между линией откоса уступа (её направление, как правило, совпадает с направлением рядов скважин он) и линией одновременно взрываемых зарядов (рис. 2.2). От этого угла зависит направление и ширина развала. При $\varphi_o = 0°$ (порядная продольная схема) ширина развала максимальная; при $\varphi_o = 90°$ (порядная поперечная схема) ширина развала минимальная.

При оценке схемы коммутации сегодня, наряду с коэффициентом сближения скважин, используется коэффициент сближения зарядов ($m_з$) – отношение расстояния между одновременно взрываемыми зарядами к расстоянию между линиями расположения соседних групп одновременно взрываемых зарядов:

$$m_з = \frac{\sqrt{(K_a a)^2 + b^2}}{a \sin\varphi_o}, \qquad (2.34)$$

где K_a – количество межскважинных интервалов горизонтального ряда на отрезке горизонтального проложения линии между двумя одновременно взрываемыми зарядами диагональной группы.

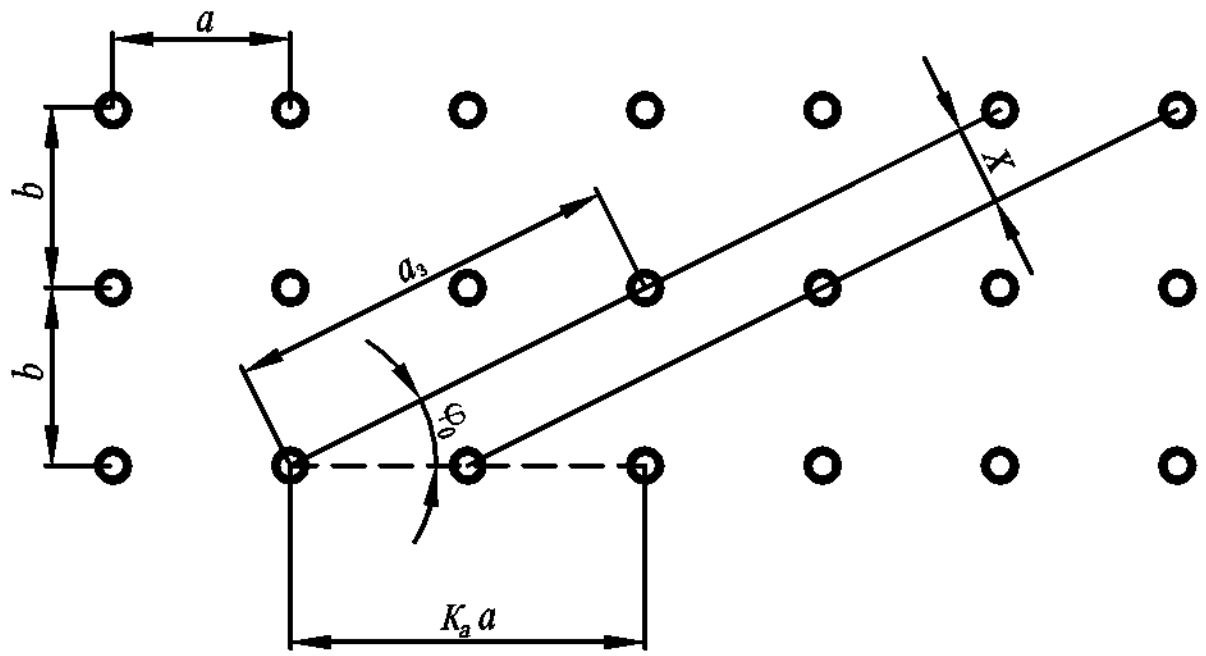


Рис. 2.2. К определению коэффициента сближения зарядов:

$$a_з = \sqrt{(K_а a)^2 + b^2}\,; \qquad x = a \sin \varphi_о$$

При порядных схемах взрывания обычно $m_з = m$, при диагональных схемах, при рыхлении трудных и исключительно трудных пород, рекомендуется обеспечивать величину $m_з$ до 4–8. Это, как показывает опыт, позволяет обеспечить независимость действия одновременно взрываемых зарядов и повысить их КПД, существенно снизить выход негабаритов, снизить ширину развала и зоны заколообразования.

Расчет интервалов замедления между взрывами скважных зарядов или отдельных групп зарядов (τ, мс) производится по формуле:

$$\tau = 2W_{пр}\sqrt{\frac{\gamma}{q_р}}\,. \qquad (2.35)$$

При этом расстояние между линией одновременно взрываемых зарядов и ДШ последующей взрываемой секции должно отвечать условию

$$x' > (5 + 0{,}5\tau)d_{ск}, \qquad (2.35')$$

12. **Определить ожидаемые показатели взрывного рыхления горной массы и параметров взрывного блока**.

12.1. **Определить параметры развала взорванной горной породы**. Основными параметрами развала взорванной горной породы являются его ширины и высота. От величины и соотношения эти параметров зависит компактность развала, производительность и возможность селективной выемки пород. Значение этих параметров зависит в основном от горно-технологических свойств пород взрываемого массива, методов и параметров взрывных работ, способов взрывания зарядов. Формирование их носит случайный и достаточно неопределённый характер. Поэтому существуют несколько методов расчета параметров развала, результаты которых уточняются и корректируются в процессе практики эксплуатации карьера. Основные из них рассматриваются ниже.

Первый метод изложен в учебнике В. В. Ржевского. Согласно этому методу ширина развала взорванной горной массы ($B_р$, м) определяется как сумма ширин части развала от первого ряда скважин и оставшейся части ширины развала до границы взрывного блока:

$$B_р = B_1 + (n - 1)b = B_1 + A_{бл} - W_{пр}, \qquad (2.36)$$

где B_1 – ширина развала взорванной горной массы, начиная от первого ряда скважин;

n – количество рядов скважин в блоке;

$A_{бл}$ – ширина взрывного блока, м.

$$B_1 \approx K_в K_β K_з H_у \sqrt{q_р}\,, \qquad (2.37)$$

где $K_в$ – коэффициент, характеризующий взрываемость пород ($K_в$ = 2,0; 2,5; 3,0 соответственно для легко–, средне– и трудновзрываемых пород);

$K_β$ – коэффициент, учитывающий угол наклона скважины к горизонту β,

$$K_β = 1 + 0{,}5\sin 2\,(\pi/2 - \beta);$$

$K_з$ – коэффициент дальности отброса взорванной породы, зависящий от величины интервала замедления (τ).

Величина интервала замедления

τ, мс	0	10	25	50	75 и более
$K_з$	1	0,95	0,9	0,85	0,8

При порядной схеме взрывания для любых τ величина $K_з$ = 1.

Тогда количество рядов скважин в блоке (n) принимается как число

$$n = \frac{B_{р.тр} - B_1}{b} + 1,$$

округленное до ближайшего большего целого, если дробная часть больше или равна 0,5, и до ближайшего меньшего целого, если дробная часть меньше 0,5, где $B_{р.тр}$ – требуемая ширина развала, м (лабораторная работа № 1) .

Ширина взрывного блока:

$$A_{бл} = (n - 1)b + W_{пр}. \qquad (2.38)$$

Проектная величина развала ($B_р$, м)

$$B_р = B_1 + (n - 1)b. \qquad (2.39)$$

При *однорядном* взрывании на дробление вертикальными нормальными зарядами ($q_р = q_ф$) развал имеет форму, близкую к треугольнику, а при взрывании наклонными зарядами или вертикальными усиленными зарядами – трапециевидную. При этом длина верхнего основания трапециевидного профиля $l_{в.о} \approx 0{,}3(B_1 - W_ф) + 3{,}5$ м. Коэффициент разрыхлении ($K_р$) породы в развале составляет 1,4 – 1,6 для пород в отброшенной части развала и 1,2 – 1,3 для пород, расположенных в пределах взрываемого блока. Высота развала при вертикальных нормальных зарядах составляет $H'_{р.о} = 2H_у W_{пр} K_р / B_1$, а при наклонных и вертикальных усиленных – $H''_{р.о} = 2H_у W_{пр} K_р / (B_1 + l_{в.о})$.

При *многорядном* взрывании на свободную поверхность коэффициент разрыхления взорванных пород составляет: в пределах первого ряда – такой же как при однорядном взрывании, для второго и третьего рядов он уменьшается на 8 – 10 %, для четвертого-пятого – на 12 – 15 %, для шестого-восьмого – на 20 – 30%. При взрывании в зажатой среде в нижней части развала коэффициент разрыхления $K_р$ = 1,03÷1,1, в средней части развала $K_р$ = 1,12÷1,2, а в верхней части $K_р$ = 1,3÷1,5. Высота развала при многорядном взрывании без подпорной стенки, когда n = 2÷3, составляет $H_{р.мн} \approx (0{,}6 \div 1{,}0)H_у$, при $n > 3$ высота развала

$H_{\text{р.мн}} \approx (1{,}05 \div 1{,}30) H_{\text{у}}$, а при взрывании в зажатой среде высота развала $H_{\text{р.мн}} \approx (1{,}15 \div 1{,}40) H_{\text{у}}$.

В реальной практике четкое разделение зон развала с различной степенью разрыхлённости невозможно. Само значение коэффициента разрыхления зависит от множества факторов: физических и горно-технологических свойств пород, параметров буровзрывных работ, и не поддается достаточно адекватному описанию с помощью функциональных или статических математических моделей. Поэтому в расчетах его целесообразно определять с учетом вышеизложенных рекомендаций и здравого смысла. Для определения среднего по развалу коэффициента разрыхления можно использовать следующий алгоритм:

$$K_{\text{р.ср}} = \frac{\sum_{i=1}^{n} K_{p_i}}{n}, \tag{2.40}$$

где i – порядковый номер ряда скважин;

n – количество рядов скважин во взрываемом блоке;

$K_{\text{р}i}$ – коэффициент разрыхления взорванных пород в пределах i-го ряда скважин.

Второй метод изложен в «Нормативном справочнике по буровзрывным работам» [15] и в научных трудах, посвященных технологии буровзрывной подготовки горной массы на угольных разрезах [9]. Согласно этому методу ширина развала взорванной горной массы ($B_{\text{р}}$, м) определяется как сумма ширин части развала от нижней бровки взрываемого уступа и оставшейся части ширины развала до границы взрывного блока (ширины взрывного блока):

$$B_{\text{р}} = B_{\text{о}} + W_{\text{пр}} + (n - 1)\, b = B_{\text{о}} + A_{\text{бл}}, \tag{2.41}$$

где $B_{\text{о}}$ – ширина развала взорванной горной массы, начиная от нижней бровки взрываемого уступа, м;

В [8] величина $B_{\text{о}}$ определяется так:

$$B_{\text{о}} = 3{,}5 K_{\text{н}} K_{\text{сх}} H_{\text{у}} \sqrt[4]{F} \sqrt[3]{\frac{q_{\text{р}}}{H_{\text{у}}}}; \tag{2.42}$$

$$K_{\text{н}} = 1 + 0{,}5\left[1 - \left(\frac{\beta}{45} - 1\right)^2\right];$$

$$K_{\text{сх}} = 1 - 0{,}5\left[1 - \left(\frac{\varphi_0}{90} - 1\right)^2\right],$$

где $\varphi_{\text{о}}$ – угол между линией откоса уступа и линией одновременно взрываемых зарядов, град.

Согласно [9] $B_{\text{о}}$ определяется так:

$$B_o = P_1 + \sqrt{P_1^2 + \frac{2v_o^2 h_o \sin^2 \beta}{g}}(0{,}73 + 0{,}27\cos 2\varphi_o), \qquad (2.43)$$

где v_o – начальная скорость кусков взорванной породы, м/с;

h_o – высота откольной зоны над подошвой уступа, м;

$$h_o = 0{,}5 l_{зар} - l_{пер};$$

$$P_1 = \frac{1}{g} v_o^2 \operatorname{ctg} \beta \sin^2 \beta;$$

$$V_o = 2v_c \sqrt{\left(\frac{q_p}{\pi \rho K_з}\right)^{\gamma}},$$

где v_c – скорость смещения частиц на стенке зарядной полости, м/с.

для мелкоблочных пород v_c = 3570 м/с, r = 1,3;

для среднеблочных – v_c = 3100 м/с, r = 1,28;

для крупноблочных – v_c = 2700 м/с, r = 1,25;

для весьма крупноблочных – v_c = 2260 м/с, r = 1,23;

для исключительно крупноблочных – v_c = 1880 м/с, r = 1,21;

g = 9,81 м/с^2;

ρ – плотность ВВ, кг/м^3;

$K_з$ – коэффициент заполнения скважин; $K_з = \frac{l_{зар}}{l_{ск}}$;

q_p – расчетный удельный расход ВВ, кг/м^3.

Количество рядов скважин в блоке (n) принимается как число

$$n = \frac{B_{р.тр} - B_o - W_{пр}}{b} + 1, \qquad (2.44)$$

округленное до ближайшего большего целого, если дробная часть больше или равна 0,5, и до ближайшего меньшего целого, если дробная часть меньше 0,5.

Ширина взрывного блока:

$$A_{бл} = (n - 1)\, b + W_{пр}. \qquad (2.45)$$

Проектная величина развала ($B_р$)

$$B_р = B_o + W_{пр} + (n - 1)b. \qquad (2.46)$$

При необходимости максимально приблизить значения $B_{р.тр}$ и $B_р$ путем изменения схемы коммутации взрывной сети соответствующим образом изменяют угол φ_o.

Средний коэффициент разрыхления пород в развале ($K_{р.ср}$) рекомендуется определять согласно логике, изложенной при описании первого метода.

Максимальная высота развала взорванной горной массы ($H_р$, м) согласно [8]:

$$H_{\text{р}} = \frac{K_{\text{р.ср}} H_{\text{у}}}{1 + \dfrac{B_{\text{о}} - W_{\text{пр}}}{2A_{\text{бл}}}}. \qquad (2.47)$$

По [9] линия поверхности развала определяется согласно схеме на рис. 2.3 и ниже приведенным формулам:

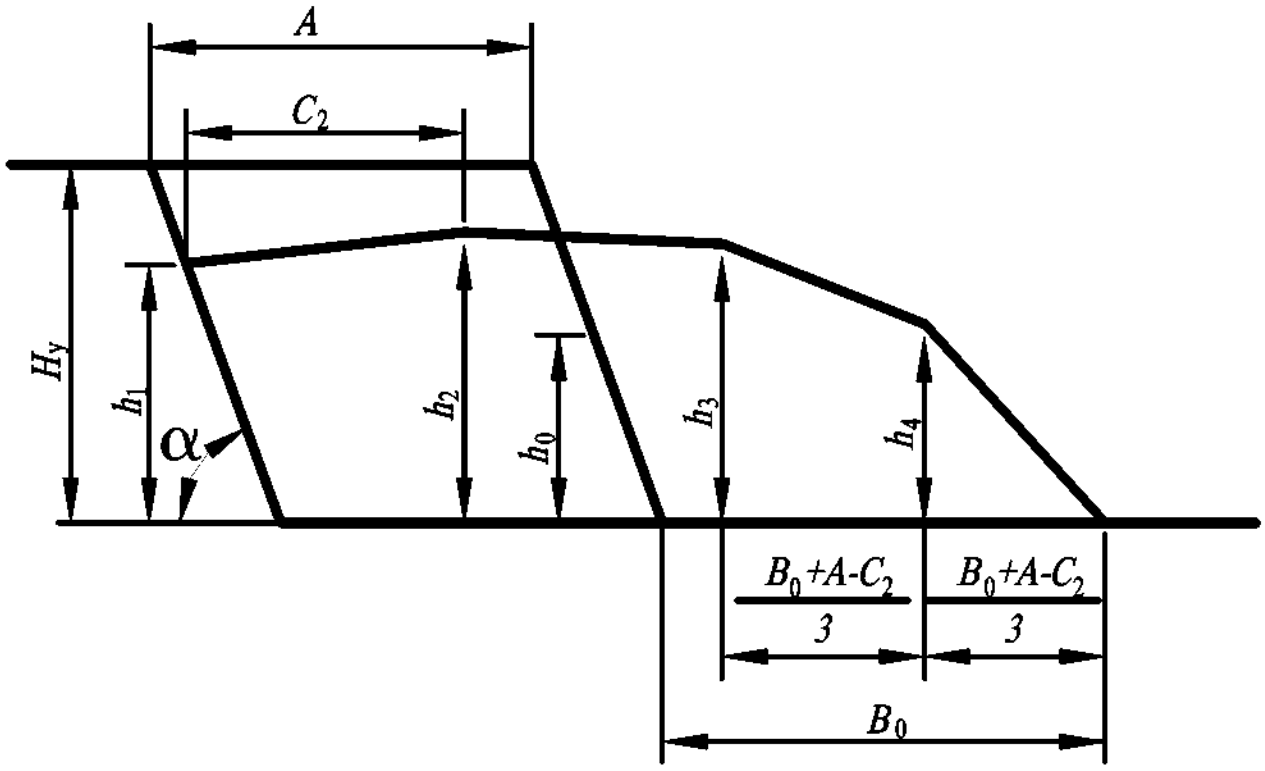


Рис. 2.3. Форма и параметры развала

$$H_{\text{р}} = h_2 = K_{\text{р.ср}} H_{\text{у}} \left[1 - \frac{1}{\left(1 + \dfrac{K_{\text{р.ср}} H_{\text{у}} A_{\text{бл}}}{B_{\text{о}}^2} \right)^2} \right];$$

$$C_2 = 1{,}12 / A_{\text{бл}} q_{\text{р}};$$

$$h_1 = \frac{2{,}8 A_{\text{бл}} H_{\text{у}}^2}{(A_{\text{бл}} + H_{\text{у}})(0{,}8 B_{\text{о}} + H_{\text{у}})};$$

$$h_3 = \frac{1{,}125 H_{\text{у}}}{0{,}8 + 0{,}3 \left(\dfrac{B_{\text{о}}}{A_{\text{бл}}} \right)^2};$$

$$h_з = \frac{0{,}75 H_у}{0{,}8 + 0{,}3\left(\frac{B_о}{A_{бл}}\right)^2}.$$

12.2. **Определение параметров взрывного блока.** С учетом принятого в лабораторной работе 1 количества заходок ($n_з$) экскаватора для выемки разрыхленной взрывом горной массы уточняется ширина одной экскаваторной заходки ($A_{з.р}$, м):

$$A_{з.р.} = \frac{B_р}{n_з} \le A_з.$$

Длина взрывного блока ($L_{бл}$, м) составляет:

$$L_{бл} = \frac{V_{бл}}{A_{бл} H_у}, \qquad (2.48)$$

где $V_{бл}$ – объем взрывного блока, м (дается в исходных данных).

Количество скважин в блоке:

$$N_{скв} = n\frac{L_{бл}}{a}. \qquad (2.49)$$

Выход горной массы с одного метра скважины ($V_{г.м}$, м^3/м)

$$\frac{V_{г.м} = aH_у[W_{пр} + (n-1)b]}{\sum_{i=1}^{n} l_{ск.i}}, \qquad (2.50)$$

где i – порядковый номер ряда скважин;

$l_{ск.i}$ – длина скважин i-го ряда.

Средний по блоку удельный расход выбранного (принятого) ВВ ($q_{ср.бл}$, кг/м^3):

$$q_{ср.бл} = \frac{\sum_{i=1}^{n} Q_i}{aH_у\left[W_ф + (n-1)b\right]}, \qquad (2.51)$$

где Q_i – величина заряда в скважине i-го ряда, кг.

Общий расход выбранного (принятого) ВВ по взрываемому блоку ($Q_{бл}$, кг) составляет:

$$Q_{бл} = q_{ср.бл} V_{бл}. \qquad (2.52)$$

12.3. **Определить степень дробления взорванной горной массы** (i):

$$i = \frac{l_{ср}}{d_{ср\ рац}}, \qquad (2.53)$$

где $l_{ср}$ – средний диаметр отдельности во взрываемом массиве, м. Принимается по результатам расчетов в лабораторной работе № 1, п.2.1;

$d_{ср\ рац}$ – средний размер (диаметр) куска взорванной горной массы, м. Если допустимый выход негабарита согласно приложение 1, таб. П.1.1 ме-

нее или равен 3%, то $d_{\text{ср рац}}$ принимается согласно п. 3.4 лаб. раб. 1. Если нет, то рассчитывается по ниже приведенной формуле.

$$d_{\text{ср рац}} = \frac{1}{\frac{1}{l_{\text{ср}}} + \frac{H_{\text{у}} + 250}{d_{\text{ск}} + \beta} q_{\text{р}}}, \qquad (2.54)$$

где β– угол наклона скважины к горизонту, град;

$d_{\text{ск}}$ – диаметр скважины, мм;

$q_{\text{р}}$ – расчетный удельный расход ВВ, кг/м^3.

12.4. **Определить ожидаемый выход негабарита** ($P_{\text{нг}}$, %). Выход негабаритных кусков – один из отрицательных, но неизбежных результатов взрывного разрыхления горных пород. Величина его на некоторых карьерах, как правило, при добыче строительных материалов достигает 15 – 20 %. Однако эффективное применение современных методов управления взрывными работами позволяет снизить выход негабаритов до 0,5 – 1,5 %. Подбор наиболее эффективных методов управления взрывом осуществляется в процессе практики по мере накопления опыта.

Для проектных расчетов Репин Н. Я., исходя из конкретной наиболее вероятной закономерности распределения по крупности кусков в развале взорванной горной породы, предлагает следующую формулу:

$$\text{P}_{\text{нг}} = 100e^{-0,8\lambda^{5/2}} \text{ \%}, \qquad (2.55)$$

где $e = 2,72$; $\lambda = \frac{l_{\text{д}}}{d_{\text{ср.рац}}}$.

Кроме того, рекомендуемое для расчетов значение выхода негабаритов в зависимости от технологических свойств пород и минимальных размеров негабаритных кусков приведено в нормах проектирования железорудных карьеров (табл. П. 3.9 или П. 3.10) и в других нормативах.

Для определения объема работ и материалов на вторичное взрывание для учебных целей необходимо применять наибольшее значение ожидаемого выхода негабарита ($P_{\text{нг}}$) согласно приложению 1.

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ СКВАЖИННЫМИ КОТЛОВЫМИ, РАССОСРЕДОТОЧЕННЫМИ И ПАРНОСБЛИЖЕННЫМИ ЗАРЯДАМИ И МЕТОДОМ ВЗРЫВАНИЯ В ЗАЖАТОЙ СРЕДЕ (НА ПОДПОРНУЮ СТЕНКУ)

13. **Рассчитать параметры взрывания котловыми зарядами**.

Котловыми являются сосредоточенные заряды, размещаемые в полостях («котлах»), образованных в результате простреливания шпуров или скважин (рис. 2.4).

При методе котловых зарядов на забое шпура или скважины взрывают небольшие заряды ВВ, в результате чего их нижняя часть разрушается и образуется эллипсовидная камера. В эту камеру после ее охлаждения в течение не менее 15 мин. помещают значительно больший заряд ВВ.

Метод котловых зарядов применяют для одиночного и серийного взрывания, когда метод шпуровых или скважинных зарядов не обеспечивает качественного дробления пород или проработки подошвы взрываемых уступов, преимущественно при разработке трещиноватых достаточно устойчивых пород IV – VIII групп по СНиП, допускающих возможность взрывного образования котловых расширений.

Масса котловых зарядов ($Q_{\text{з.к}}$, кг) рассчитывается согласно [8] по формуле:

$$Q_{\text{з.к}} = q_{\text{р}}(W_{\text{пр}}^{\text{к}})^3, \tag{2.56}$$

согласно [5]

$$Q_{\text{з.к}} = q_{\text{р}} W_{\text{к}}^3 \left(\frac{W_{пр}^{к} + 1}{2W_{пр}^{к}} \right)^{3/2}, \tag{2.57}$$

где $W_{пр}^{к}$ – линия наименьшего сопротивления для котлового заряда (рассчитывается как $(0{,}6 - 0{,}9)H_{\text{у}}$.

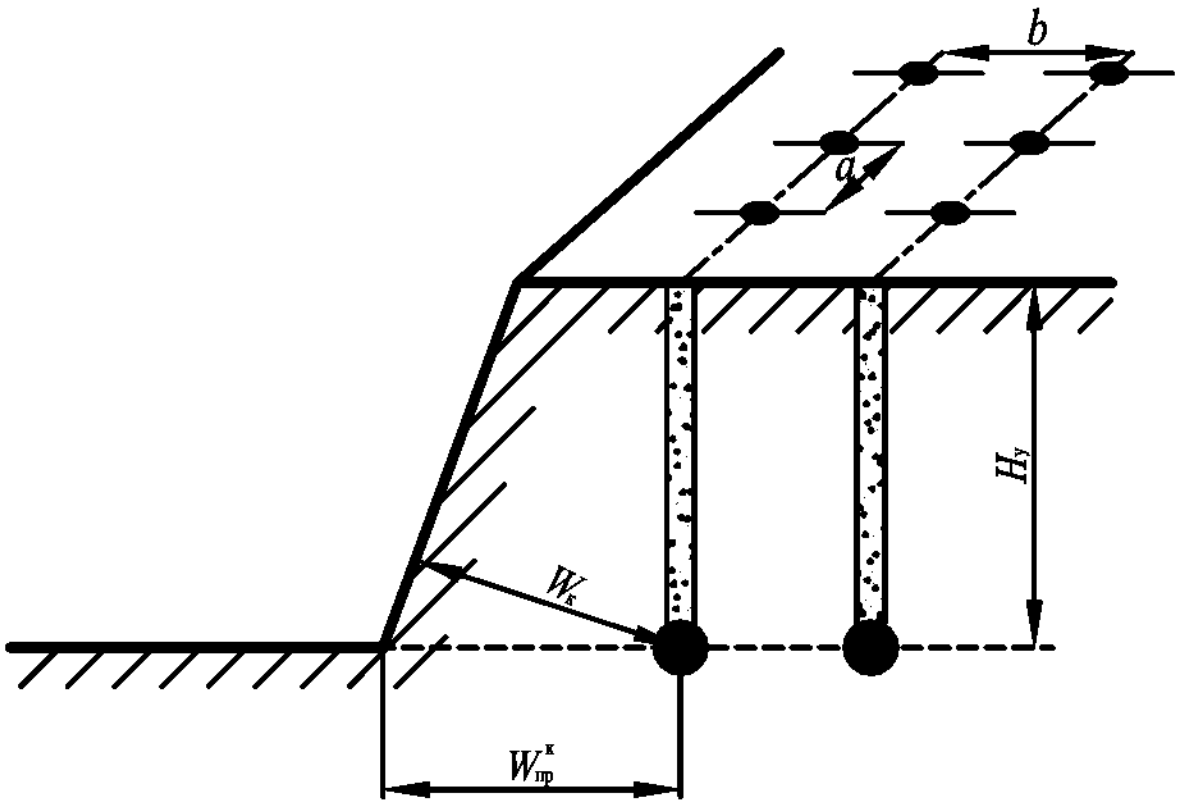


Рис. 2.4. Схема расположения котловых зарядов в уступе

Объем котла ($V_к$, дм^3) должен соответствовать массе заряда, намечаемого по расчету, и составлять:

$$V_к = \frac{Q_{з.к}}{\Delta}, \qquad (2.58)$$

где Δ – плотность заряжания, кг/дм^3.

Масса прострелочного заряда ($Q_к$, кг) для образования котла требуемого объема:

$$Q_к = \frac{V_к}{П_р}, \qquad (2.59)$$

где $П_р$ – показатель простреливаемости взрываемых пород в дм^3/кг, численно равный отношению объема полученной котловой полости в дм^3 от заряда в 1 кг (табл. П. 3.11).

Диаметр котла ($D_к$, дм) ориентировочно определяется по формуле

$$D_к = 1{,}24 \sqrt[3]{\frac{Q_{з.к}}{\Delta}}. \qquad (2.60)$$

Тогда, исходя из предположения об эллипсовидной форме котловой полости, высота котла ($h_к$, дм) определится:

$$h_к = 1{,}72 \sqrt[3]{\frac{Q_{з.к}}{\Delta}}. \qquad (2.61)$$

Исходя из того, что центр котлового заряда должен находиться на уровне подошвы уступа, глубина котловой скважины ($l^к_{ск}$, м)

$$l^к_{ск} = H_у + 0{,}05h_к,$$

В крепких породах с низким коэффициентом простреливаемости для формирования котла приходится выполнять более одного прострелочного взрыва.

Согласно [8] максимально допустимая величина первого прострелочного заряда определяется из условия, что его длина в скважине должна быть не более двух диаметров котла. Учитывая формулу (2.59), максимальная величина первого ($Q_{к1}$, кг) прострелочного заряда должна отвечать условию:

$$Q_{к1} = 1{,}93 \sqrt[3]{\frac{Q_{з.к}}{\Delta^4}} d^2_{ск} \le [Q_{к1}]. \qquad (2.62)$$

Величина второго и последующих прострелочных зарядов $Q_{к2}$, кг:

$$Q_{к2} = \frac{Q_{зк}}{(П_р \Delta)^n}, \qquad (2.63)$$

где n – порядковый номер простреливания.

Для улучшения дробления породы верхней части уступа в верхнюю часть скважины вводят дополнительный заряд ВВ, расположенный на высоте (0,7 –

0,8) $W_{пр}^{к}$ от центра котлового заряда. Величина дополнительного заряда ВВ ($Q_д$, кг) определяется по формуле:

$$Q_д = \left[l_{ск}^{к} - \left(0{,}7W_{пр}^{к} + l_{заб.к}\right)\right]p, \qquad (2.64)$$

где $l_{заб.к}$ – величина забойки в котловой скважине, м.

$$l_{заб.к} = (15 \div 25)d_{ск}.$$

Расстояние между котловыми зарядами в ряду:

$$a_к = (1{,}1 \div 1{,}4)\, W_{пр}^{к}.$$

Расстояние между рядами зарядов:

$$b_к = (1{,}0 \div 1{,}1)\, W_{пр}^{к}.$$

Котловые полости могут быть созданы механическим расширителем или станком огневого бурения. Тогда диаметр таких полостей должен быть не менее двух диаметров основной скважины, а высота не более пяти диаметров котловой полости. Расстояние между полостями по линии скважины не более 1,0 – 1,5 высоты котловой полости. Исходя из этого, должны устанавливаться конкретные размеры и количество полостей для одной скважины с учетом количества ВВ, необходимого для размещения в ней.

14. **Рассчитать параметры рассредоточенных зарядов**.

Под рассредоточенным зарядом понимается удлиненный скважинный заряд, разделенный по его длине на две или более частей воздушными, водновоздушными, породными и водяными промежутками. Рассредоточенные заряды целесообразно применять, когда емкость скважины используется не полностью. Применение такого заряда обеспечивает хорошую проработку и снижение выхода негабарита из верхней части уступа, а также более рациональное размещение ВВ по высоте уступа в зависимости от крепости слагающих его пород. Использование воздушных промежутков обеспечивает более равномерное дробление и уменьшение степени переизмельчения.

Расчет зарядов с воздушными промежутками и активной забойкой. Масса заряда ВВ в скважине i-го ряда (Q_i) определяется по общепринятым методикам (п. 10.5)

В тех случаях, когда размещение заряда при оптимальных соотношениях воздушных промежутков и частей заряда приводит к уменьшению длины забойки (незаряженной части скважины), а последняя регламентирована требованиями техники безопасности, масса заряда (Q_i, кг) уменьшается до значений, позволяющих иметь требуемую длину забойки:

$$Q_{пр.i} = \left([l_{зар}] - \sum h_{в.п.}\right)p, \qquad (2.65)$$

где $Q_{пр.i}$ – фактическая масса заряда в скважине i-го ряда, кг;

$\sum h_{в.п.}$ – суммарная длина воздушных промежутков в скважине (за вычетом длины воздушного промежутка между зарядом и забойкой), м;

$[l_{зар}]$ – предельно допускаемая длина заряда (формула (2.26), м.

Суммарная длина воздушных промежутков ($\sum h_{в.п.}$, м) определяется по следующим формулам:

для пород с $f > 10$

$$\sum h_{в.п.} = k(0{,}15 \div 0{,}20) l_{зар}; \qquad (2.66')$$

для пород с $f = 8 \div 10$

$$\sum h_{в.п.} = k(0{,}20 \div 0{,}25) l_{зар}; \qquad (2.66'')$$

для пород с $f = 6 \div 8$

$$\sum h_{в.п.} = k(0{,}25 \div 0{,}30) l_{зар}; \qquad (2.66''')$$

для пород с $f = 2 \div 6$

$$\sum h_{в.п.} = k(0{,}30 \div 0{,}35) l_{зар}, \qquad (2.66'''')$$

где k – коэффициент, учитывающий направление скважин (для вертикальных скважин $k = 1$, для наклонных скважин, параллельных откосу уступа, в породах с $f > 8$ $k = 1{,}2 \div 5 \div 1{,}3$, а в породах с $f > 8$ $k = 1{,}4 \div 5{,}0 \div 1{,}5$.

Суммарная длина воздушных промежутков может быть вычислена также из следующих выражений:

для вертикальных скважин

$$\sum h_{в.п.} = 0{,}05(9 - 0{,}5f) l_{зар}; \qquad (2.67')$$

для наклонных скважин

$$\sum h_{в.п.} = 0{,}00125(340 - f - f^2) l_{зар}. \qquad (2.67'')$$

Количество частей заряда принимается в зависимости от горно-геологических условий и высоты уступа. Для улучшения дробления при высоте уступа 10 – 20 м достаточно рассредоточить заряд на две-три части.

Длина каждого промежутка $h_{в.п.}$ (м) определяется в зависимости от диаметра заряда $d_{зар}$ и категории пород по взрываемости:

для трудновзрываемых

$$h_{в.п.} \approx (8 \div 9) d_{зар}; \qquad (2.68')$$

для средневзрываемых

$$h_{в.п.} \approx (9 \div 10) d_{зар}; \qquad (2.68'')$$

для легковзрываемых

$$h_{в.п.} \approx (10 \div 12) d_{зар}; \qquad (2.68''')$$

Длина каждого промежутка может быть определена также из выражения:

$$h_{в.п.} \approx (13{,}5 - 0{,}5f) d_{зар}. \qquad (2.68'''')$$

Число промежутков в скважине ($n_{\text{пром}}$) определяется делением суммарной высоты воздушных промежутков на длину одного воздушного промежутка:

$$n_{\text{пром}} = \frac{\sum h_{\text{в.п.}}}{h_{\text{в.п.}}}. \qquad (2.69)$$

Оптимальная длина промежутка и их число для конкретных условий уточняются опытным путем.

При рассредоточении скважинного заряда на две части одним промежутком масса нижней части заряда в скважине i-го ряда (кг):

$$Q_{\text{н.ч.}i} = (0{,}6 \div 0{,}7) Q_{\text{пр.}i}; \qquad (2.70')$$

масса верхней части заряда в скважине i-го ряда (кг):

$$Q_{\text{в.ч.}i} = (0{,}4 \div 0{,}3) Q_{\text{пр.}i}. \qquad (2.70'')$$

В случае рассредоточения вертикального скважинного заряда на три части и более масса нижней части ($Q_{\text{н.ч.}i}$) может быть уменьшена до 50 % массы заряда в скважине, а в наклонных скважинах до 30 – 40 % массы заряда. Оставшаяся часть заряда распределяется на равные доли $Q_{\text{п}}$ (кг) пропорционально принятому числу воздушных промежутков ($n_{\text{пр}}$):

$$Q_{\text{п}} = \frac{Q_i - Q_{\text{н.ч.}i}}{n_{\text{пр}}}. \qquad (2.71)$$

Если водный промежуток, то его длина:

$$h_{\text{вод.п}} = (0{,}17 \div 0{,}28)\, l_{\text{зар}}. \qquad (2.72)$$

Если вводно-воздушный промежуток, то его длина:

$$h_{\text{вод.-взд.п.}} = (0{,}23 \div 0{,}38)\, l_{\text{зар}}, \qquad (2.73)$$

при этом 30 – 50 % приходится на воздушную часть.

15. **Рассчитать параметры взрывания в зажатой среде** (на подпорную стенку).

Метод взрывания в зажатой среде имеет несколько вариантов, различающихся между собой числом открытых поверхностей, их расположением, характером подпорной стенки и схемами взрывания.

Наиболее простым и распространенным методом является взрывание на неубранную горную массу.

Этот метод взрывания применим в породах любой крепости и трещиноватости. Наибольшая эффективность его обеспечивается при многорядном короткозамедленном взрывании и наличии не менее четырех-пяти рядов скважин, а также при применении порядных врубовых, диагональных или радиальных схем взрывания.

Благодаря подпорной стенке и меньшей скорости перемещения взрываемого массива в горизонтальной плоскости, увеличивается продолжительность

действия взрыва на среду и повышается коэффициент полезного использования его энергии.

В результате такой способ взрывания обеспечивает улучшение качества дробления горных пород, возможность управления формой и параметрами развала взорванной горной массы и селективной выемки, сокращение подготовительно-восстановительных работ (перемещение забойных железнодорожных путей, уборка контактных линий и линий электропередач, зачистка горизонта после взрыва и др.), независимость процессов бурения и взрывания от экскавации и транспортирования.

При расчете данного метода взрывных работ, кроме выше рассмотренных параметров, необходимо рассчитать требуемую ширину подпорной стенки и ширину ограниченного подпорной стенкой развала.

Ширина подпорной стенки может изменяться от максимальной, исключающей возможность горизонтального перемещения пород при взрыве, до минимальной, не препятствующей перемещению пород. Конкретные предельные значения ширины подпорной стенки определяются физическим состоянием (разрушенная горная масса или монолитная среда) и физико-механическими свойствами горных пород подпорной стенки, высотой уступа, конструкцией и величиной заряда, параметрами сетки скважин, схемой взрывания. Опытным путем установлено, что в зависимости от конкретных условий они составляют от 5 до 10 м и от 35 до 45 м соответственно для минимальной и максимальной границы.

Оптимальная ширина подпорной стенки определяется целевым требованием к результату взрыва и на практике устанавливается опытным путем на основе предварительных расчетов. Если основная цель – сокращение ширины развала, то ширина подпорной стенки увеличивается. Если необходимо уменьшить степень дробления, то следует принимать уменьшенную ширину подпорной стенки.

В проектных расчетах для определения ширины подпорной стенки предлагается использовать следующие формулы:

- для максимальной ширины подпорной стенки ($B_{\text{п.с.max}}$, м) [15]

$$B_{\text{п.с.max}} = \frac{B_{\text{о}}}{1 + \frac{50}{F^3}}, \qquad (2.74)$$

где B_o - ширина развала взорванной горной массы, начиная от нижней бровки взрываемого уступа, м (рассчитывается по ф. 2.42 или 2.43);

- для расчетной ширины подпорной стенки, обеспечивающей минимальное смещение пород при дроблении ($B_{\text{п.с.р}}$, м) [5]

$$B_{\text{п.с.р}} = K_{\text{р}} W_{\text{пр}} \left(\frac{\sqrt{2k_{\text{иэ}} q_{\text{р}} eE}}{\sigma_{\text{сж}}} - 1 \right), \qquad (2.75)$$

где $k_{\text{иэ}}$ – эмпирический коэффициент, учитывающий использование энергии взрыва на дробление и перемещение горной массы. Опытные иссле-

дования показывают, что в зависимости от величины удельного расхода ВВ этот коэффициент колеблется в пределах от 0,004 до 0,2;

e – удельная энергия взрыва выбранного (принятого) ВВ - теплота взрыва (табл. П. 3.3 – П. 3.5), Дж/кг;

E – модуль упругости взрываемой горной породы, Па (определяется по экспериментальным данным или по Кадастру горных пород);

$\sigma_{сж}$ – предел прочности пород при одноосном сжатии, Па.

Исследованиями на карьерах Кривбасса установлено, что оптимальное по фактору минимума затрат значение ширины подпорной стенки различно для цели регулирования интенсивного дробления и для цели регулирования ширины развала. Применительно к экономике Советского Союза (до 1990 г.) значение оптимальной ширины подпорной стенки для целей регулирования дробления на 40 – 50 % меньше, чем для регулирования ширины развала. Поэтому ширина подпорной стенки должна приниматься в зависимости от поставленных целей и конкретных технико-экономических условий.

Величину развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки ($B_{о.с}$, м) (рис. 2.5) рекомендуется определять по формуле (2.76):

$$B_{о.с} = \left(1 - \frac{B_{п.с}}{k_{р.с} W_{пр} + B_{п.с}} b_{п} \sqrt{B_{п.с}}\right) B_{о}, \qquad (2.76)$$

или по формуле (нормативный справочник по БВР [15]):

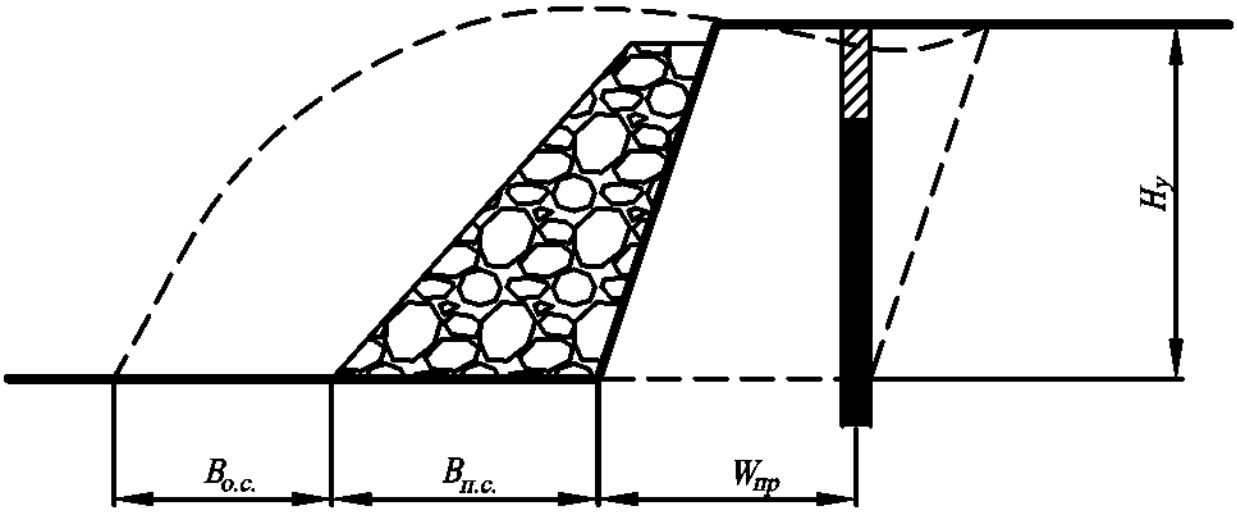
$$B_{о.с} = \left(1 - \frac{B_{п.с.}}{B_{п.с.max}}\right) B_{о}, \qquad (2.77)$$

где $B_{п.с}$ – принятая ширина подпорной стенки, м;

$k_{р.с}$ – коэффициент разрыхления пород подпорной стенки ($k_{р.с}$ = 1,05÷1,1);

$b_{п}\sqrt{B_{п.с}}$ – величина учитывающая влияние сил сопротивления подпорной стенки смещению породы.

$$b_{п} = \frac{k_{р.с} W_{пр} + B_{п.с.max}}{B_{п.с.max} \sqrt{B_{п.с.max}}}.$$



Р

ис. 2.5. Схема к расчету влияния ширины подпорной стенки на ширину развала горной массы

Если задана требуемая ширина развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки, то размер подпорной стенки может быть приближенно определён с помощью графика на рис. 2.6.

Полная ширина развала взорванной горной массы без учета ширины подпорной стенки может рассчитываться по формуле:

$$B_{\text{р}} = B_{\text{о.с}} + W_{\text{пр}} + b(n-1). \qquad (2.78)$$

16. Определить параметры парносближенных скважинных зарядов.

Парносближенные скважины обеспечивают изменение формы волны напряжений от цилиндрической при одиночном заряде до плоской. В результате интенсивность энергии взрывной волны по мере ее удаления от парносближенных зарядов в направлении перпендикулярном линии, соединяющей центры, зарядов снижается меньше, чем при одиночных зарядах в $\sqrt{2}$ раз. Промышленные испытания показывают, что парносближенные заряды обеспечивают увеличение фактической линии сопротивления по подошве, снижение глубины законтурного действия взрыва, улучшение равномерности дробления и снижение выхода негабарита.

Расстояние между парносближенными зарядами ($a_{\text{п.сбл}}$, м) колеблется от четырех до восьми диаметров одиночного скважинного заряда и в среднем составляет: $\boldsymbol{a_{п.сбл} = 6d_з}$, где $d_з$ – диаметр заряда, м.

Расчетный эквивалентный диаметр скважинного заряда группы парносближенных скважин ($d_э$, м) составляет:

$$d_э = d_з\sqrt{2},$$

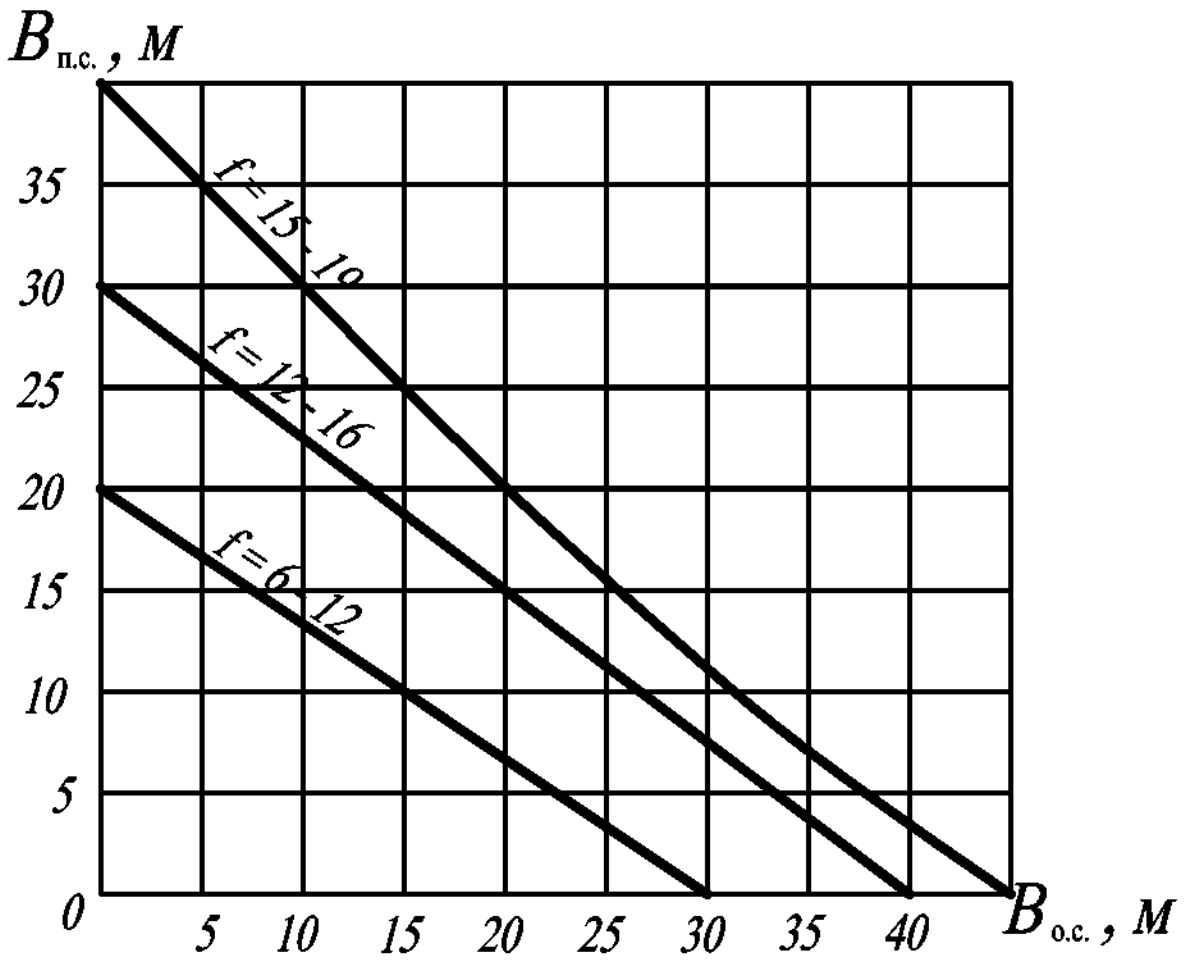


Рис. 2.6. Зависимость ширины развала взорванной горной массы ($B_{о.с}$, м) от ширины подпорной стенки ($B_{п.с}$) для пород с различными физико-механическими свойствами

Линия сопротивления пород по подошве уступа для парносближенных зарядов ($W_{п.с}$, м) составляет:

$$W_{п.с} = K_{п.с} W_{пр} \sqrt{2},$$

где $K_{п.с}$ = 1,1 – коэффициент, учитывающий повышение эффективности действия взрыва парносближенных зарядов по сравнению с одиночным зарядом равной потенциальной энергии ВВ;

$W_{пр}$ – проектная линия сопротивления по подошве для одиночного скважинного заряда, м.

Расстояние между группами парносближенных зарядов в ряду ($a_{п.с}$, м) и между рядами групп зарядов ($b_{п.с}$, м):

$$a_{п.с} = mW_{п.с};\ b_{п.с} = W_{п.с}.$$

В случае квадратной сетки расположения пар скважинных зарядов:

$$a_{п.с} = b_{п.с} = W_{п.с}.$$

Масса заряда ВВ ($Q_{п.с}$, кг) в группе парносближенных скважин:

$$Q_{\text{п.с}} = q_{\text{р}} a_{\text{п.с}} W_{\text{п.с}} H_{\text{у}}.$$

Масса одиночного скважинного заряда в группе ($Q_{\text{о}}$, кг):

$$Q_{\text{о}} = \frac{Q_{\text{п.с}}}{2} \text{ кг.}$$

17. Рассчитать параметры вторичного дробления.

17.1.1. Рассчитать объем негабарита ($V_{\text{нг. бл}}$, м^3) на взрывной блок и на годовой объем взрывных работ ($V_{\text{нг.год}}$, м^3):

$$V_{\text{нг.бл}} = P_{\text{нг}} V_{\text{бл}} /100; \qquad (2.79')$$

$$V_{\text{нг.год}} = P_{\text{нг}} V_{\text{год}} /100, \qquad (2.79'')$$

где $P_{\text{нг}}$ – выход негабаритных кусков, % (см. п. 3.9, 3.10).

17.1.2. Рассчитать объем «порогов» ($V_{\text{пор.бл}}$, м^3) на взрывной блок и на годовой объем взрывных работ ($V_{\text{пор.год}}$, м^3):

$$V_{\text{пор.бл}} = P_{\text{пор}} V_{\text{бл}} /100; \qquad (2.80')$$

$$V_{\text{пор.год}} = P_{\text{пор}} V_{\text{год}} /100, \qquad (2.80'')$$

где $P_{\text{пор}}$ – объем не проработанной части подошвы во взрывном блоке, % (принять от 0,5 до 2,0 %).

17.2. Выбрать способ дробления негабаритных кусков и рассчитать параметры вторичного дробления.

17.2.1. Рассчитать параметры негабаритных кусков:

– рассчитать показатель распределения кусков взорванной горной массы по крупности ($K_{\text{д}}$) из условия эффективной работы экскаватора:

$$\text{при } E \le 6 \text{ м}^3 \qquad K_{\text{д}} = 0{,}7\left(1 - \frac{E}{10{,}6}\right); \qquad (2.81')$$

$$\text{при } E > 6 \text{ м}^3 \qquad K_{\text{д}} = 0{,}3. \qquad (2.81'')$$

– рассчитать максимальный размер куска во взорванной горной массе ($d_{\max}$. м):

$$d_{\max} = \frac{l_{\text{Д}}}{\left(1 - k_p / 100\right)^{1/K_{\text{д}}}}; \qquad (2.82)$$

– рассчитать средний размер куска негабаритной части развала ($d_{\text{ср.нг}}$, м):

$$d_{\text{ср.нг}} = l_{\text{ср}} \left[\frac{1 - \left(l_{\text{д}} / d_{\max}\right)^{1+K_{\text{д}}}}{1 - \left(l_{\text{д}} / d_{\max}\right)^{K_{\text{д}}}} \right]; \qquad (2.83)$$

– рассчитать объем среднего негабаритного куска ($V_{\text{нг.к}}$, м^3):

$$V_{\text{нг.к}} = d^3_{\text{ср.нг}}; \qquad (2.84)$$

– рассчитать размеры среднего негабаритного куска в м:

длина $a = \sqrt[3]{2{,}86V_{\text{нг.к}}}$; (2.85′)

ширина $b = 0{,}7a$; (2.85″)

толщина $c = 0{,}5a$. (2.85‴)

– рассчитать среднее количество негабаритных кусков в блоке ($N_{\text{нг.бл}}$):

$$N_{\text{нг.бл}} = V_{\text{нг.бл}}/V_{\text{нг.к}}. \quad (2.86)$$

17.2.2. Выбрать способ дробления негабаритных кусков. В настоящее время наибольшее распространение для дробления негабаритов в карьере имеют взрывные и механические способы дробления.

Взрывные способы дробления применяются при разрушении крупных негабаритов и негабаритов из крепких, труднодробимых пород при большом объеме работ.

Механические способы дробления негабаритов применяются при разрушении негабаритов небольших объемов из некрепких хрупких пород при небольших объемах работ.

В данной работе предлагается выбрать взрывной способ дробления негабаритов, который может быть реализован с помощью шпуровых или накладных (насыпных или кумулятивных) зарядов.

Накладные заряды используют при крепких, но хрупких породах. Применение их не требует больших трудозатрат и отличается простотой формирования зарядов.

Однако такие заряды характеризуются высоким удельным расходом ВВ, в десятки раз превышающим удельный расход ВВ при шпуровых зарядах. При этом наблюдается чрезвычайно сильный звуковой эффект и сильная воздушная волна. Опасная зона при взрывании насыпных зарядов составляет не менее 300 м.

Применение кумулятивных зарядов, вес которых согласно табл. П. 3.13 составляет от 0,1 до 4,0 кг, позволяет несколько сократить расход ВВ при дроблении негабарита за счет концентрации энергии и соответственно увеличения разрушающего действия взрыва, а также уменьшить разлет кусков породы и снизить энергию воздушной взрывной волны.

При взрывании негабаритных кусков шпуровыми зарядами расход ВВ значительно снижается. Такие заряды обычно применяются при взрывании крупных негабаритных кусков.

К недостаткам взрывания шпуровыми зарядами относятся: высокая себестоимость, вредные и тяжелые условия работы при бурении.

17.2.3. В зависимости от принятого способа вторичного взрывного дробления рассчитать его параметры.

Насыпные заряды располагают на поверхности негабарита слоем толщиной $h_{\text{ВВ}}$ = 35÷50 мм, при этом толщина забойки, которой присыпается накладной заряд, должна быть не менее толщины укрываемого слоя ВВ, т. е.

$$h_{\text{заб}} > h_{\text{ВВ}}. \quad (2.87)$$

Сам забоечный материал не должен содержать крупных кусков породы во избежание их разлета при взрыве.

Тип ВВ выбрать по табл. П. 3.12.

Количество ВВ для дробления негабаритов насыпными зарядами:

– в расчете на один взрывной блок ($Q_{н.бл}$, кг):

$$Q_{н.бл} = q_н V_{нг.бл}, \qquad (2.88')$$

– на годовой объем взрывных работ:

$$Q_{н.год} = q_н V_{нг.год}, \qquad (2.88'')$$

где $q_н$ – удельный расход ВВ при дроблении негабаритов насыпными накладными зарядами, кг (табл. 2.11).

Вес кумулятивного заряда (кг) может быть рассчитан по формуле:

– для негабаритных кусков максимального размера

$$Q_{к.max} = 0{,}73 d_{max}; \qquad (2.89')$$

– для негабаритных кусков среднего размера

$$Q_{к.ср} = 0{,}73 d_{ср.нг}. \qquad (2.89'')$$

По табл. П. 3.13, исходя из массы кумулятивного заряда, выбрать тип заряда для максимальных и средних кусков

Количество ВВ для дробления негабаритов кумулятивными зарядами:

– в расчете на один взрывной блок

$$Q_{к\,бл} = q_к V_{нг.бл}; \qquad (2.90')$$

– на годовой объем взрывных работ

$$Q_{к.\,год} = q_к V_{нг.год}, \qquad (2.90')$$

где $q_к$ – удельный расход ВВ при дроблении негабаритов кумулятивными накладными зарядами (табл. 2.11).

Среднее количество кумулятивных зарядов для дробления негабаритов ($N_к$.):

– в расчете на один взрывной блок:

$$N_{к..бл} = Q_{к.бл}/q_{к.з}; \qquad (2.91')$$

– на годовой объем взрывных работ:

$$N_{к..год} = Q_{к.год}/q_{к.з}, \qquad (2.91'')$$

где $q_{к.з}$ – величина принятого по табл. П. 3.13 кумулятивного заряда.

При использовании шпуровых зарядов разбуривание негабаритов осуществляется на глубину

$$h_ш = (0{,}25 \div 0{,}5)c. \qquad (2.92)$$

Глубина бурения шпуров и вес заряда в них при дроблении негабаритных кусков с разными линейными размерами могут быть также приняты по данным табл. П. 3.14. Как правило, на негабаритный кусок приходится 1 шпур диамет-

ром 32 – 60 мм, однако при уничтожении достаточно крупных негабаритов заряды рассредоточиваются по объему взрываемой горной массы. Количество шпуров для дробления негабарита ($n_ш$) в зависимости от его объема приведены в табл. П. 3.15. При этом расстояние между зарядами ($a_ш$, м) обычно не превосходит

$$a_ш = (0{,}5 \div 0{,}9) h_ш. \qquad (2.93)$$

Среднее количество шпуров (шпуровых зарядов) для дробления негабаритов с одного взрывного блока ($N_{ш.бл}$) составит:

$$N_{ш.бл} = n_ш N_{нг.бл}. \qquad (2.94)$$

Мелкошпуровые заряды применяются и для ликвидации "порогов" (завышений подошвы уступа). Рекомендуемые при этом параметры взрывных работ приведены в табл. П. 3.16. Среднее количество шпуров для ликвидации «порогов» с одного взрывного блока ($N^{бл}_{ш.пор}$) определится:

$$N^{бл}_{ш.пор} = \frac{V_{пор.бл}}{W a_{шп} h_{пор}}, \qquad (2.95)$$

где W – сопротивление по подошве, м (принимается по табл. П. 3.16.);

$a_{шп}$ – расстояние между шпурами при дроблении порогов, м;

$h_{пор}$ – высота завышения порога, м.

Глубина шпуров для ликвидации «порогов»:

$$l_{пор} = h_{пор} + h_{пер}, \qquad (2.96)$$

где $h_{пер}$ – глубина перебура, м (принимается по табл. П. 3.16.).

Количество ВВ для вторичного дробления шпуровыми зарядами в расчете:

– на один взрывной блок:

для дробления негабаритов $Q_{ш.бл} = q_н V_{нг.бл.}$; (2.97)

для ликвидации порогов $Q_{пор.бл} = q_н V_{пор.бл.}$; (2.98)

– на годовой объем взрывных работ:

для дробления негабаритов $Q_{ш.год} = q_н V_{нг.год}$; (2.99)

для ликвидации порогов $Q_{пор.год} = q_н V_{пор.год}$, (2.100)

где $q_н$ – удельный расход ВВ при дроблении негабаритов насыпными накладными зарядами (табл. 2.11).

Ожидаемый удельный расход ВВ на вторичное взрывание и расход бурения при разделке негабаритов может быть принят по данным табл. 2.11.

Таблица 2.11

Показатели различных взрывных способов разделки негабарита

Метод дробления негабарита	Удельный расход ВВ, кг/м^3	Расход бурения, м/м^3
Накладными насыпными зарядами.....	2,0–3,0	–
Накладными кумулятивными зарядами	1,3–2,0	–
Шпуровыми зарядами.....	0,1–0,3	0,2–1,0

18. Результаты расчета свести в итоговую таблицу. По результатам выполнить графическое изображение в стандартном масштабе в пределах формата А4 (или А3) конструкции заряда рис 2.7 и паспорта взрывных работ: профиль взрывного блока с расположением скважин в нем и расчетного контура развала взорванной массы рис 2.8 и план взрывного блока с расположением скважин и со схемой коммутации взрывной сети рис 2.9.

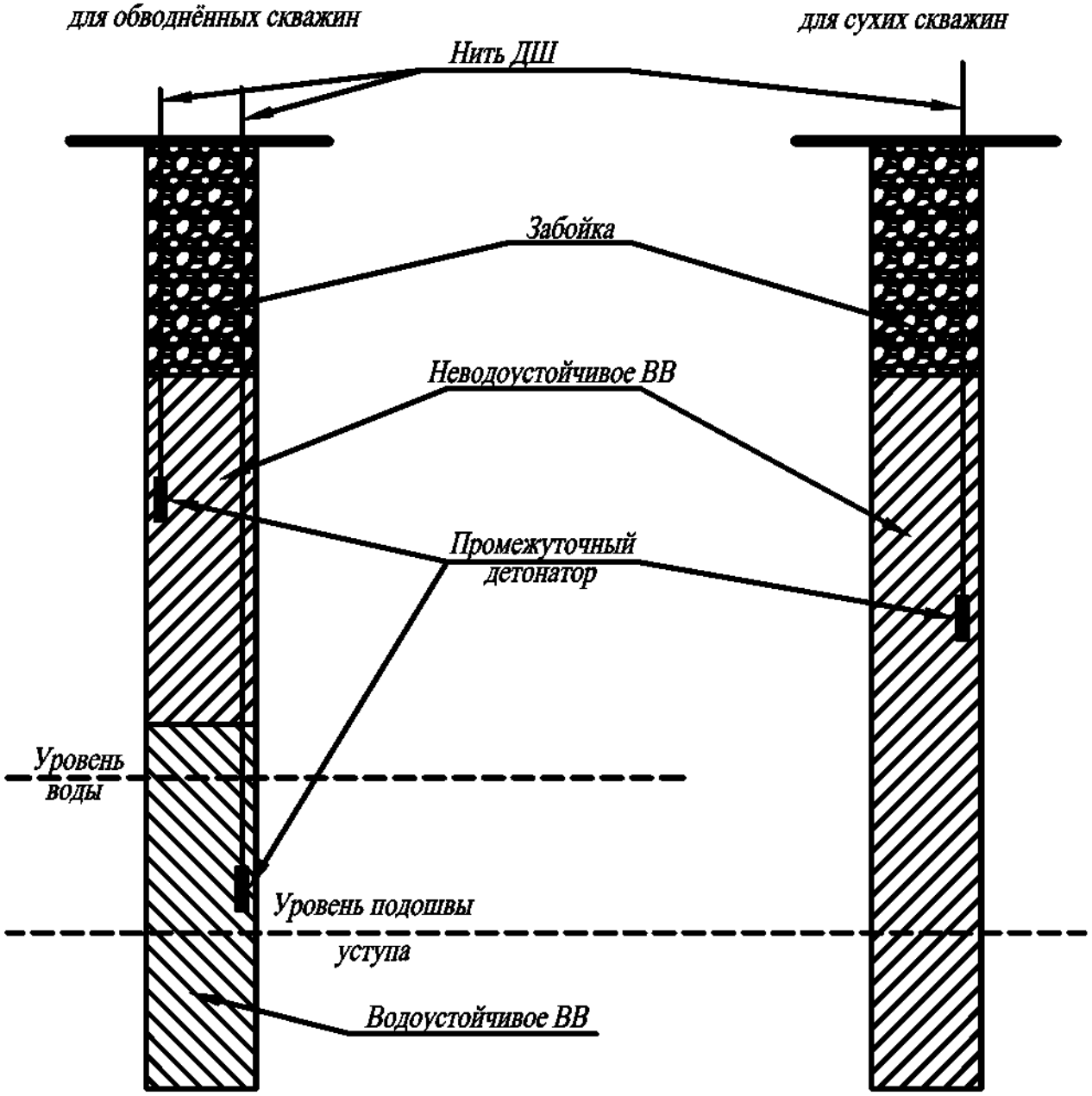


Рис. 2.7. Пример конструкции заряда

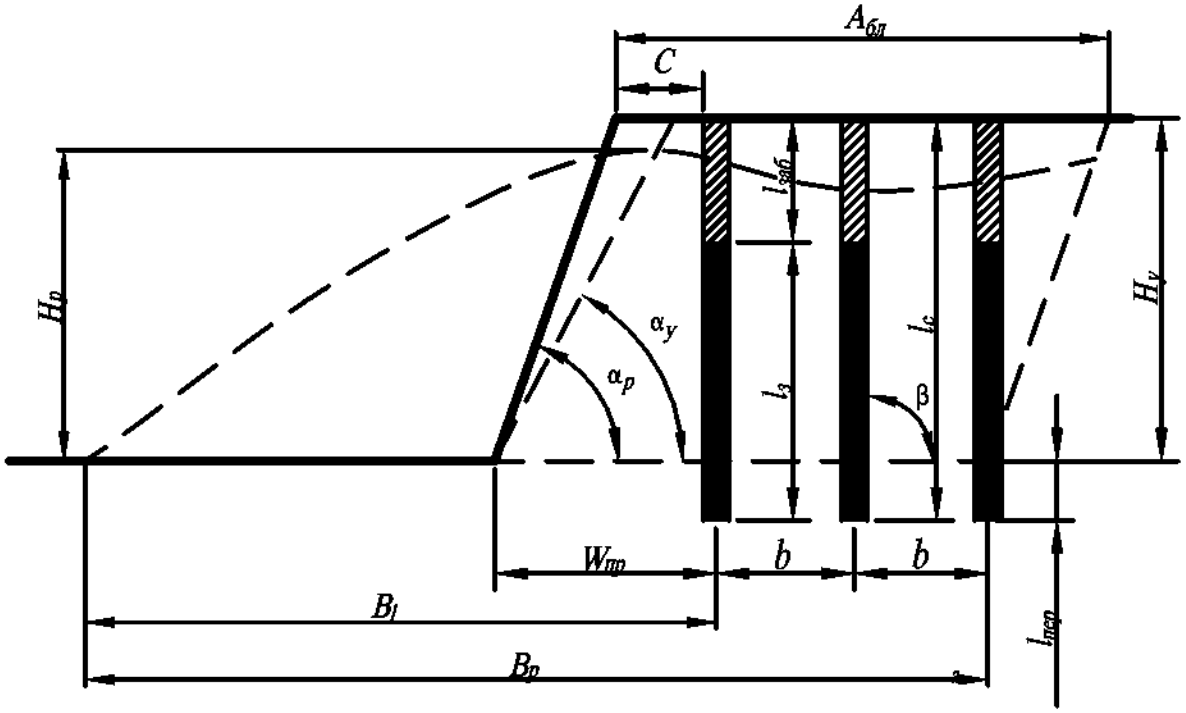


Рис. 2.8. Пример профиля взрывного блока с расположением скважин и расчетного контура развала взорванных пород

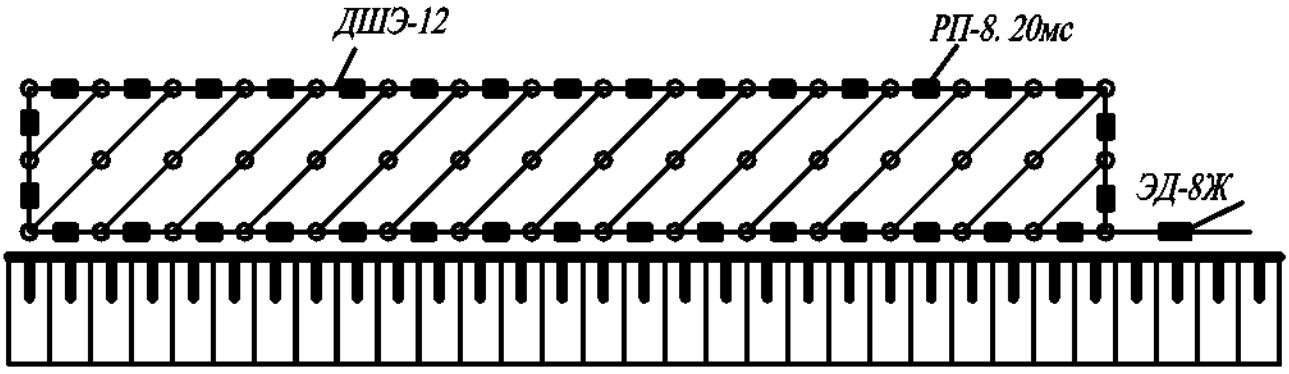


Рис. 2.9. План взрывного блока с расположением скважин и схема коммутации взрывной сети

Контрольные вопросы

1. Дать определение взрываемости горных пород.
2. От каких свойств горных пород зависит их взрываемость?
3. По какому критерию определяется взрываемость горных пород?
4. Что такое удельный эталонный расход ВВ?
5. От каких факторов зависит удельный эталонный расход ВВ?
6. В каких единицах измеряется удельный эталонный расход ВВ?
7. Приведите формулу для расчета удельного эталонного расхода ВВ.
8. Приведите классификацию пород по взрываемости в зависимости от удельного эталонного расхода ВВ.
9. Как удельный эталонный расход ВВ приводится к расчетному (проектному) удельному расходу ВВ?
10. Назовите основные схемы коммутации взрывной сети.
11. В каких условиях рационально применять порядную схему коммутации взрывной сети?
12. В каких условиях рационально применять диагональную схему коммутации взрывной сети?
13. В каких условиях рационально применять радиальную схему коммутации взрывной сети?
14. В каких условиях рационально применять волновую схему коммутации взрывной сети?
15. Какому условию должна удовлетворять принятая к расчету величина линии сопротивления по подошве?
16. Какие возможные решения следует принять, если расчетная линия сопротивления по подошве меньше минимально допустимой по условиям безопасности?
17. В каких единицах измеряется вместимость скважины (вес заряда в одном погонном метре скважины), от каких факторов она зависит?
18. Коэффициент сближения скважин – это отношение?
19. Какие характеристики трещиноватости массива влияют на коэффициент сближения скважин и форму сетки скважин?
20. Как определить величину a, если известны значения величин H_y, W, q_n?
21. Как определить величину b, если известны значения величин H_y, a, q?
22. Дайте описание алгоритма расчета параметров БВР по методу В.В. Ржевского.
23. Какие ВВ принимаются за эталонные при расчете удельного расхода ВВ?
24. Почему увеличивается удельный расход ВВ при взрывании второго и последующих рядов скважин?
25. От каких факторов зависит ширина развала при однорядном взрывании?
26. От каких факторов зависит ширина развала при многорядном взрывании?
27. От чего зависит ширина бурового блока?

28. Как определить средний выход горной массы с одного погонного метра скважины?
29. Как определить необходимое количество рядов скважин?
30. В каких пределах изменяется интервал замедления при короткозамедленном взрывании и отчего он зависит?
31. От каких факторов зависит величина заряда в скважине?
32. От каких факторов зависит длина заряда?
33. Когда рационально применять котловые заряды?
34. Когда рационально применять заряды, рассредоточенные воздушным промежутком?
35. В каких пределах изменяется удельный расход ВВ при дроблении негабаритов накладными зарядами?
36. В каких пределах изменяется удельный расход ВВ при дроблении негабаритов шпуровыми зарядами?
37. Какой глубины бурятся шпуры при дроблении негабаритов?

Лабораторная работа 3

Расчет потребности во взрывчатых материалах

(2 часа аудиторных занятий и 2 часа самостоятельных занятий*)*

Цель работы: Освоить методику и рассчитать потребность во взрывчатых материалах на годовой объем взрывных работ.

Исходные данные: горно-технологические свойства горных пород согласно заданию и другие исходные данные, приведенные в Прил. 1; условия производства и требования к качеству взрывных работ согласно лабораторной работе № 1.

Задачи работы:

1. Изучить методику расчёта потребности во взрывчатых веществах и средствах инициирования на заданный объем взрывных работ.

2. Рассчитать потребность во взрывчатых веществах на годовой объем взрывных работ.

3. Выбрать средства инициирования и рассчитать потребность в них на годовой объем взрывных работ.

Порядок выполнения работы

Для достижения цели занятия выполнить следующие этапы.

1. Для подготовки к выполнению работы необходимо **изучить соответствующий материал лекций и литературу**: [5, с.126 – 140], [6, с. 53 – 62], [7, с. 312 – 366], [11, с. 62 – 106], [15, с. 53 – 230].

2. Повторить содержание исходных данных к работе (Прил. 1) и результатов расчетов предыдущих занятий.

3. Прочитать и изучить нижеизложенный материал.

4. Рассчитать потребность во взрывчатых веществах.

Общий расход ВВ на первичное взрывание (в кг):

- в расчете на один взрывной блок $Q_{бл} = q_{ср.бл} V_{бл}$, (3.1′)
- на годовой объем работ $Q_{год} = q_{ср.бл} V_{год}$. (3.1″)

Количество ВВ для дробления негабаритов (в кг) в расчете на один взрывной блок ($Q_{нг.бл}$) и на годовой объем взрывных работ ($Q_{нг.год}$) в зависимости от принятого способа дробления, а также количество ВВ для ликвидации порогов ($Q_{пор.бл}$ и $Q_{пор.год}$) принимается согласно п. п. 17.2.3. (формулы (2.88′), (2.88″), (2.90′), (2.90″), (2.97), (2.98), (2.99), (2.100)) лабораторной работы № 2.

Тогда общий объем взрывчатых веществ, необходимых на годовой объем взрывных работ, составит:

$$Q_{год.\,общ} = Q_{год} + Q_{нг.год} + Q_{пор.год}. \qquad (3.2)$$

Среднее количество кумулятивных зарядов, необходимое на годовой объем взрывных работ, составит, согласно пункту 17.2.3 (формула (2.91″) лабораторной работы № 2) – $N_{к..год}$ шт.

5. Рассчитать потребность в средствах инициирования.

В соответствии с применяемой на карьерах технологией взрывания для подготовки блока требуются следующие средства инициирования (СИ) зарядов: детонирующий шнур или волноводы, электродетонаторы и пиротехнические реле времени, промежуточные детонаторы (патроны-боевики, прессованные шашки из тротила или смеси тротила с гексогеном табл. П. 4.3).

Количество детонирующего шнура, необходимое для коммутации и инициирования зарядов *в скважинах*, зависит от принятой схемы взрывания, размеров взрывного блока, параметров сетки скважин, их глубины и количества.

Общее количество ДШ ($L_{дш}$, м) на взрывной блок может быть определено из соотношения:

$$L_{дш} = k_{зап}(L_{маг} + L_{сек} + L_{скв}), \qquad (3.3)$$

где $L_{маг}$ – длина магистрального шнура, м;

$L_{сек}$ – суммарная длина секционных шнуров, м;

$L_{скв}$ – суммарная длина ДШ в скважинах, м;

$k_{зап}$ – коэффициент запаса, $k_{зап} = 1{,}1 \div 1{,}2$.

Как правило, для коммутации и инициирования скважинных зарядов применяют детонирующие шнуры ДШЭ-12, а для коммутации и инициирования шпуровых зарядов - ДШЭ-6 или ДШЭ-6ВДТ.

В соответствии с требованиями Единых правил безопасности при взрывных работах нитка детонирующего шнура при взрывании скважин глубиной более 15 м должна дублироваться. Кроме того, в этом случае рекомендуется применять комбинированное инициирование зарядов в скважине (одновременно прямое и обратное). При этом нижний промежуточный детонатор размещается, как правило, на 1,5 – 2,5 м выше уровня подошвы уступа, а верхний на расстоянии от дна скважины, равном примерно 80 % от длины заряда. Если применяется взрывание рассредоточенными зарядами, то каждая часть заряда инициируется отдельным промежуточным детонатором.

При взрывании скважин менее 15 м положение промежуточного детонатора в скважине определяется принятой схемой инициирования заряда, а вопрос о дублировании скважинного детонирующего шнура решается исходя из требований обеспечения безопасности и конкретного опыта взрывных работ на карьере.

После заряжания скважинный детонирующий шнур должен выходить из скважины на длину не менее 1,0 – 1,5 м, чтобы обеспечить возможность соединения его с секционным или магистральным шнуром.

Исходя из вышеизложенного, определяется длина шнура на каждую скважину, а затем полная длина скважинного шнура ($L_{скв}$) на весь блок. Необходимо иметь в виду, что длина ДШ в серийно выпускаемых бухтах равна 50 м. Оставшиеся от бухты отрезки длиной менее, требуемой для одной скважины, после проведения взрывных работ уничтожаются, но учитываются при

определении требуемого расхода как скважинного, так и секционного и магистрального детонирующих шнуров.

Магистральные и секционные шнуры с целью обеспечения минимальной вероятности отказа дублируются путем использования двойных ниток шнура или закольцовывания магистральных нитей. Длина секционного ($L_{сек}$, м) и магистрального ($L_{маг}$, м) детонирующего шнура определяется по принятой схеме коммутации, вычерченной в масштабе, или по фрагменту этой схемы, содержащему хотя бы одну полную секцию одновременно взрываемых зарядов, путем непосредственного измерения с учетом масштаба схемы, или по следующим формулам.

Для магистрального шнура:

$$L_{маг} = c_1 n_{м.л} L_{бл} + c_2 A_{бл} \text{ м}, \tag{3.4}$$

где c_1, c_2 – коэффициенты, равные соответственно 2 и 0, при дублировании двойной нитью детонирующего шнура, и 1 и 1 при дублировании закольцовыванием магистральных нитей;

$n_{м.л}$ – количество магистральных линий (при порядной схеме $n_{м.л} = n$, где n – количество рядов скважин; при диагональных схемах $n_{м.л} = 1$, если дублирование осуществляется двойной нитью детонирующего шнура и $n_{м.л} = 2$ если дублирование осуществляется закольцовыванием магистральных линий);

$L_{бл}$ – длина взрывного блока, м;

$A_{бл}$ – ширина взрывного блока, м.

Длина секционного детонирующего шнура на взрывной блок при диагональной схеме коммутации определится по формуле:

$$L_{сек} = 2(n-1)\sqrt{(K_a a)^2 + b^2}\,\frac{L_{бл}}{a}. \tag{3.5}$$

При трапециевидной схеме коммутации и четном количестве рядов:

$$L_{сек} = 2(1 + \sqrt{2(n-2)})L_{бл}. \tag{3.6}$$

При клиновой или волновой схеме коммутации и нечетном количестве рядов

$$L_{сек} = 2\sqrt{2}(n-1)L_{бл}. \tag{3.7}$$

Годовая потребность в ДШ на годовой объём работ по первичному взрыванию горной массы рассчитывается по формуле:

$$L^{г}_{дш.} = \frac{L_{дш.}}{V_{бл}} V_{год}. \tag{3.8}$$

Для выбора конкретной марки детонирующего шнура предлагается использовать табл. П. 4.1.

Количество детонирующего шнура, необходимое для коммутации и инициирования зарядов *при дроблении негабаритов*, зависит от способа взрывания и от схемы складирования негабаритов.

Обычно негабариты складируются в зависимости от их количества в два – четыре ряда при расстоянии между ними не менее одного метра. Тогда длина площадки складирования негабаритов ($L_{\text{пл.нг}}$, м):

$$L_{\text{пл.нг}} = N_{\text{нг.бл}}(c + 1)/n_{\text{р.нг}}, \tag{3.9}$$

где $n_{\text{р.нг}}$ – количество разложенных рядов негабаритных кусков;

$N_{\text{нг.бл}}$ – количество негабаритов в блоке;

c – толщина среднего негабаритного куска.

Длина детонирующего шнура (в м) для взрывания негабаритов с одного блока:

– накладными зарядами:

$$L^{\text{н}}_{\text{дш.нг}} = N_{\text{нг.бл}}(2c + 1); \tag{3.10}$$

– шпуровыми зарядами:

$$L^{\text{н}}_{\text{дш.нг}} = N_{\text{нг.бл}}(2c + 1) + N_{\text{нг.бл}} h_{\text{ш}}. \tag{3.11}$$

Длина детонирующего шнура для взрывания негабаритов в расчете на годовой объем работ:

$$L^{\text{г}}_{\text{дш.нг}} = \frac{L_{\text{дш.нг}}}{V_{\text{бл}}} V_{\text{год}}. \tag{3.12}$$

Количество детонирующего шнура, необходимое для коммутации и инициирования зарядов *при ликвидации «порогов»*:

Длина детонирующего шнура для ликвидации «порогов» с одного взрывного блока ($L_{\text{дш.пор}}$, м) определится:

$$L_{\text{дш.пор}} = N^{\text{бл}}_{\text{ш.пор}} a_{\text{шп}} + N^{\text{бл}}_{\text{ш.пор}} l_{\text{пор}}, \tag{3.13}$$

где $a_{\text{шп}}$ – расстояние между шпурами, м;

$l_{\text{пор}}$ – глубина шпура, м (лабораторная работа № 2, п. 16.2.3, формула (2.96)).

Длина детонирующего шнура для ликвидации «порогов» в расчете на годовой объем взрывных работ ($L^{\text{г}}_{\text{дш.пор}}$, м) определится:

$$L^{\text{г}}_{\text{дш.пор}} = \frac{L_{\text{дш.пор}}}{V_{\text{бл}}} V_{\text{год}}. \tag{3.14}$$

При расчете количества детонаторов исходить из нижеследующего.

Монтаж взрывных сетей при открытой разработке для обеспечения коротко-замедленного взрывания производится с применением пиротехнические реле времени, как правило, двустороннего действия – РП-8.

Инициирование всей сети ДШ взрывного блока производят в соответствии с Едиными правилами безопасности при взрывных работах электрическим спо-

собом не менее чем двумя электродетонаторами (ЭД) мгновенного действия типа ЭД-8-Э или ЭД-8-Ж.

Количество пиротехнических реле времени ($N_{кз}$) зависит от принятой схемы коммутации зарядов и в расчете на взрывной блок составляет:

– при порядной схеме коммутации количество пиротехнических реле времени

$$N_{кз} = n - 1; \tag{3.15}$$

– при порядно-секционной схеме взрывания, ограничивающей вес одновременно взрываемого ВВ в ряду по условиям снижения сейсмического действия взрыва

$$N_{кз} = n\, n_c - 1, \tag{3.16}$$

где n_c – количество секций одновременно взрываемых скважин в ряду;

– при диагональных, клиновых, волновых и трапециевидных схемах взрывания количество пиротехнических реле зависит от длины взрываемого блока и определяется по формуле:

$$N_{кз} = \frac{L_{бл}}{a}. \tag{3.17}$$

В тех случаях, когда взрываемые диагонали закольцовываются, дублирующий магистральный ДШ проводится по блоку в одну нитку; при этом количество реле времени удваивается, т. е.

$$N_{кз} = 2\frac{L_{бл}}{a}. \tag{3.18}$$

Количество детонаторов короткозамедленного действия при использовании систем НОНЕЛЬ или ЭДИЛИН соответствует количеству разъединителей на поверхности блока и количеству донных детонаторов, т. е. удвоенному количеству скважин

$$N_{кз} = 2N_{скв}. \tag{3.19}$$

Годовая потребность в электродетонаторах мгновенного действия ($N_{д.год}$) для первичного рыхления взрывом горной массы определится:

$$N_{д.год} = 2V_{год}/V_{бл}. \tag{3.20}$$

Годовая потребность в пиротехнических реле времени ($N_{кз.год}$) для первичного рыхления взрывом горной массы:

$$N_{кз.год} = N_{кз}V_{год}/V_{бл}. \tag{3.21}$$

При разделке негабаритов и ликвидации «порогов» допускается применение огневого и электрического взрывания. Для огневого и электроогневого инициирования ДШ наиболее часто используются порядные схемы взрывания накладных или шпуровых зарядов. Огневое инициирование ДШ производится с помощью капсуля-детонатора КД-С8 (ГОСТ 6254-85) в комплексе с детонирующим шнуром ДШЭ-6, или капсуля-детонатора ДУ-6 (ТУ 7287-045-07513406-97) в комплексе с детонирующим шнуром ДШЭ-6ВДТ.

При инициировании шпуровых зарядов ВВ детонирующим шнуром количество детонаторов как для разделки негабаритов, так и для ликвидации «порогов» определяется, исходя из количества рядов взрываемых негабаритов или шпуров по аналогии с расчетами для скважинного порядного взрывания.

При использовании накладных зарядов схема коммутации взрывной сети должна в соответствии с правилами безопасности обеспечивать вес одновременно взрываемого ВВ не более 20 кг.

При электрическом способе инициирования каждый заряд (шпуровой или накладной) подрывается отдельным электродетонатором короткозамедленного действия (табл. П. 4.2); количество их в расчете на один взрывной блок ($N^{бл}_{эд.нг}$ и $N^{бл}_{эд.пор}$) равно количеству негабаритных кусков и количеству шпуров в блоке ($N_{нг.бл}$ и $N^{бл}_{ш.пор}$) . В расчете на годовой объем работ:

– по дроблению негабаритов $$N^{год}_{эд.нг} = N^{бл}_{эд.нг} V_{год}/V_{бл}, \qquad (3.22)$$

– по ликвидации «порогов» $$N^{год}_{эд.пор} = N^{бл}_{эд.пор} V_{год}/V_{бл}. \qquad (3.23)$$

В среднем, согласно практике, расход электродетонаторов на 1000 м^3 дробимого негабарита составляет 580 – 800 шт.

Максимальное количество детонаторов, взрываемых от одной машинки, зависит от общего сопротивления взрывной сети, и допустимое количество электродетонаторов, соединяемых в цепь последовательно, ($[N_{эд}]$) не должно превышать:

$$[N_{эд}] \le (R_o - l_м\, r_м)/r_{эд},$$

где $l_м$, $r_м$ – соответственно длина (м) и удельное сопротивление магистральных и соединительных (участковых и концевых) токоведущих проводов (Ом/м). Наиболее распространенные концевые провода для электровзрывания – ПВ-0,5 имеют сопротивление r = 0,09 Ом/м. Магистральные и участковые провода ВП-0,8 и ВП-0,7·2 имеют меньшее сопротивление, однако при расчетах этим можно пренебречь, принимая то же удельное сопротивление (т. е. $r_м$ = 0,09 Ом/м);

$r_{эд}$ – сопротивление электродетонатора, Ом (табл. П. 4.2);

R_o – максимально допустимое сопротивление взрывной сети, Ом (табл. 3.1).

Для разделки негабаритов на одном взрывном блоки потребуется $N^{бл}_{эд.нг}/[N_{эд}]$ взрывов.

Величина общего сопротивления сети рассчитывается по общепринятым формулам в зависимости от принятого соединения ЭД. При наиболее эффективной и надежной последовательной схеме соединения общее сопротивление взрывной сети ($R_{общ}$, Ом) определяется так:

$$R_{общ} = N_{эд}\, r_{эд} + L_м r_м.$$

Во всех случаях необходимо проверять силу тока в отдельных ветвях смонтированной сети на гарантийную величину, при которой срабатывает электродетонатор.

Сила тока ($I_м$, А) в магистрали и отдельных участках при последовательном соединении:

$$I_м = U/R_{общ}$$

где U – напряжение источника тока, В.

Должно выполняться условие:

$$I_м > I_{гар},$$

где $I_{гар}$ – величина гарантийного тока, А.

При одновременном взрывании до 200 ЭД величина постоянного гарантийного тока принимается равной 1,3А; гарантийная величина переменного тока – 2,5 А.

Таблица 3.1

Техническая характеристика взрывных приборов для открытых работ

Наименование машинки	Напряжение на конденсаторе, В	Максимальное сопротивление взрывной сети при последовательном соединении ЭД, Ом	Число одновременно взрываемых детонаторов, шт.
Конденсаторная взрывная машинка КПМ-3.....	1600	600	200
Конденсаторная взрывная машинка ЗМК-500.....	3000	2100	800

Количество промежуточных детонаторов на взрывной блок ($N_{пд}$) при одностороннем инициировании соответствует числу взрываемых скважин ($N_{скв}$) в блоке. При двустороннем инициировании (комбинированном – прямом и обратном) или при взрывании рассредоточенных зарядов количество промежуточных детонаторов удваивается.

Комбинированное инициирование применяется при взрывании скважин глубиной более 15 м. При взрывании скважин глубиной менее 15 м расположение промежуточного заряда определяется принятой схемой инициирования.

Характеристика отечественных промежуточных детонаторов, используемых на Российских карьерах, приведена в табл. П. 4.3.

Как правило, в нижнюю часть скважины помещают промежуточные детонаторы из одной шашки весом 800 – 1000 г или из двух шашек по 400 – 600 г; в верхнюю часть закладывается по одной шашке весом 400 – 700 г.

Тротиловые Т-400Г и тротил-гексогеновые ГТП-500КГ, ТГ-500, а также тротиловые повышенной прочности шашки Т-900Г наиболее целесообразно применять в сухих или малообводненных скважинах в неагрессивных средах (т. е. в массивах, где нет сульфидсодержащих пород и руд). Шашки-детонаторы ДПУ из поротола и ББТ из баллистического ракетного твердого топлива (БРТТ)

применимы для инициирования низкочувствительных горячельющихся эмульсионных ВВ и в неэлектрических системах типа «Эделин», «Нонель»

Количество потребных для взрывания шашек Т-400Г или Т-900Г рассчитывается по формуле:

$$N_{\text{пд}} = sN_{\text{скв}}, \tag{3.24}$$

где s – количество шашек в скважине.

Потребное количество шашек в расчете на годовой объем работ:

$$N_{\text{пд.год}} = N_{\text{пд}} V_{\text{год}}/V_{\text{бл}}. \tag{3.25}$$

Результаты расчета необходимо свести в итоговую таблицу. По результатам расчетов лабораторной работы дополнить графическое изображение паспорта взрывных работ и конструкции заряда (лабораторная работа № 2) конкретными средствами инициирования.

Контрольные вопросы

1. Как определить потребность в ВВ на годовой объем взрывных работ?
2. Какие промежуточные детонаторы могут применяться для инициирования основного заряда скважины?
3. Какие схемы короткозамедленного взрывания обеспечивают минимальный расход ДШ?
4. Какие схемы короткозамедленного взрывания требуют максимального расхода ДШ?
5. Как дублируются магистральные и секционные детонирующие шнуры с целью обеспечения минимальной вероятности отказа?
6. Какие пиротехнические реле используются при инициировании детонирующего шнура?
7. От каких факторов зависит потребное количество пиротехнические реле на взрывной блок?
8. От каких факторов зависит потребное количество детонирующего шнура на взрывной блок?

Лабораторная работа 4

Расчёт безопасных расстояний при ведении взрывных работ

(2 часа аудиторных и 4 часа самостоятельных занятий)

Цель работы: Рассчитать безопасные расстояния при ведении взрывных работ.

Задачи работы:

1. Освоить ниже изложенную методику расчёта безопасных расстояний при ведении взрывных работ.
2. Рассчитать безопасные расстояния по разлету кусков взорванной горной массы.
3. Рассчитать безопасные расстояния по действию ударных, воздушных волн;.
4. Рассчитать безопасные расстояния по сейсмическому действию.
5. Рассчитать безопасные расстояния по действию ядовитых газов.

Общие положения:

Для обеспечения безопасности ведения взрывной подготовки горной массы к выемке необходимо рассчитывать и обеспечивать безопасные расстояния от места ведения взрывных работ – радиусы опасных зон.

Различают опасные зоны (ОЗ) для людей и опасные зоны для оборудования и сооружений.

Радиусы опасных зон для людей рассчитываются с учетом следующих воздействий от взрыва:

- по разлету кусков взорванной горной массы;
- по действию ударных, воздушных волн;
- по действию ядовитых газов при одновременном взрывании зарядов выброса общей массой более 200 т.

Безопасные расстояния для людей обеспечиваются путем удаления их из опасных зон.

Радиусы опасных зон для оборудования и сооружений рассчитываются с учетом следующих воздействий от взрыва:

- по разлету кусков взорванной горной массы;
- по действию ударных воздушных волн;
- по сейсмическому действию.

Безопасные расстояния для оборудования и сооружений обеспечиваются, как правило, путем ограничения массы одновременно взрываемого ВВ и путем применения соответствующих конструкций зарядов и схем взрывания.

При этом, если карьер проектируется в неосвоенном районе, то расположение оборудования и сооружений предусматривается с учетом расчетных

размеров опасных зон. Если карьер проектируется или эксплуатируется в районе уже существующей инфраструктуры (уже существующих промышленных или жилых строений и других сооружений, например Шарташский карьер), то устанавливаются требуемые границы опасных зон, расчетно-экспериментальным методом определяются конструкции зарядов и схемы взрывания, обеспечивающие требуемые размеры опасных зон. При невозможности обеспечить параметры буровзрывных работ, гарантирующие соблюдение требуемых размеров опасных зон, могут быть применены специальные устройства – перемещаемые укрытия-локализаторы, ликвидирующие разлет кусков и гасящие ударную воздушную волну. А также, при соответствующем обосновании, могут быть снесены или перемещены из опасных зон находящиеся там оборудование и сооружения.

Радиусы опасных зон необходимо принимать наибольшие из рассчитанных по выше приведенным поражающим факторам и с учетом других ограничений, если таковые имеются.

Расчет безопасных расстояний осуществляется в строгом соответствии с Едиными правилами безопасности (ЕПБ) при взрывных работах. В соответствии с п. 5 главы VII этих правил безопасные расстояния для людей при взрывных работах в карьерах следует принимать не менее величин, указанных в табл. 4.1.

Размеры опасной зоны определяются характером распределения энергии взрыва в окружающей среде и критериями опасности воздействия взрыва на рассматриваемый объект.

Характер распределения энергии взрыва определяется, прежде всего, величиной его первоначального импульса, то есть удельной мощностью и величиной заряда (Q), а также свойствами среды распространения энергии взрыва и условиями взрывания.

Таблица 4.1

Минимально допустимые безопасные для людей расстояния от места взрыва при взрывной подготовке горной массы к выемке в карьерах

Методы взрывных работ	Минимально допустимые радиусы опасных зон, м
Метод наружных зарядов, в том числе кумулятивных.....	300 по проекту
Метод шпуровых зарядов.....	200*
Метод котловых шпуров.....	200*
Метод малокамерных зарядов (рукавов).....	200*
Метод скважинных зарядов.....	Не менее 200**
Метод котловых скважин.....	Не менее 300
Метод камерных зарядов.....	Не менее 300

* При взрывании на косогорах в направлении вниз по склону величина радиуса опасной зоны должна приниматься не менее 300 м.

** Радиус опасной зоны указан для взрывания зарядов с забойкой.

Критерием опасности воздействие взрыва на человека является возможная утрата жизни, здоровья и работоспособности.

Критерий опасности воздействия взрыва на механизмы, оборудование и сооружения зависит от значимости объекта и определяется возможностью утраты или снижения его работоспособности, прочности и надежности.

Порядок выполнения работы

Исходные данные:

- параметры БВР при первичном и вторичном дроблении;
- количество скважин во взрываемом блоке;
- принятая схема коммутации взрывной сети.

Расчеты выполнять из предположения, что карьер работает в неосвоенном районе.

Для достижения цели занятия выполнить следующие этапы:

1. Для подготовки к выполнению работы изучить соответствующий материал лекций и литературу: [1, с. 359 – 362], [4, с. 31 – 52], [6, с. 94 - 110], [7, с. 368 – 418], [9, с. 241 – 245], [13, глава VII].

2. Прочитать и изучить нижеизложенный материал.

3. Определить безопасные расстояния по разлету кусков породы.

3.1. Размеры безопасных расстояний для людей при взрывании скважинных зарядов рыхления.

При ведении взрывных работ на ровной местности радиус разлета кусков определится:

$$r_{\text{р}} = 1250\eta_{\text{з}}\sqrt[3]{\frac{fd}{(1+\eta_{\text{заб}})a}}, \qquad (4.1)$$

где представлены: характеристика зарядов - коэффициентом заполнения скважины взрывчатым веществом ($\eta_{\text{з}}$), диаметром взрываемой скважины (d, м; свойства среды - коэффициентом крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова (f); условия взрывания - коэффициентом заполнения скважины забойкой ($\eta_{\text{заб}}$), расстоянием между скважинами в ряду (a, м).

Иногда для оценки прочностных свойств используют не коэффициент крепости f, а номер группы F, к которой относятся породы по классификации СНиП. Связь между этими характеристиками определяется следующим соотношением:

$$f = \left(\frac{F}{2{,}5}\right)^2.$$

Коэффициент заполнения скважин взрывчатым веществом $\eta_{\text{з}}$ равен отношению длины заряда в скважине $l_{\text{з}}$ (м) к глубине пробуренной скважины L (м).

$$\eta_{\text{з}} = l_{\text{з}}/L.$$

Коэффициент заполнения скважины забойкой $\eta_{заб}$ равен отношению длины забойки $l_{заб}$ (м) к длине свободной от заряда верхней части скважины $l_н$ (м).

$$\eta_{заб} = l_{заб}/l_н.$$

При полном заполнении забойкой свободной от заряда верхней части скважины $\eta_{заб} = 1$, при взрывании без забойки – $\eta_{заб} = 0$.

При взрывании серии скважинных зарядов одинакового диаметра с переменными параметрами a, $\eta_з$, $\eta_{заб}$ расчет радиуса разлета кусков по формуле (4.1) должен проводиться по наименьшим значениям параметров a, $\eta_{заб}$ и наибольшему параметру $\eta_з$ из всех имеющихся в данной серии зарядов.

Если взрываемый участок массива представлен породами с различной крепостью, при расчете $r_р$ следует принимать максимальное значение коэффициента крепости грунта f. При взрывании парносближенных (кустов, пучков) скважинных зарядов диаметром d в расчетах учитывается их эквивалентный диаметр

$$d_э = d\sqrt{N_c},$$

где $N_с$ – число парно сближенных скважин в кусте.

При определении опасных расстояний необходимо учитывать возможные в процессе производства взрывных работ отклонения отдельных параметров a, $\eta_{заб}$, $\eta_з$ скважинных зарядов от принятых проектных значений. Поэтому расчет $r_р$ по формуле (4.1) следует проводить с определенным запасом, принимая, исходя из этого, минимально возможные при производстве взрывных работ значения параметров a, $\eta_{заб}$ и максимально возможное значение параметра $\eta_з$.

При производстве горных работ на косогорах, а также при превышении отметки поверхности взрываемого блока над отметкой одного из участков границы опасной зоны более чем на 30 м размеры опасной зоны $r_р$ в направлении вниз по склону должны определяться по формуле:

$$R_р = r_р K_р, \qquad (4.2)$$

где $R_р$ – опасное расстояние по разлету отдельных кусков породы в сторону уклона косогора или в сторону участка границы, расположенного на 30 м ниже поверхности взрываемого блока, м;

$K_р$ – коэффициент, учитывающий превышение поверхности взрываемого блока над пониженным участком границы опасной зоны.

Если известен угол (β, град.) между горизонтом и направлением от места взрыва до пониженного участка границы опасной зоны, определенной по ф. 4.1. (обычно это угол откоса борта карьера), то значение $K_р$ определится так

$$K_р = 1 + \operatorname{tg}\beta, \qquad (4.3)$$

В тех случаях, когда вместо угла β известно превышение (H, м) места взрыва над границей опасной зоны , значение $K_р$ определится так:

$$K_{\text{р}} = 0{,}5\left(1+\sqrt{1+\frac{4H}{r_{\text{р}}}}\right). \qquad (4.4)$$

Если в каком-либо направлении граница опасной зоны, рассчитанная по формуле (4.1) или (4.2), проходит по уклону (склону), необходимо учесть возможное скатывание отдельных кусков породы и увеличить в этом направлении безопасное расстояние.

Также необходимо учитывать влияние силы ветра на возможное увеличение дальности разлета кусков породы с помощью коэффициента, рассчитанного по формуле Б. Н. Кутузова:

$$K_{\text{в}} = 1+\frac{V_{\text{в}}}{V_{\text{р}}}, \qquad (4.5)$$

где $V_{\text{в}}$ – средняя скорость ветра или его порывов в момент взрыва, м/с. Определяется по данным метеослужбы;

$V_{\text{р}}$ – средняя скорость разлета кусков, м/с. Определяется по формуле:

$$V_{\text{р}} = 3\sqrt{r_{\text{р}}}\,.$$

Таким образом, расчетное значение опасного расстояния для людей по разлету кусков взорванной горной массы ($R_{\text{р}}$, м) определяется:

$$R_{\text{р}} = r_{\text{р}} K_{\text{р}} K_{\text{в}}. \qquad (4.6)$$

Полученный результат округляется в большую сторону до значения, кратного 50 м. Окончательно принимаемое при этом безопасное расстояние не должно быть меньше минимальных расстояний, указанных в табл. 4.1.

3.2. Размеры безопасных расстояний при взрывании сосредоточенных зарядов рыхления (котловых, камерных).

Радиусы зон, опасных по разлету отдельных кусков породы, при взрывах сосредоточенных зарядов рыхления ($n < 1$) определяют следующим образом. Из всех зарядов данной серии выбирается заряд с наибольшей линии наименьшего сопротивления – $W_{\max}$. Для этого заряда рассчитывают длину той условной линии наименьшего сопротивления ($W_{\text{нв}}$), при которой он явился бы зарядом нормального выброса ($n = 1$).

$$W_{\text{нв}} = 5W_{\max}/7.$$

Полученное значение $W_{\text{нв}}$ является отправным для определения безопасных расстояний по разлету отдельных кусков для людей. Искомые значения радиусов $r_{\text{р}}$ находятся в табл. 4.2, по значению $W = W_{\text{нв}}$ и $n = 1$.

Найденное значение $r_{\text{р}}$ корректируется в соответствии с п. 3.1 и с учетом рельефа местности и скорости ветра, предполагаемой в период взрыва, и другими требованиями этого пункта.

3.3. Размеры безопасных расстояний при взрывании накладных и шпуровых зарядов определяются по табл. 4.2.

4. Безопасные расстояния по разлету кусков породы для механизмов, зданий и сооружений согласно Едиными правилами безопасности при взрывных работах определяются в проекте на взрыв с учетом конкретных условий.

5. Определение безопасных расстояний (радиусов опасны зон) по действию ударной воздушной волны (УВВ).

5.1. Размер зоны, опасной для людей.

Безопасное для человека расстояние от места взрыва по действию ударной воздушной волны (r_{min}, м) определяется при взрывании наружного заряда. Это расстояние, если по условиям работ необходимо максимальное приближение к месту взрыва персонала, производящего взрывание, рассчитывается по формуле:

$$r_{min} = 15\sqrt[3]{Q}, \qquad (4.7)$$

где Q – масса взрывчатых веществ взрываемого наружного заряда, кг.

В остальных случаях полученное по формуле (4.7) расстояние следует увеличивать в 2 – 3 раза. При наличии блиндажей расстояние, рассчитанное по этой формуле, может быть сокращено не более чем в 1,5 раза.

Под массой взрывчатых веществ, взрываемого наружного заряда понимается сумма массы ВВ одновременно взрываемых наружных (накладных) зарядов и ВВ детонирующих шнуров, расположенных на поверхности взрываемого блока (магистральных и секционных).

Взрыв заряда в воде на глубине, меньшей 1,5 высоты заряда, следует рассматривать как взрыв наружного заряда.

Таблица 4.2

Безопасные расстояния по разлету кусков породы при взрывании на выброс и сброс

Линия наименьшего сопротивления W, м	Радиус опасной зоны (м) для людей при значении показателя действия взрыва заряда (n)			
	1,0	1,5	2,0	2,5 - 3,0
1,5	200	300	350	400
2	200	400	500	600
4	300	500	700	800
6	300	600	800	1000
8	400	600	800	1000
10	500	700	900	1000
12	500	700	900	1200
15	600	800	1000	1200
20	700	800	1200	1500
25	800	1000	1500	1800
30	800	1000	1700	2000

5.2. Размер зоны, опасной для механизмов, зданий и сооружений.

Едиными правилами безопасности при взрывных работах при определении расстояний, безопасных по действию ударной воздушной волны на механизмы, оборудование и сооружения, рассматриваются следующие два критерия опасности воздействия взрыва:

– нарушение целостности здания или сооружения в целом;

– нарушение целостности застекления.

При этом в зависимости от значимости объекта различают пять степеней допускаемого нарушения его целостности (табл. 4.3).

Свойства среды распространения УВВ учитываются наличием преград на пути УВВ, ограниченностью пространства распространения УВВ (ущелье, улица) и температурой окружающего воздуха.

Условия взрывания учитываются степенью заглубления заряда, схемой коммутации взрывной сети, интервалами замедления.

Размеры опасной зоны по критерию целостности здания или сооружения в целом рассчитываются по формулам:

$$r_B = K_B \sqrt[3]{Q}; \tag{4.8}$$

$$r_B = k_B \sqrt{Q}, \tag{4.9}$$

где r_B – безопасное расстояние, м;

Q – масса взрывчатых веществ одновременно взрываемых зарядов, кг;

K_B, k_B – коэффициенты пропорциональности, значения которых зависят от условий расположения и массы заряда, а также от степени допускаемых повреждений зданий или сооружений (табл. 4.3).

Формулы (4.8) и (4.9) следует применять для определения относительно безопасных расстояний до зданий (сооружений) от мест изготовления взрывчатых веществ, хранения взрывчатых материалов на складах (хранилища, площадки и т. п.), от мест погрузки, разгрузки и переработки взрывчатых материалов, а также отстоя транспортных средств с ними, от мест взрывов наружных зарядов и зарядов выброса.

Взрыв заряда в воде на глубине, меньшей 1,5 высоты заряда, следует рассматривать как взрыв наружного заряда.

Формула (4.8) должна применяться при допустимости первой – третьей степеней повреждений для открытых (наружных) зарядов массой больше 10т и для зарядов, углубленных на свою высоту, массой больше 20 т при допустимости первой – второй степеней повреждений. Формулу (4.9) нужно применять при допустимости первой – третьей степеней повреждений для открытых зарядов массой менее 10 т и первой – второй степеней повреждений – для зарядов, углубленных на свою высоту, с массой менее 20 т, а также для соответствующих зарядов выброса. Кроме того, формула (4.9) применима при допустимости четвертой – пятой степеней повреждений независимо от массы и расположения заряда.

В Единых правилах безопасности при взрывных работах указывается, что при пользовании табл. 4.3 необходимо руководствоваться следующим:

а) при выборе степени повреждения и значений коэффициентов должна учитываться вся совокупность местных условий, причем в сложных случаях в выборе степени безопасности должны участвовать руководитель взрывных работ организации, представители заинтересованных организаций, владеющих охраняемым объектом, и представитель органа Госгортехнадзора;

в) при определении расстояний до линии электропередачи следует исходить из значений радиуса разлета кусков выбрасываемой взрывом породы, поскольку линии электропередачи относятся к категории конструкций, стойких по отношению к действию ударной воздушной волны;

д) коэффициенты в табл. 4.3 указаны неоднозначно. То или иное значение следует выбирать в зависимости от состояния объекта, для которого устанавливаются безопасные расстояния: чем прочнее этот объект, тем меньшее значение коэффициента может быть принято при расчете в пределах значений, указанных в табл. 4.3;

е) свойства взрывчатых веществ при расчете безопасных расстояний не учитываются.

Таблица 4.3

Значения коэффициентов k_B и K_B для расчета расстояний, безопасных по действию УВВ при взрыве

Степень повреждения	Возможные последствия	Наружный заряд			Заряд, углубленный на свою высоту			$n = 3$
		Q, т	k_B	K_B	Q,т	k_B	K_B	k_B
1	Отсутствие повреждений	< 10 > 10	50-150 –	– 400	< 20 > 20	20-50 –	– 200	3-10 –
2	Случайные повреждения застекления	< 10 > 10	10-30 –	– 60-100	< 20 > 20	5-12 –	– 50	– 1-2
3	Полное разрушение застекления. Частичное повреждение рам, дверей, нарушение штукатурки и внутренних легких перегородок	< 10 > 10	5-8 –	– 30-50	– –	– 204	– –	– 0,5-1
4	Разрушение внутренних перегородок, рам дверей, барков, сараев и т. п.	–	2-4	–	–	1-2	–	Разрушение в пределах воронки
5	Разрушение малостойких каменных и деревянных зданий, опрокидывание железнодорожных составов	–	1,5-2	–	–	0,5-1	–	–

Примечание: при выполнении реальных расчётов степень повреждения необходимо принимать с учетом рекомендаций приведенных в [13] п. 5.1.2.

Если защищаемый объект расположен непосредственно за преградой (на опушке густого леса, у подножия холма), стоящей на пути распространения воздушной ударной волны, то безопасное расстояние, определенное по приведенным формулам, может быть уменьшено, но не более чем в 2 раза.

При производстве взрыва в ограниченном пространстве - в узкой долине (ущелье) или между домами улицы, безопасное расстояние должно быть увеличено в 2 раза.

Если за местом взрыва в радиусе $1{,}5\sqrt{Q}$ имеются прочные преграды в виде стен, валов и т. п., в направлении, противоположном этим преградам, безопасное расстояние должно увеличиваться: при расчете по формуле (4.8) – в 1,3, а по формуле (4.9) – в 1,4 раза.

Размеры опасной зоны (в м) по критерию нарушения целостности застекления при взрывании наружных зарядов и скважинных (шпуровых) зарядов рыхления для пород VI – VIII групп по классификации строительных норм (СНиП) определяют по формулам:

$$r_B = 200\sqrt[3]{Q_э} \text{ при } 1000 \text{ кг} \le Q_э < 5000 \text{ кг}, \quad (4.10)$$

$$r_B = 65\sqrt{Q_э} \text{ при } 2 \text{ кг} \le Q_э < 1000 \text{ кг}, \quad (4.11)$$

$$r_B = 63\sqrt[3]{Q_э^2} \text{ при } Q_э \le 2 \text{ кг}, \quad (4.12)$$

где $Q_э$ – эквивалентная масса заряда, кг.

При взрывании пород IX группы и выше по строительным нормам радиус опасной зоны, определенный по формулам (4.10) – (4.12), должен быть увеличен в 1,5 раза, а при взрывании пород V группы и ниже радиус опасной зоны может быть уменьшен в 2 раза.

Эквивалентную массу заряда определяют следующим образом:

а) для наружных зарядов (высотой $h_{зар}$ с засыпкой слоем грунта $h_{заб}$), взрываемых одновременно

$$Q_э = K_H Q, \quad (4.13)$$

где Q – суммарная масса зарядов, кг;

K_H – коэффициент, значение которого зависит от отношения $h_{заб}/h_{зар}$.

Значение коэффициента K_H для расчета эквивалентной массы заряда при взрывании наружных зарядов, засыпанных грунтом

$h_{заб}/h_{зар}$	0	1	2	3	4
K_H	1	0,5	0,3	0,1	0,03

б) для группы в количестве N скважинных (шпуровых) зарядов (длиной менее 12 своих диаметров), взрываемых одновременно:

$$Q_э = P l_{зар} K_з N, \quad (4.14)$$

где P – вместимость взрывчатых веществ 1м скважины (шпура), кг;

$l_{зар}$ – длина заряда, м;

$K_з$ – коэффициент, значение которого зависит от отношения длины забойки $l_{заб}$ к диаметру скважины (шпура) d (при отсутствии забойки – зависит от отношения длины свободной от заряда части скважины $l_{св}$ к d);

Значение коэффициента $K_з$
в зависимости от отношения $l_{заб}/d$ или $l_{св}/d$

$l_{заб}/d$	0	5	10	15	20
$K_з$	1	0,15	0,02	0,003	0,002

$l_{св}/d$	0	5	10	15	20
$K_з$	1	0,3	0,07	0,02	0,004

в) для группы из N скважинных (шпуровых) зарядов (длиной более 12 своих диаметров), взрываемых одновременно:

$$Q_э = 12PdK_зN. \quad (4.15)$$

Во всех случаях, когда заряды инициируются детонирующим шнуром, суммарная масса взрывчатых веществ в сети детонирующего шнура добавляется к значениям $Q_э$ вычисленным по формулам (4.14) – (4.15).

В случае короткозамедленного взрывания под $Q_э$ и N следует понимать соответственно массу эквивалентного заряда и число зарядов одной группы одновременно взрываемых зарядов. При наличии нескольких групп зарядов, взрываемых с замедлениями, к расчету принимается группа с максимальным $Q_э$. Если интервал замедления между группами 50 мс и более, безопасное расстояние определяется по формулам (4.10) – (4.12). При интервале замедления от 30 до 50 мс безопасное расстояние, рассчитанное по формулам (4.10) – (4.12), должно быть увеличено в 1,2, от 20 до 30 мс – в 1,5 и от 10 до 20 мс – в 2 раза.

Суммарная масса зарядов и число групп замедлений не ограничиваются.

Если взрывные работы проводятся при отрицательной температуре воздуха, минимальное безопасное расстояние, определенное по формулам (4.10) – (4.12), должно быть увеличено не менее чем в 1,5 раза.

При взрывах вблизи лечебных, детских учреждений и зданий с большой площадью застекления, значительным скоплением людей и т. п. вопрос определения безопасных расстояний следует решать с привлечением специализированных организаций.

Для уменьшения поражающей способности УВВ могут быть использованы следующие способы:

а) засыпка (забойка) наружного заряда слоем грунта. При слое засыпки, равном не менее пяти высот заряда над всей площадью его основания, безопасное расстояние может быть уменьшено в 4 раза. Материал засыпки не должен содержать тяжелых предметов (камней, гальки и т. п.);

б) удаление створок оконных рам или открывание окон и закрепление их в открытом положении; закрывание оконных проемов прочными щитами и т. п.;

в) защита мешками или ящиками, заполненными песком;

г) применение перемещаемых укрытий-локализаторов, гасящих ударную воздушную волну.

6. Определение размера безопасных расстояний по сейсмическому действию взрыва (сейсмически безопасных расстояний).

При определении расстояний, безопасных по сейсмическому действию взрыва на механизмы, оборудование и сооружения, в ЕПБ за критерий опасности принято считать появление повреждений, нарушающих их нормальное функционирование (когда вероятность появления в отдельных зданиях и сооружениях легких повреждений составляет около 0,1). Значимость подвергаю-

щегося воздействию взрыва объекта учитывается коэффициентом K_c, зависящим от типа здания и характера застройки

Свойства среды распространения сейсмических колебаний (грунта в основании охраняемого здания) учитываются коэффициентом $K_г$, зависящим от свойств грунта в основании охраняемого здания.

Условия взрывания учитываются характером взрыва, средой и местом расположения заряда, взаимным расположением зарядов (когда их несколько) относительно охраняемого объекта, схемой коммутации взрывной сети, в том числе интервалами замедления.

При взрыве наружных зарядов на поверхности земли сейсмическое действие не учитывается.

Расстояния, на которых колебания грунта, вызываемые однократным взрывом сосредоточенного заряда взрывчатых веществ, становятся безопасными для зданий и сооружений, определяются по формуле:

$$r_c = K_г K_c \alpha \sqrt[3]{Q}, \qquad (4.16)$$

где r_c – минимальное безопасное расстояние от места взрыва до охраняемого здания (сооружения), м;

$K_г$ – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания (сооружения);

K_c – коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки;

α – коэффициент, зависящий от условий взрывания;

Q – масса заряда, кг.

Значения коэффициента $K_г$

Скальные породы плотные, ненарушенные	5
Скальные породы, нарушенные, неглубокий слой мягких грунтов на скальном основании	8
Необводненные песчаные и глинистые грунты глубиной более 10 м	12
Почвенные обводненные грунты и грунты с высоким уровнем грунтовых вод	15
Водонасыщенные грунты	20

Примечание. В тех случаях, когда характеристика грунта не в полной мере соответствует приведенной выше или известна ориентировочно, следует для расчета принимать ближайшее большее значение коэффициента $K_г$.

Значения коэффициента K_c

Одиночные здания и сооружения производственного назначения с железобетонным или металлическим каркасом	1,0
Одиночные здания высотой не более двух-трех этажей с кирпичными и подобными стенами	1,5
Небольшие жилые поселки	2,0

Примечание. При взрывании на расстоянии менее 100 м от зданий или сооружений сейсмическое действие взрыва имеет локальный характер, и поэтому определенная с помощью формулы (4.16) предельно допустимая масса заряда

получается заниженной. Допускается при необходимости увеличение этой массы.

Значения коэффициента α

Камуфлетный взрыв и взрыв на рыхление	1,0
Взрыв на выброс	0,8
Взрыв полууглубленного заряда	0,5

Примечание. При размещении заряда в воде или в водонасыщенных грунтах значения коэффициента следует увеличить в 1,5 – 2,0 раза.

При одновременном (без замедления) взрывании группы из N зарядов взрывчатых веществ общей массой Q в тех случаях, когда расстояния от охраняемого объекта до ближайшего заряда и до наиболее удаленного заряда различаются не более чем на 20 %, минимальное безопасное расстояние (м):

$$r_{\text{с}} = N^{1/6} K_{\text{г}} K_{\text{с}} \alpha \sqrt[3]{Q}. \tag{4.17}$$

При большем различии в расстояниях охраняемый объект будет находиться вне сейсмически опасной зоны, если будет соблюдаться условие:

$$\left(K_{\text{г}} K_{\text{с}} \alpha\right)^3 \sum_{i=1}^{N} \frac{q_i}{r_i^3} \le 1, \tag{4.18}$$

где N – число зарядов взрывчатых веществ;

q_i – масса отдельного заряда взрывчатых веществ, кг;

r_i – расстояние от отдельного заряда взрывчатых веществ до охраняемого объекта, м.

При неодновременном взрывании N зарядов взрывчатых веществ общей массой Q со временем замедления между взрывами каждого заряда не менее 20 мс безопасное расстояние (м):

$$r_{\text{с}} = \frac{K_{\text{г}} K_{\text{с}} \alpha}{N^{1/4}} Q^{1/3}. \tag{4.19}$$

При определении N и Q можно не учитывать заряды, масса которых в 3 и более раза и меньше массы максимального заряда взрываемой группы.

В тех случаях, когда в группе неодновременно взрываемых зарядов расстояния от охраняемого объекта до ближайшего и до наиболее удаленного зарядов различаются более чем на 20 %, охраняемый объект будет находиться вне сейсмически опасной зоны при соблюдении условия:

$$\left(\frac{K_{\text{г}} K_{\text{с}} \alpha}{N^{1/4}}\right)^3 \sum_{i=1}^{N} \frac{q_i}{r_i^3} \le 1. \tag{4.20}$$

При определении N не учитываются заряды, для которых величина q_i / r_i в 3 и более раза меньше максимальной для остальных зарядов из всей взрываемой группы.

При взрывании взрывного блока, состоящего из групп зарядов с замедлениями между взрывами зарядов в отдельной группе менее 20 мс, каждую такую группу следует рассматривать как отдельный заряд с общей массой, равной

сумме зарядов в группе, а безопасное расстояние от взрывного блока (r_c) определять по формулам (4.19), (4.20), где число зарядов N равно числу групп.

Для поврежденных зданий (трещин в стенах и т. п.) безопасные расстояния, определенные по формулам (4.16) – (4.20), должны быть увеличены. Это увеличение устанавливается по заключениям специализированных организаций. При отсутствии таких заключений безопасные расстояния должны быть увеличены не менее чем в 2 раза.

Приведенная методика рассматривает не все факторы, определяющие радиус опасной по сейсмическому действию зоны. В частности, не учитываются направленность сейсмического действия группы зарядов большой протяженности, наличие повреждений зданий при повторяющихся взрывах, особенности сейсмического действия мощных (1000 т взрывчатых веществ и более) взрывов. При необходимости учета дополнительных факторов следует привлекать специализированные организации.

Специализированные организации необходимо привлекать и при определении безопасных расстояний для зданий и сооружений уникального характера (здания атомных электростанций, башни, высотные здания, монументальные общественные здания и т. п.) и для ответственных и сложных инженерных сооружений (мосты, реакторы различного назначения, гидротехнические сооружения, радиомачты и т. п.).

Сейсмическое действие взрыва тем меньше, чем больше его энергии используется в зоне дробления. Поэтому важнейшим условием обеспечения сейсмической безопасности является наиболее полное использование энергии взрыва на дробление горных пород.

Основным методом снижения сейсмического действия взрыва является применение замедленного и короткозамедленного взрывания.

Для уменьшения сейсмического действия взрыва используют также создание экранов из разрушенных пород. Для предохранения сооружений при взрывании зарядов на небольших расстояниях (до 100 радиусов заряда) создают защитные щели, оконтуривающие взрываемый массив на глубину, превышающую глубину фундамента здания в 1,2 – 1,5 раза.

На общее сейсмическое действие зарядов ВВ влияет также ориентировка взрываемых блоков относительно охраняемых объектов. Так, при расположении объекта на фланге взрываемого блока заряд может быть увеличен в два раза, если направление детонации в сторону объекта, и в 5 – 6 раз, если направление детонации от объекта. Если объект расположен со стороны фронта блока, а детонация направлена вдоль блока, то заряд может быть увеличен в два раза.

7. Определение размера опасной зоны по действию ядовитых газов.

При одновременном взрывании зарядов выброса общей массой более 200 т должна быть учтена газоопасность взрыва и установлено безопасное расстояние $r_г$, за пределами которого содержание ядовитых газов (в пересчете на условную окись углерода) не должно превышать предельно допустимых концентраций.

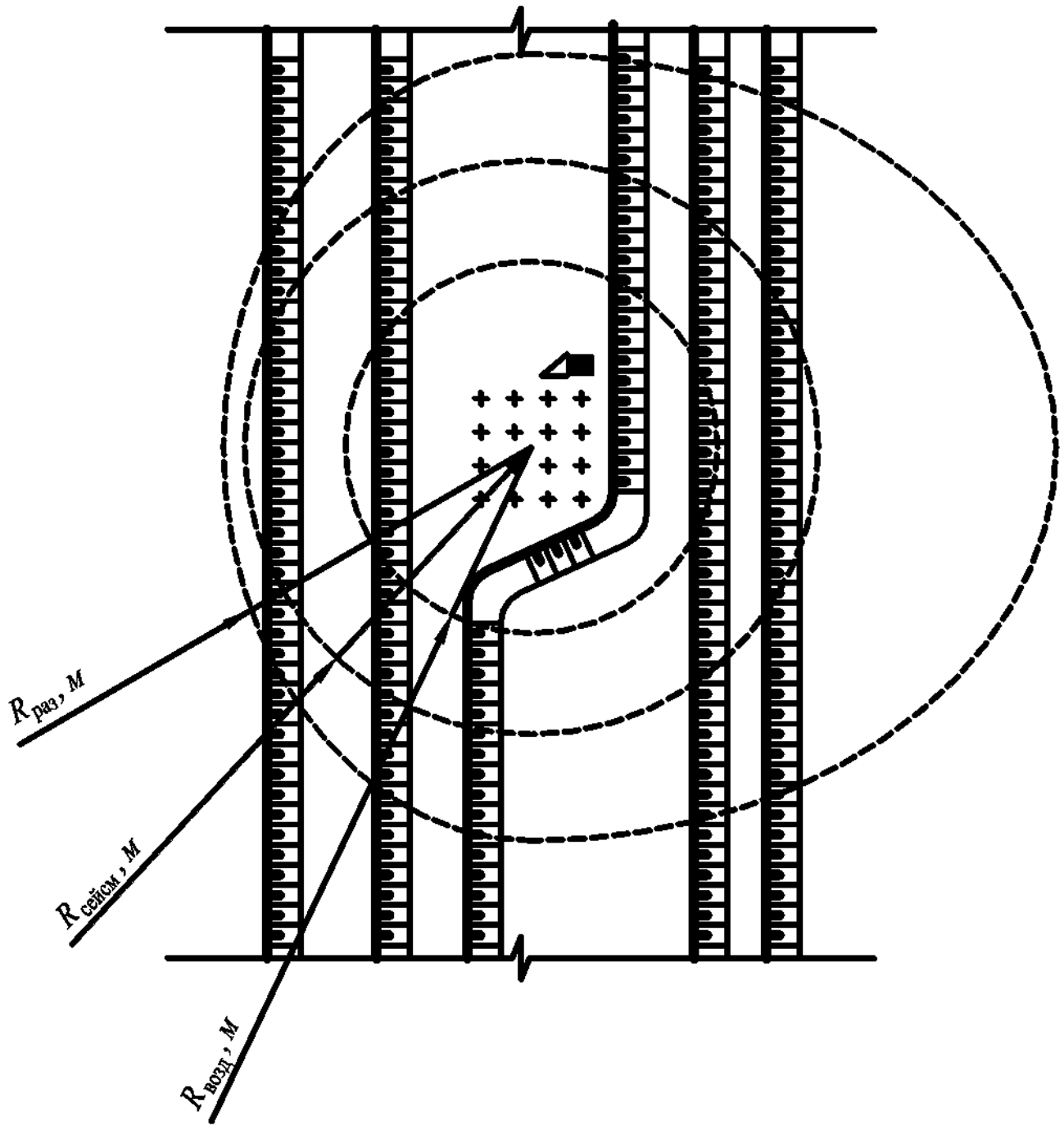


Рис. 4.1. Пример графического изображения схемы взрываемого блока и контуров опасных зон

Безопасное по действию ядовитых газов расстояние $r_г$ (м) в условиях отсутствия ветра или в направлении, перпендикулярном к распространению ветра, при взрыве зарядов на выброс определяется по формуле

$$r_г = 160\sqrt[3]{Q}, \qquad (4.21)$$

где Q – суммарная масса взрываемых зарядов, т.

В направлении, противоположном распространению ветра, радиус газоопасной зоны следует принимать также равным $r_г$. По направлению ветра радиус газоопасной зоны $r_{г1}$ определяется по формуле:

$$r_{г1} = 160\sqrt[3]{Q}(1 + 0{,}5V_в), \qquad (4.22)$$

где $V_в$ – средняя скорость ветра или его порывов в момент взрыва, м/с.

8. Результаты расчета свести в итоговую таблицу. По результатам выполнить графическое изображение в стандартном масштабе на формате А4 схемы взрываемого блока и контуров опасных зон рисунке.

Контрольные вопросы

1. По каким воздействиям от взрыва рассчитываются безопасные расстояния при взрывных работах?
2. По каким воздействиям от взрыва рассчитываются безопасные для людей расстояния при взрывных работах?
3. По каким воздействиям от взрыва рассчитываются безопасные для механизмов и оборудования расстояния при взрывных работах?
4. Какими факторами определяются размеры опасной зоны?
5. Какими факторами определяются характер распределения энергии взрыва в массиве?
6. Какие критерии используются для оценки опасности воздействия взрыва на человека?
7. Какие критерии используются для оценки опасности воздействия взрыва на механизмы, оборудование и сооружения?
8. От каких факторов зависит радиус разлета кусков при взрыве?
9. При взрывании какого заряда рассчитываются размеры опасной для людей зоны по действию ударной воздушной волны (УВВ)?
10. Сколько степеней допускаемого нарушения целостности сооружения учитываются при оценке радиуса опасной зоны по действию ударной воздушной волны (УВВ)?
11. По какому критерию опасности воздействия взрыва оцениваются размеры опасной зоны по действию ударной воздушной волны (УВВ) при взрыве скважных и шпуровых зарядов на рыхление?
12. Когда рассчитываются размеры опасной зоны по критерию целостности здания или сооружения в целом?
13. Как рассчитывается эквивалентная масса N скважных зарядов для оценки размеров опасной зоны от действия УВВ по критерию нарушения целостности застекления?
14. При взрыве каких зарядов не учитывается сейсмическое действие взрыва?
15. По какому критерию опасности определяется радиус опасной по сейсмическому действию взрыва зоны?
16. От каких факторов зависит радиус опасной по сейсмическому действию взрыва зоны?
17. Когда рассчитываются размеры опасной зоны по действию ядовитых газов?

Список использованных и рекомендуемых источников

1. *Хохряков В. С.* Открытая разработка месторождений полезных ископаемых: Учебник для техникумов. М.: Недра 1991. 336 с.
2. *Ржевский В. В.* Открытые горные работы. Ч. 1. Производственные процессы: Учебник для вузов. М.: Недра, 1985. 509 с.
3. *Томаков П. И., Наумов И. К.* Технология, механизация и организация открытых горных работ: Учебник для вузов. М.: Изд-во МГИ, 1992. 516 с.
4. *Беляков Ю. И.* Проектирование экскаваторных работ. М.: Недра, 1983. 349 с.
5. *Друкованый М. Ф., Кукиб Б. Н., Куц В. С.* Буровзрывные работы на карьерах. М.: Недра, 1990. 367 с.
6. *Корнилков С. В., Стенин Ю. В.. Стариков А. Д.* Расчет параметров буровзрывных работ при скважинной отбойке на карьерах: Учебное пособие. Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 1997. 112 с.
7. *Кутузов Б. Н.* Разрушение горных пород взрывом. М: МГИ, 1992. 516 с.
8. *Кутузов Б. Н.* Разрушение горных пород взрывом (взрывные технологи и в промышленности). Ч. II.: Учебник для вузов. М.: Недра, 1994. 446 с.
9. Буровзрывные работы на угольных разрезах /Репин Н.Я., Богатырев В. П., Буткин В. Д. и др. /Под ред. Н. Я. Репина. М.: Недра, 1987. 254 с.
10. *Репин Н. Я.* Подготовка и эксплуатация вскрышных угольных разрезов. М.: Недра, 1978. 256 с.
11. *Угольников В.*К. Оптимизация параметров буровзрывных работ на карьерах. Учебное пособие. Магнитогорск: МГМА,1997. 84 с.
12. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки. ВНТП-13-1-86/МЧМ СССР. Л.: СКБ НТО АН СССР, 1986. 264 с.
13. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. М.: Государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2002. 244 с.
14. Безопасность при взрывных работах: Сборник документов. Серия 13. Выпуск 1 /Колл. авторов /Отв. составители: А. И. Субботин, Н. И. Гаврилов, С. В. Колесникова. М.: Государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2001. 244 с.
15. Справочник. Открытые горные работы /К. Н. Трубецкой, М. Г. Потапов, К. Е. Виницкий, Н. Н. Мельников и др. М.: Горное бюро, 1994. 590 с.
16. Нормативный справочник по буровзрывным работам /Ф. А. Авдеев, В. Л. Барон, Н. В. Гуров и др. М.: Недра, 1986. 511 с.
17. *Стенин Ю.В.* Расчеты параметров буровзрывной подготовки горной массы к выемке: Руководство по выполнению лабораторных работ по разделу «Подготовка горной массы к выемке» дисциплины «Процессы открытых горных работ. Часть I. Расчет параметров буровых работ. Екатеринбург: Изд. УГГГА, 2001. 30 с.
18. Сытенков В.Н., Давронбеков У.Ю., Бибик И.П.Проектирование скважинных зарядов при взрывном рыхлении пород в карьерах. Навоий. Информационный центр Центрального рудоуправления НГМК, 2004. 72 с.

Приложения

ПРИЛОЖЕНИЕ 1
Таблица П.1.1

Исходные данные

Характеристика горных пород					Температура воздуха t, °С	Угол откоса рабочего уступа $\alpha_р$, град	Угол откоса нерабочего уступа $\alpha_н$, град.	Годовой объем взрываемой горной массы $V_{год}$ млн. м^3	Объем взрываемого блока $V_{бл}$, тыс. м^3	Угол откоса рабочего борта ($\gamma_{р.б.}$), град.	Высота столба воды в скважине $h_в$, м	Азимут линии откоса уступов (направление фронта работ) $\theta_о$, град	Азимут направления наибольшей оси зоны дробления θ, град.	Допустимый процент выхода негабарита, $V_н$, %
Предел прочности, МПа			Плотность γ, т/м^3	Категория трещиноватости										
$\sigma_{сж}$	$\sigma_{сд}$	$\sigma_р$												
180	18	9	3,2	IY	0	80	70	2.0	40,0	12	1	90	90	2
20	3.0	1	1,3	IY	+25	75	60	5,0	50,0	12	1	90		2
100	25	15	2,0	III	+7	80	65	10,0	200	17	5	45	120	3
170	21	8	2,9	Y	0	75	65	20,0	400	21	6	60	30	3
50	15	10	2,3	II	10	70	60	8,0	200	18	6	45	Н. д.	2
30	3	1	1,5	III	-20	65	55	1,5	30,0	10	3	30	75	5
120	12	5	2,7	III	-15	70	65	7,0	140	18	2	30	60	5
80	20	10	2,7	IY	+12	75	65	15,0	300	20	2	90	90	10
160	15	8	2,3	II	+18	75	65	0,8	20,0	11	2	60	120	10
70	7	3	2,0	II	-10	70	60	3,0	60,0	15	1	60	180	0,5
40	6	2	1,9	I	-17	65	55	2,0	40,0	15	5	33	Н. д.	1
130	13	5	2,4	I	0	65	60	1,5	20,0	20	5	40	Н. д..	7
90	10	4	2,4	III	+15	70	65	25,0	400	22	7	90	Н. д.	3
110	10	4	2,7	IY	+20	75	70	7.0	150	13	4	0	45	3
40	10	6	2,5	IY	+7	70	65	12,0	200	12	4	0	70	2
20	3	1	1,4	III	0	70	55	1,0	30,0	11	4	0	90	7
20	5	3	1,6	II	-21	65	55	370	60,0	11	4	25	90	5
180	18	9	3,0	Y	-12	80	70	15,0	300	21	1	30	90	3
100	12	4	2,2	III	-7	70	60	10,0	200	20	1	30	100	5
80	8	3	2,2	IY	0	70	65	2,0	40,0	15	12	30	45	10
60	5	3	2,6	IY	+17	70	65	1,5	30,0	13	3	60	30	10

Окончание табл П.1,1

Вариант	Характеристика горных пород					Температура воздуха t,°C	Угол откоса рабочего уступа $\alpha_р$, град	Угол откоса нерабочего уступа $\alpha_н$, град.	Годовой объем взрываемой горной массы $V_{год}$ млн. м^3	Объем взрываемого блока $V_{бл}$, тыс. м^3	Угол откоса рабочего борта ($\gamma_{р.б.}$), град.	Высота столба воды в скважине $h_в$, м	Азиму линии откос уступо (напра ление фронт работ (θ_0), гр
	Предел прочности, МПа			Плотность γ, т/м^3	Категория трещиноватости								
	$\sigma_{сж}$	$\sigma_{сд}$	$\sigma_р$										
22	140	20	7	2,7	III	+21	75	65	8,0	160	24	4	60
23	30	7	4	2,0	III	+5	70	60	0,6	20,0	10	2	45
24	60	6	3	2,5	III	0	70	60	1,5	40,0	12	5	45
25	160	20	8	3,0	II	-15	70	60	5,0	100	25	4	30
26	110	10	5	2,8	IY	-10	75	70	30,0	600	23	3	30
27	90	15	5	2,3	III	-30	70,	60	10,0	200	20	2	90
28	130	15	6	2,7	III	+18	75	65	8,0	150	23	1	90
29	150	15	7	2,4	Y	+24	80	75	15,0	300	17	1	150
30	50	8	2	2,1	III	+7	70	60	1,5	40,0	12	2	200
31	30	7	4	1,6	11	-25	65	55	2,0	60,0	13	2	240
32	40	7	3	1,8	III	-25	65	60	2,0	60.0	13	1	180
33	80	8	4	2,0	IY	0	70	65	5,0	100	15	1	200
34	140	15	5	2.5	111	0	75	65	7,0	150	20	3	270
35	20	2	1	1,2	III	-17	65	55	2,5	50,0	13	1	270
36	180	20	6	2,9	Y	+19	80	70	0,6	24,0	13	2	200

Примечание. А – автомобильный, К – конвейерный, Ж-Д – железнодорожный транспорт;

*$B_л$ = 1,2 м; **$B_л$ = 1,6 м

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

СПРАВОЧНЫЙ МАТЕРИАЛ К ЛАБОРАТОРНОЙ РАБОТЕ № 1

Таблица П.2.1

Размеры элементов рабочих площадок

Экскаватор	C_1	T	C_2	$П_1$	$П_2$
При автотранспорте					
ЭКГ-5А; ЭКГ-4,6Б; ЭКГ-8И	1,5 – 2,0	12 - 14	1,5 – 2,0	6	
ЭКГ-8И; ЭКГ-6,3Ус; ЭГ-12	1,5 – 2,0	15 - 17	1,5 – 2,0	6	
ЭКГ-12,5; ЭКГ-15; ЭКГ-8Ус; ЭКГ-10Ус; ЭКГ-20	2,0 – 2,5	17 – 20	2,0 – 2,5	6	
При железнодорожном транспорте (одноколейный рельсовый путь)					
ЭКГ-5А; ЭКГ-4,6Б; ЭКГ-8И	1,5 – 2,0	3,5 – 4,0	1,5 – 2,0	6	6
ЭКГ-8И; ЭКГ-6,3Ус; ЭГ-12	1,5 – 2,0	3,5 – 4,0	1,5 – 2,0	6	6
ЭКГ-12,5; ЭКГ-15; ЭКГ-8Ус; ЭКГ-10Ус; ЭКГ-20	1,5 – 2,0	3,5 – 4,0	1,5 – 2,0	6	6
При конвейерном транспорте					
ЭКГ-5А; ЭКГ-4,6Б;	1,5 – 2,0	2,5 – 3,0	1,5 – 2,0	6	6
ЭКГ-8И; ЭКГ-6,3Ус;	1,5 – 2,0	3,0 – 3,5	1,5 – 2,0	6	6

ХАРАКТЕРИСТИКА ГОРНО-ТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ КАРЬЕРОВ

Таблица П. 2.2

Рабочие параметры экскаваторов

Емкость ковша, м³ основного	Максимальный радиус черпания, м		Максимальный радиус черпания на уровне стояния, м	Максимальная высота черпания, м	Максимальный радиус разгрузки, м	Максимальная высота разгрузки, м	Рабочая масса экскаватора, т	Продолжительность цикла при угле поворота на 90°, с	
	основного	дополнительного							
ЭКГ-5А	5,2	3,2-7,0	14,5	9,04	10,3	12,65	6,7	196	23
ЭКГ-8И	8	10	18,2	12,2	12,5	15,5	9,2	370	26
ЭКГ-12	12	10 – 6	21,0	14,3	16,9	15,0	10,0	600	26
ЭКГ-20А	20	16 – 30	23,4	14,2	18,0	17,0	11,5	1040	28

Таблица П. 2.3

Годовая производительность одноковшовых экскаваторов на угольных разрезах, тыс. м^3

Объединение	ЭКГ-4У; ЭКГ-5	ЭКГ-8И; ЭКГ-10	ЭКГ-12,5; ЭКГ-15
Башкируголь	1404	1372	–
Вахрушевуголь	1347	1672	–
Востсибуголь	646	1540	–
Дальвостуголь	624	–	–
Красноярскуголь	580	1756	2358
Кемеровоуголь	819	1297	1567
Приморскуголь	954	1499	–
Тулауголь	108	–	–
Челябинскуголь	1279	1083	–
Якутуголь	550	1342	–
Александрияуголь	690	–	–
Экибастузуголь	506	1523	2514
Средазуголь	841	1719	–

Таблица П. 2.4

Техническая характеристика автосамосвалов БелАЗ с гидромеханической трансмиссией

Показатели	БелАЗ-540А	БелАЗ-7540	БелАЗ-7526	БелАЗ-548А	БелАЗ-7523	БелАЗ-7548	БелАЗ-7555
Грузоподъемность, т	27	30	30	40	42	42	55
Масса снаряженного автомобиля, т	21	21,75	21,475	28,8	29,48	29,5	40,5
Объем кузова геометрический, м^3	15	15	19	21	21	21	25
Объем кузова с "шапкой", м^3	18	18	23,5	26	26	26	34,2
Ширина, м	3,48	3,48	3,48	3,79	3,79	3,79	5,24

Таблица П. 2.5

Техническая характеристика автосамосвалов БелАЗ с электромеханической трансмиссией

Показатели	БелАЗ-7509	БелАЗ-75091	БелАЗ-7519	БелАЗ-75191	БелАЗ-75199	БелАЗ-7512	БелАЗ-7521	БелАЗ-75213, 75214	БелАЗ-75202
Грузоподъемность, т.....	75	75	110	120	105	120	180	180	200
Масса снаряженного автомобиля, т.....	67,48	67,68	85	85,5	90	90	145	157	143
Объем кузова геометрический, $м^3$.....	35	35	41	41	82	47	80	80	85
Объем кузова с "шапкой", $м^3$.....	46	46	56	56	—	62	108	108	115
Ширина, м.....	5,36	5,36	6,10	6,10	6,98	6,10	7,64	7,70	7,78

Таблица П. 2.6

Рекомендации по рациональному сочетанию экскаваторов и диаметров скважин (по Н. Я. Репину)

Породы	Легковзрываемые				Средней взрываемости				Трудновзрываемые			
Экскаватор	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-12	ЭКГ-20А	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-12	ЭКГ-20А	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-12	ЭКГ-20А
Высота уступа, м...	10	15	15	20	10	15	15	20	10	15	15	20
	15	20	20	25	15	20	20	25	15	20	20	25
			25	30			25	30			25	30
Диаметр скважин, мм	190	190	215	244	142	165	190	215	120	132	146	190
	190	190	215	269	146	165	190	244	120	142	146	190
			244	269			215	244			165	215

Таблица П. 2.7

Рациональное сочетание оборудования при использовании железнодорожного транспорта

Выемочно-погрузочное оборудование			Характеристика горных пород			Буровое оборудование			Транспортное оборудование				
											думпкары		
экскаватор	условия работы	емкость ковша экскаватора, м³	коэффициент крепости пород	взрываемость	средняя объемная масса, т/м³	тип станка	диаметр скважины, мм	модель станка	полезная масса поезда, т	сцепной вес тяговых средств, тс	грузоподъемность, т	коэффициент тары	модель
ЭКГ-5	Легкие	6,3	2-6	Легковзрываемые	2,1	СБР	160	СБР-160	700—800	150—180	100—105	0,35—0,4	—
	Средние	5	2-6	Средневзрываемые	2,1	СБР	160	СБР-160	600—700	120—150	100—105	0,.35—0,4	—
	»	5	6-10	Средневзрываемые	2,7	СБШ	200	2СБШ-200Н	600—700	120—150	100—105	0,4 -0,45	2ВС-105
	»	5	10-15	Средневзрываемые	3,0	СБШ	250	СБШ-250	600—700	120—150	100—105	0,45—0,5	2ВС-105
ЭКГ-8	Легкие	10	2-6	Легковзрываемые	2,1	СБР	200	СБР-200	900—1000	180—240	140—180	0,35—0,40	ВС-180
	Средние	8	2-6	Средневзрываемые	2,1	СБР	200	СБР-200	800—900	150—200	140—180	0,35—0,40	ВС-180
	»	8	6-10	Средневзрываемые	2,7	СБШ	250	СБШ-250	800—900	150—200	105—140	0,4 —0,45	ВС-140
	»	8	10-15	Средневзрываемые	3,0	СБШ	300	СБШ-320	800—900	150—200	105—140	0,4 —0,45	ВС-140
ЭКГ-12,5	Легкие	16	2-6	Легковзрываемые	2.1	СБР	250	СБР-250	1100—1400	240—360	140—180	0,35—0,40	ВС-180
	Средние	12,5	2-6	Средневзрываемые	2,1	СБР	250	СБР-250	1100—1400	240—36	140—180	0,35-0,40	ВС-180
	»	12,5	6-10	Средневзрываемые	2,7	СБШ	300	СБШ-320	1100—1400	240—36	140—150	0,4 —0,45	ВС-140
	»	12,5	10-15	Средневзрываемые	3,0	СБШ	320	СБШ-320	1100—1400	240—36	140—150	0,4 —0,45	ВС-140

Таблица П. 2.8

Техническая характеристика думпкаров

Показатели	6ВС-60	ВС-85	2ВС-105	ВС-145	ВС-170
Грузоподъемность, т	60	85	105	145	170
Объем кузова, $м^3$	30	38	50	68	80
Тара вагона, т	27	35	48,5	78	75
Количество осей	4	4	6	8	8
Нагрузка от колесной пары на рельсы, кН	213	294	256	273	300
Габариты, мм:					
длина по осям автосцепок	11830	12170	14900	17630	16950
ширина	3210	3520	3750	3500	—
высота	2867	3236	3241	3635	—
Способ разгрузки	Двусторонняя				Односторонняя

Таблица П. 2.9

Ориентировочные параметры конвейеров для расчета размеров негабаритных кусков в развале взорванной горной массы

Глубина карьера, м	Годовая производительность конвейера, млн. т									
	10		15		20		25		30	
	Параметры конвейеров									
	тип става и роликоопор	ширина ленты, м	тип става и роликоопор	ширина ленты, м	тип става и роликоопор	ширина ленты, м	тип става и роликоопор	ширина ленты, м	тип става и роликоопор	ширина ленты, м
150	Ж	1,0	Ж	1,2	Ж	1,2-1,4	К	1,4-1,6	К	1,6-1,8
250	Ж	1,0-1,2	Ж	1,2-1,4	К	1,4	К	1,6	К	1,8

Примечание: Ж – с жестким ставом и роликоопорами; К – с канатным ставом и гибкими роликоопорами

Таблица П. 2.10

Рекомендуемые значения $H_{заб.max}/h_{коп.max}$ для карьерных мехлопат (с канатным приводом) при различных свойствах горной массы

Взорванная масса	Разрыхление горной массы	Тип обрушения		Угол откоса забоя после обрушения, град.	Отношение $H_{заб.max}/h_{коп.max}$			
		характерный	расчетный		при кусковатости $d_{ср}$, см			при негабаритных кусках (5 – 8 %)
					5—20	20—40	40—60	
Связная ($K_р$=1,02÷1,15)	Довольно равномерное или неравномерное	Одной волной	Одной волной	75—87	1,15	1,1	1,05	1,0
Связносыпучая ($K_р$=1,2÷1,35)	Неравномерное	Несколькими волнами	То же	60—80	1,4	1,3	1,15	1,05
Связносыпучая ($K_р$=1,3÷1,4)	Довольно равномерное	Течение	Несколькими волнами	50—70	1.7	1,5	1,3	1,1
Сыпучая ($K_р$=1,4÷1,5)	То же	То же	То же	32—50	2,5	2,1	1,5	-

ПРИЛОЖЕНИЕ 3

СПРАВОЧНЫЙ МАТЕРИАЛ К ЛАБОРАТОРНОЙ РАБОТЕ № 2

Таблица П. 3.1

Сопоставление методов эффективного дробления взрывом различных пород с учетом горнотехнических условий разработки

Качественная характеристика массива	Соотношение размера максимальной отдельности к размеру кондиционного куска	Требуемый характер воздействия на массив для получения высокой степени дробления при взрыве	Наиболее эффективные методы регулирования дробления
Мелкоблочный	До 1	Разделение отдельностей практически без их дробления	Большой диаметр скважин (250 мм). Средние удельные расходы ВВ. Порядные схемы КЗВ, ВВ пониженной и средней энергии
Среднеблочный	1–2	Дробление крупных отдельностей минимум на две части	Средний диаметр скважин (200-250 мм) . Средние и повышенные удельные расходы ВВ средней энергии. Врубовые схемы КЗВ
Крупноблочный	Свыше 2	Интенсивное дробление крупных отдельностей на много частей	Малый диаметр скважин (150 мм). Высокие удельные расходы ВВ средней и повышенной энергии врубовые схемы КЗВ. Большие диаметры скважин в сочетании с высокими удельными расходами мощных ВВ.

Таблица П.3.2

Характеристика схем соединения скважинных зарядов и условия их применения

Номер группы	Группа схемы	Индекс	Вариант схемы	Кратность воздействия зарядов на призму разрушения	Условия применения
1	2	3	4	5	6
I	Порядные	А	Сплошными рядами:		Фронтальный забой, подобранный откос уступа, легковзрываемые породы:
			при однорядном мгновенном взрывании	1	Один ряд скважин
			при шахматной сетке	2—3	Два-три ряда скважин
			при квадратной сетке	2	То же
		Б	Двусторонняя	2	Четыре-пять рядов скважин, ограничение по сейсмическому действию взрыва
		В	Секционная	2	То же, и значительная протяженность взрываемого блока

Продолжение табл. П. 3.2

I	2	3	4	5	6
II	Порядные врубовые	А	Секционная с однорядным врубом	2-3	Фронтальный или траншейный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, необходимость уменьшения развала, не менее трех рядов скважин, породы средней и ниже средней крепости
		Б	Секционная с двухрядным врубом	2-3	То же, но не менее четырех рядов скважин, возможность взрывания пород средней крепости и крепких
III	Порядные «через скважину»	А	Однорядная	2	Фронтальный забой, подобранный откос уступа, породы средней и ниже средней крепости, однородные по свойствам, необходимость уменьшения развала, ограничение по сейсмическому действию взрыва, один ряд скважин
		Б	Продольными рядами	3—4	То же, но большее число рядов скважин
		В	Продольными рядами с обособленными магистралями	4	То же, но более сложное строение массива горных пород
IV	Поперечными рядами	А	С однорядными врубами	2—3	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, не менее четырех рядов скважин, породы средней и ниже средней крепости, необходимость уменьшения развала
		Б	С двухрядным врубом	2-3	То же, но более сложное строение массива и более высокая крепость горных пород
		В	Последовательными рядами	3—4	То же, но меньшая протяженность взрываемого блока и обнажение откоса уступа на фланге
V	Диагональные	А	С клиновым врубом	2—3	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, породы со сложным геологическим освоением, не менее четырех рядов скважин, необходимость уменьшения развала, ограничение по сейсмическому действию взрыва, трудновзрываемые породы
		Б	С трапециевидным врубом фланговым и центральным	2—3	То же, весьма трудновзры4ваемыо породы
		В	Диагонально-клиновые: простая клиновая и клиновая с оконтуривающим звеном	2	Траншейные забои, породы с однородными свойствами, средней и ниже средней крепости, необходимость сохранения сплошности массива в бортах траншей
		Г	Диагональными рядами и последовательным врубом	2-4	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, породы средней и ниже средней крепости, сложное строение массива, не менее четырех рядов скважин, ограничение по сейсмическому действию взрыва

Продолжение табл. П. 3.2

1	2	3	4	5	6
VI	Диагонально-волновые	А	С прямолинейным опережающим врубом	2—3	Траншейные забои значительной ширины, трудновзрываемые породы, необходимость сохранения сплошности массива в бортах траншеи
		Б	С трапециевидными врубами	2—3	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, трудновзрываемые породы со сложной структурой, не менее четырех рядов скважин
		В	С объемными врубами	2-3	То же, но небольшая протяженность блока
		Г	С ломаным фронтом отбойки: при отсутствии зажима на фланге	2	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, породы средней и ниже средней крепости, не менее четырех рядов скважин
		Д	С оконтуривающей группой зарядов	2—3	То же, но имеется необходимость сохранения сплошности массива за линией последнего ряда (приконтурные взрывы), не менее четырех рядов скважин
		Е	Со щелевым опережающим врубом	2—3	Траншейный забой, породы средней и ниже средней крепости, необходимость получения компактного развала, не менее четырех-пяти рядов
		Ж	С опережающим врубом	2—3	То же, взрывание легкодробимых пород
VII	Радиальные	А	Односекционная	2—3	Специальные забои, неподобранный откос уступа, весьма крепкие трудновзрываемые породы, необходимость направленного и концентрированного перемещения пород, расположение скважин по концентрическим полуокружностям
		Б	Многосекционная	2—3	Фронтальный забой, неподобранный откос уступа, значительная протяженность взрываемого блока, весьма крепкие породы, не менее четырех рядов скважин, расположенных по концентрическим полуокружностям
		В	Секторная	2—3	То же, но значительное ограничение сейсмического действия взрыва
VIII	Волновые	А	Экранирующая	2—3	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, породы различной крепости со сложным геологическим строением, не менее двух-четырех рядов скважин, необходимость компактного развала, ограничение по сейсмическому действию взрыва
		Б	Развернутая	2—4	То же, но подобранный откос уступа
		В	С переменным направлением взрывания групп зарядов	2-4	Траншейный забой, весьма крепкие, трудно-взрываемые породы, сложное строение массива, не менее пяти рядов скважин, ограничение по сейсмическому действию взрыва
		Г	Двусторонняя	2-4	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, породы различной крепости, значительное число рядов скважин (не менее шести-семи), ограничение по сейсмическому действию взрыва

Окончание табл. П. 3.2

1	2	3	4	5	6
IX	Комбинированные	А	Радиально-волновая	2-4	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, наличие участков пород с различными свойствами, не менее пяти рядов скважин
		Б	Порядно-волновая	2—4	То же, но различное число рядов скважин на отдельных участках
		В	Порядно-диагональная	2—3	То же

Таблица П.3.3

Промышленные ВВ для буровзрывной подготовки горной массы в карьерах (для первичного дробления)

№ п.п.	Наименование ВВ	Теплота взрыва, кДж/кг	Плотность заряжания, г/см^3	Скорость детонации, км/с	Объемная концентрация энергии, кДж/см^3	Кислородный баланс, %	Коэффициент врывной эффективности	Условия применения (водоустойчивость), назначение
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Взрывчатые вещества гранулированные и порошкообразные, а также пороха и изделия из них предназначенные для использования на земной поверхности								
1	Алюмотол	5200*/5600	0,9	5,5*/6,5	7,7/6,9	-76,2	0,83*/0,77	Сухие и обводненные скважины
2	Гранулотол	3450*/4100	0,95-1,0	5,5*/6,5	4,6/2,11	-74	1,25*/1,05	То же
3	Аммонал скальный № 3	4950	1,0-1,15	4,0-4,45	6,11	+0,78	0,87	«
				Гелекс				
4	Р-80 (230 долл./т)	3330	1,2-1,3	3,6-4,2		-0,1	1,3	Сухие и обводненные скважи-
5	Р-100 (260 долл./т)	3975	1,2-1,4	3,8-4,5		-0,06	1,1	То же
6	230М (300 долл./т)	4140	1,2-1,3	4,6		-0,08	1,04	«
7	650М (430 долл./т)	4800	1,2-1,4	4,9		-0,9	0,89	«
				Граммониты				
8	А (180 долл./т)	3930				-0.21	1,1	
9	50/50	3700	0,9-0,95	3,6-4,2	4,25	-27,2	1,16	Сухие скважины
10	30/70	4350	0,95	5,2-5,6	4,06	-45,9	1,0	То же
11	79/21 (290долл./т)	4300	0,9-1,0	3,5-4,2	4,80	+0,02	1,0	«

Продолжение табл. П. 3.3

1	2	3	4	5	6	7	8	9
12	РЗ-30ПР, 79/21ПР, 82/18ПР	4300	0,9-1,0	3,5-4,2	4,80	+0,02	1,0	Обводненные скважины (заряды в полиэтиленовых рукавах)
	Гранипоры							
13	БП-1	3350	1,2	5,5-6,5	4,2	-45	1,28	Обводненные скважины (специализированные организации) и разрез «Листвянский» концерна «Кузбассразрезуголь»
14	ФМ							Обводненные скважины
	Гранулиты							
15	Гранулит, игданит	3800	0,9	2,2-2.7	3,8	+0,12	1,14	Сухие скважины
16	М	3850	1,0	2,5-3,6	3,9	+0.14	1.11	Сухие шпуры (скважины)
17	АС-4	4552	0,90	2,6-3,5	4,1	+ 0,41	0,94	Сухие шпуры (скважины)
18	АС-4В	4552	0,90	2,6-3,5	4,1	+ 0,41	0,94	Сухие и обводненные шпуры (скважины)
19	АС-8	5200	1,0	3,0-3,6	6,1	+0,34	0,83	Сухие шпуры (скважины)
20	АС-8В	5200	1,0	3,0-3,6	6,1	+0,34	0,83	Сухие и обводненные шпуры (скважины)
21	НК – А (126 долл./т)	3400				-2,1÷0	1,26	Сухие скважины
22	НК – Б (126 долл./т)	3090				-0,3÷ +0,3	1,39	Сухие скважины
23	УП – 1 (126 долл./т)	3700				-2,5÷ +1,2	1,16	Сухие скважины
24	С-6М	3850	0,95	2,5-3,6	3,9	-1,3	1.12	Сухие и осушенные скважины
	Водосодержащие взрывчатые вещества, предназначенные для использования на земной поверхности							
25	Акванал (ипконит) (389 долл./т)	4220- -4300	1,4-1,45	3,8-4,6	4,52- 4,86	+0,2÷ +2,3	1,02÷ 1,0	Обводненные скважины
26	Акванал АРЗ-8Н	5230	0.9	3,0-3,6	6,2	-3,3	0,83	Сухие и обводненные шпуры (скважины)
27	Граммонит РЗ-30 (350 долл./т)	3600	1,35-1,4	4,5-5,0	3,9	-1,8	1,16	Сухие и обводненные скважины

Окончание табл. П. 3.3

1	2	3	4	5	6	7	8	9
28	Граммонит 79/21	4300	0,85	3,5-4,2	4,8	+0.02	1.0	Сухие скважины
				Акватолы				
29	Т-20 (ифзаниты Т-20, Т-50, Т-80)	3300--3900	1,34-1,56	4,2-5,5	3,52-4,3	-1,6-0,0	1,3-1,11	Сухие и обводненные скважины
30	Т-20ГК (270 ддол/т)	3680	1,4	3,6–4,0		-0,4	1,16	Обводненные скважины
31	Т-20М (371 дол/т)	3700	1,5-1,6	4,6-5,0	3,78	+1,0 ÷+3,5	1,16	Сухие и обводненные скважины
32	Карбатолы ГЛ-10В, ГЛ-15Т	5700	1,55-1,60	4,5-5,5	6,8	-21,4	0,76	Сухие и осушенные скважины
				Эмульсионные				
33	Порэмит 1 марок 1ИМ-К, 1ИМ-Н, 1МТ-К, 1МТ-Н	2880 2900 2960 3030	1,25 1,25 1,25 1,25	4,9-5,2 4,9-5,2 4,9-5,2 4,9-5,2	3,6 3,6 3,7 3,8		1,49 1,48 1,45 1,42	Сухие и обводненные скважины
34	Порэмит 1А	3010	1,25	4,9-5,1	3,8	-0,9	1,43	Сухие и обводненные скважины на разрезах АООТ «Концерн «Кузбассразрезуголь», на карьерах АО «Ураласбест»
35	Порэмит М 4А (380 долл./т) 8А (460 долл./т)	3640 4350	1,3 1,35	4,8-5,1 4,9-5,3	4,7 5,8	-5,64 -9,8	1,18 0,99	Сухие и обводненные скважины
36	Гранэмит 30/70 (295 долл./т)	3190	1,3	4,8-5,2	4,5	- 1,1	1,35	Обводненные скважины
37	Гранэмит 70/30 (260 долл./т)	3530	1,15	3,5-4,2	4,1	- 1,4	1,22	Сухие скважины
38	Гранэмит 50/50 (280 долл./т)	3260	1,4	4,2-5,0	4,6	-0,3	1,32	Обводненные скважины
39	Эмулит 80/20	2870	1,23	4,3	3,5	-3,9	1,49	Сухие сважины
40	Эмулит 75/25	2930	1,26	4.7	3.7	-4.5	1,47	Сухие сважины
41	Нобелит 20/30	2900	1,28	4,5	3,7	-2,1	1.49	Обводненные скважины
42	Нобелан 20/70	3500	1,2	4,0	4,2	- 1,7	1,23	Сухие скважины
43	Сибириты 1000,1200							Сухие и обводненные скважины

* Числитель – в сухом; знаменатель – в водонаполненном состоянии

Таблица П. 3.4

Характеристика ВВ заводского изготовления

Наименование ВВ	Идеальная работа взрыва $A_и$, кДж/кг	Плотность ВВ, г/см^3	Коэффициент взрывной эффективности	Критический диаметр открытого заряда, мм	Скорость детонации, км/с
Гранулит М.....	3163	0,78-0,82	0,86	80-110	2.5-3,6
Гранулит АС-4.....	3645	0,85-0,9	1,09	60-100	2,6-3,5
Гранулит АС-4В....	3648	0,8-0,85	1,02	70-100	3-3,5
Гранулит АС-8В.....	3997	0,8-0,85	1,12	70-100	3-3,6
Аммонит 6-ЖВ.....	3561	0,90	1,00	10-13	3,6-4,8
Граммонит 79/21...	3561	0,8-0,85	1,0	40-60	3,2-4
Граммоинт 50/50....	3042	0,90	1,17	40-60	3,6-4,2
Граммониг 30/70....	3149	0,90	1,20	40-60	5,2-5,6
Алюмотол.....	4266	0,95	1,38	70-80 25-30*	5,5-6*
Гранулотол.....	2975	0,9	0,91	60-80 10-15*	5,5-6,5*

Примечание. Характеристики, отмеченные звёздочкой, относятся к ВВ в водонаполненном состоянии.

Таблица П. 3.5

Основные энергетические показатели ЭВВ в сравнении с промышленными ВВ

Показатели	Эмульсионные ВВ								Промышленные ВВ					
	Нобелит 2030	Гранэмит 30/70	Нобелан 20/70	Гранэмиты		Эмулиты		Порэмит	Игданит	Игданит А-6	МАНФС М*	Гранулит АС-4	Граммонит 79/21	Гранулотол ТНТ
				70/30	50/50	80/20	75/25							
Состав ЭВВ, % АС+ДТ… эмульсия…	30 70	30 70	70 30	70 30	50 50	80 20	75 25	100	94% -АС 6% - ДТ	90% -АС 4% - ДТ 6%-А1	92% - АС 4% - ДТ 4%-А1	92% -АС 4%-ДТ 4% - А1	79% -АС 21%-ТНТ	–
Теплота взрыва, кДж/кг (ккал/кг)….	2900 (693)	3190 (763)	3500 (836)	3530 (844)	3260 (779)	2870 (701)	2930 (904)	3000 (717)	3778 (904)	4500 (1075)	4430 (1060)	4552 (1030)	4295 (1026)	4095 (980)
Плотность заряжания, г/см……	1,28	1,3	1,2	1,15	1,4	1,23	1,26	1,25	0,85	0,90-,95	0,92	0,90	0,85	1,0
Скорость детонации, км/с……	4,5	4,8-5,2	4,0	3,5-4,2	4,2-5,0	4,3	4,7	4,4-5,2	2,2-2,7	2,5-3,2	3,9	2,6-3,5	3,2-3,6	5,0-5,2
Объемная концентрация энергии, кДж/см^3….	3,7	4,5	4,2	4,1	4,6	3,5	3,7	3,8	3,2	4,14	4,08	4,1	3,65	4,09
Кислородный баланс, %…..	-2,1	- 1,1	- 1,7	- 1,4	-0,3	-3,9	-4,5	- 1,05	- 1,65	- 1,2	-0,92	+ 0,41	+ 0,02	-74
Область применения……	Обводненные скважины		Сухие скважины		Обводненные скважины	Сухие скважины		Обводненные скважины	Сухие скважины				Сухие и слабообводненные скважины	Обводненные скважины

* ВВ, выпускаемые в Узбекистане СП «MSI-Турон», аналог - гранулит АС-4

Таблица П. 3.6

Рекомендуемый ассортимент ВВ по опыту эксплуатации карьера Мурунтау

Категория пород	Трещиноватость	Коэффициент крепости	Типы применяемых ВВ
Легковзрываемые	Весьма сильнотрещиноватые	6-8	Игданит, гранулит С-6М, ЭВВ 85/15, Нобелан 2070
Средневзрываемые.....	Сильнотрещиноватые	8-10	Игданит, Игданит А-6, гранулит АС-4, МАНФО-5, ЭВВ 85
Трудновзрываемые	Среднетрещиноватые	10-12	Игданит А-6, гранулит АС-4, МАНФО-4, ЭВВ 85/15 и 80/20, Нобелан 2070
Весьма трудновзрываемые.....	Малотрещиноватые	>12	Игданит А-6, граммонит 79/21, гранулит АС-8, МАНФО-4, ЭВВ 85/15 и 80/20, Нобелан 2070
Обводненные породы.....			Гранулотол, гранипоры, ЭВВ 30/70, Нобелит 2030

Таблица П. 3.7

Рекомендуемые согласно [7] условия применения ВВ на карьерах

Условия применения	Породы слабые (стоимость бурения 0,07 руб/дм^3 – 0,44)	Породы средней крепости (стоимость бурения 0,16 руб/дм^3 – 1,0)	Породы крепкие и весьма крепкие (стоимость бурения 0,25 руб/дм^3 – 1,56)
Сухие скважины и котлы или сухая часть обводненных скважин.....	Гранулит М, Игданит Граммонит 79/21, Акватолы, Ифзаниты, Карбатол 15Т	Акватолы, Ифзаниты Карбатол 15Т, Граммонит 79/21, Гранулиты АС-4М, Игданит	Акватолы, Карботол ГЛ-10В, Граммонит 79/21, Гранулит АС-4,
Обводненная часть скважин с непроточной водой.....	Граммониты 50/50, Граммониты 30/70, Ифзаниты, Карбатол 15Т, Гранулотол,	Акватолы,Ифзаниты,Карбатол 15Т, Граммониты 50/50, Граммониты 30/70, Гранулотол	Акватолы, Ифзаниты, Карбатол ГЛ-10В, Граммониты 50/50, Граммониты 30/70, Гранулотол, Алюмотол
Обводненная часть скважин с проточной водой.....	Акватолы, Граммонит 30/70, Гранулотол	Акватолы, Алюмотол, Гранулотол, Ифзанит, Граммонит 30/70	Акватолы, Алюмотол, Гранулотол, Граммонит 30/70
Камеры сухие и осушенные.....	Гранулит М, Игданит, Граммонит 79/21	Гранулит М, Игданит Гранулит АС-4, Граммонит 79/21	Гранулит АС-4, Граммонит 79/21, Гранулит М, Игданит

Таблица П. 3.8

Расчетный удельный расход взрывчатого вещества 6ЖВ (граммонита 79/21)

Порода	Группа (категория) грунтов и пород по классификации СНиП—82	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Средняя плотность породы, кг/м	Расчетный удельный расход ВВ q, кг/м	
				для зарядов рыхления $q_р$	для зарядов выброса $q_в$
Песок	I	—	1500	—	1,6—1,8
Песок плотный или влажный	III	—	1650	—	1,2—1,3
Суглинок тяжелый	II	—	1750	0,35—0,4	1,2—1,5
Глина ломовая	III	—	1950	0,35—0,45	1,0—1,4
Лесс	III-IV	—	1700	0,3—0,4	0,9—1,2
Мел, выщелоченный мергель	IV-V	0,8—1,0	1850	0,25—0,3	0,9—1,2
Гипс	IV	1,0—1,5	2250	0,35—0,45	1,1 — 1,5
Известняк-ракушечник	V-VI	1,5—2,0	2100	0,35—0,6	1,4—1,8
Опока, мергель	IV-VI	1,0—1,5	1900	0,3—0,4	1,0—1,3
Туфы трещиноватые, плотные, тяжелая пемза	V	1,5—2,0	1100	0,35—0,5	1,2—1,5
Конгломерат, брекчии на известняковом и глинистом цементе	IV-VI	2,3—3,0	2200	0,35-0,45	1,1 — 1,4
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, слюдистый, мергель	VI-VII	3,0—6,0	2200	0,4—0,5	1,2—1,6
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известняковом цементе**	VII-VIII	5,0—6,0	2700	0,4—0,5	1,2—1,8
Известняк, песчаник, мрамор	VII-IX	6,0—8,0	2800	0,45—0,7	1,2—2,1
Гранит, гранодиорит	VII-X	6—12	2800	0,5—0,7	1,7—2,1
Базальт, диабаз, андезит, габбро	IV-XI	6—18	3000	0,6—0,75	1,7—2,2
Кварцит	X	12—14	3000	0,5—0,6	1,6—1,9
Порфирит	X	16—20	2800	0,7—0,75	2,0—2,2

Примечание. В случае применения других ВВ приведенные в данной таблице значения $q_р$ и $q_в$ следует делить на коэффициент взрывной эффективности (табл. П. 3.4 и П. 3.5)

Таблица П. 3.9

Нормативный выход негабаритных кусков в разрыхленной взрывом горной массе, %

Заряды	Вместимость ковша экскаватора, м³ (минимальный размер негабарита, м)	Группа грунтов по СНиП ($F = \sqrt{f}2{,}5$)							
		IV	V	VI	VII	VII	IX	X	XI
Скважинные	<0,5 (<0,5)	7	13	14	18	20	25	30	35
	0,5—1 (0,5 – 0,7)	4	9	9,5	14	14,5	19,5	20	24
	1—2 (0,7 – 0,9)	3	5,5	6	8	8,5	11	12	14
	2—3 (0,9 – 1,0)	—		1	2,5	3	3,5	4	4,5
	>3 (>1,0)		—	1	1,5	2	2,5	3	3,5
Котловые в скважинах	<0,5 (<0,5)	14	19	24	24,5	29			
	0,5—1 (0,5 – 0,7)	9,5	14	19	20,5	24			
	1—2 (0,7 – 0,9)	8	10	14	16	19			
	2—3 (0,9 – 1,0)		3	10	8	9			
	>3 (>1,0)	—	1	5	3,5	3			

Таблица П. 3.10

Выход негабарита (по данным ин-та «Гипроруда») в разрыхленной взрывом горной массе, %

Линейный размер негабарита, мм ($E_к$, м³)	Значение $P_я$ при категории трещиноватости, %				
	I	II	III	IV	V
500 (<0,5)	1,0	3,5	11,0	17,0	26,0
700 (0,5 – 1,0)	1,5	3,0	10,0	16,0	25,0
1000 (1,0 – 2.5)	-	1,0	4,0	13,0	18,0
1200 (2,5 – 4,5)	-	0,5	2,0	6,0	9,0
1500 (4,5 – 8,0)				2,0	4,0

Примечание. При наклонных скважинах выход негабарита уменьшается на 20 – 25%.
При взрывании на подпорную стенку выход негабаритных кусков размером 1100 – 1200 мм составит:

Категория пород по трещиноватости	Выход негабарита, %
II	0,5 – 1,0
III	1,0 – 1,5
IV	1,5 – 3,0
V	2,0 – 4,0

Таблица П. 3.11

Показатели простреливаемости при взрывании различных пород аммонитом 6ЖВ

Породы	Категория крепости породы по ЕНВиР, 1960	Категория крепости пород по шкале М. М. Протодьяконова	Показатель простреливаемости, Дм /кг
Глина пластичная	I	VIII	500-1000
Глина плотная	II	VIII	200-400
Суглинок тяжелый	II	VIII	120
Крепкие глины	III	VII	110
Лесс	III-IV	VIIa	100
Мел	IV	VI	45
Гипс	IV-V	VI	30
Известняк ракушечник	V-VI	VI	20
Опока, мергель	IV-V	VI	20
Туфы трещиноватые, плотная тяжелая пемза	V	VI	15
Конгломерат и брекчия на известняковом цементе	V-VI	V	10
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, известняк, мергель	VI-VII	V	7-10
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известняковом цементе	VII-VIII	IV	4-7
Известняк, песчаник	VII	IV-III	—
Гранит, гранодиорит	VII-X	IV-I	4-7
Базальт, андезит	IX-XI	III-I	2-4
Кварцит	X	II	2
Порфирит	X	II-I	2

Таблица П. 3.12

Порошкообразные взрывчатые вещества для вторичного дробления на карьерах

Наименование ВВ	Теплота взрыва, кДж/кг	Плотность заряжания, г/см^3	Скорость детонации, км/с	Объемная концентрация энергии, кДж/см^3	Кислородный баланс, %	Коэффициент взрывной эффективности	Условия применения (водоустойчивость), назначение
Аммонал (патронированный	4950	1,0-1,15	4,0-4,5	5,86	0,18	1,15	Сухие и обводненные шпуры
Аммонал М-10 (патронированный)	5600	0,95-1,2	4,0-4,6	6,5	-0,5	1,3	Сухие и осушенные шпуры
6ЖВ (порошок в мешках)	4300	1,0-1,2	3,6-4,8	4,8	-0,53	1,0	Сухие шпуры и скважины
6ЖВ (патронированный d = 31 ÷ 32 мм)	4300	1,0-1,2	3,6-4,8	4,8	-0,53	1,0	Сухие и осушенные шпуры, скважины
6ЖВ (в полиэтиленовой оболочке d = 60÷90 мм)	4300	1,0-1,2	3,6-4,8	4,8	-0,53	1,0	Сухие и обводненные скважины

Таблица П. 3.13

Кумулятивные накладные заряды, рекомендуемые для дробления негабарита на карьерах

Заряд	Тротиловая шашка	ВВ узла детонации	Общая масса ВВ, г	Основные размеры, мм		Стальная облицовка в кумулятивной выемке	Предельная толщина дробимого куска, м
				диаметр	высота		
ЗКН-КЗ-180	Литая	Гексоген	180	90	35	Отсутствует	0,55
ЗКН-260	То же	То же	260	100	40	То же	0,75
ЗКН-500	"	"	500	130	50	"	1,0
ЗКН-1000	"	"	1000	150	75	"	1,2
ЗКН-2000	"		2000	190	90	"	1,6
ЗКН-4000	"	"	4000	230	115	"	2,0
ЗКН-25	Прессованная		48	48	24	Имеется	0,13
ЗКН-50	То же	"	76	58	29	То же	0,25
ЗКН-100	"	"	125	90	36	"	0,5
ЗКН-200	"	"	247	100	41	"	0,8
ЗКН-400	"	"	475	125	57	"	2,0
ЗКП-1000	Литая	Гексоген, тротил прессованный	1229	172	72	"	1,4
ЗКН-2000	То же	То же	2179	200	82	"	2,2
ЗКП-4000	"	"	4000	251	105	"	2,8
ПКЗ-1,3	"	Аммонит или аммонал	1200–1500	160	120	"	1,0
ПКЗ-2,4	"	То же	2200–2600	190÷230	120	"	1,3
ПКЗ-3,3	"	"	3000–3500	230	145	"	От 1,5 до 2,0

Таблица П. 3.14

Параметры шпуровых зарядов при дроблении негабарита в зависимости от линейных размеров куска

Длина ребра негабарита, м	Глубина бурения, м	Вес заряда, г	Диаметр заряда, мм
0,7	0,25	40 – 80	32
0,8	0,25 – 0,30	50 – 110	32
0,9	0,30 – 0,40	70 – 140	32
1,0	0,35 – 0,50	90 – 180	32
1,1	0,35 – 0,50	100 – 200	36
1,2	0,40 – (– 0,55)	120 – 250	36
1,3	0,49 – 0,60	140 – 280	36
1,4	0,45 – 0,70	170 – 340	36
1,5	0,50 – 0,80	190 – 380	36

Таблица П. 3.15

Параметры шпуровых зарядов при дроблении негабаритов в зависимости от объёма куска

Объем негабарита, $м^3$	Количество шпуров	Длина шпура, м	Удельный расход, $кг/м^3$	Вес заряда, кг
1,5 – 2,0	1	0,6 – 0,7	0,120	0,4 – 0,5
3,4 – 4,0	1	0,7 – 0,8	0, 120	0,5 – 0,6
5,0 – 6,0	1 – 2	0,7 – 0,9	0,250	0,6 – 0,8
8,0 – 9,0	2 – 3	0,8 – 1,0	0,250	0,8 – 1,2

Таблица П.3.16

Параметры шпуровых зарядов при уничтожении «порогов» и завышений подошвы уступов при диаметре шпура 42÷44 мм

Высота завышения, м	Параметры шпуровых зарядов	Класс взрываемости		
		III	IV	V
1,0 – 1,5	Сетка: W, м a_{min} Вес заряда, кг Длина перебура, м	0,8 – 1,0 1,0 – 1,5 0,58 – 1,2 0,1 – 0,15	0,8 – 1,0 1,0 – 1,4 0,43 – 1,2 0,1 – 0,15	0,7 – 0,8 1,0 – 1,2 0,42 – 1,2 0,1– 1,15
2,0 – 2,5	Сетка: W, м a_{min}, м Вес заряда, кг Длина перебура, м	1,5 – 2,0 1,2 –1,8 0,56 – 2,4 0,2 – 0,25	1,3 – 1,5 1,6 – 1,8 1,6 – 2,4 0,2 – 0,25	1,2 – 1,3 1,5 – 1,7 1,8 – 2,4 0,2 – 0,25
До 3,0	Сетка: W, м a_{min}, м Вес заряда, кг Длина перебура, м	1,6 2,1 3,0 0,3	1,6 1,9 3,0 0,3	1,5 1,8 3,0 0,3

ПРИЛОЖЕНИЕ 4

СПРАВОЧНЫЙ МАТЕРИАЛ К ЛАБОРАТОРНОЙ РАБОТЕ № 3

Таблица П. 4.1

Характеристика отечественных ДШ при скорости детонации 7 км/с

Марка	Диаметр, мм	Масса ВВ на 1 м шнура, г	Покрытие наружной оплетки	Допускаемое время выдерживания в воде, ч	Допустимая температура, °С	
					От	До
ДША	4,8 – 5,8	12	Водоизолирующая мастика	12	–28	+50
ДШВ	5,5 – 6,1	14	Полихлорвиниловый пластикат	24	–35	+60
ДШЭ-6	3,7 – 4,7	6	Кабельный полиэтилен	30	–50	+65
ДШЭ-12	4,5 – 5,5	12	То же	30	–50	+65
ДШЭ-6ВДТ	3,7 – 4,7	6	«		–50	+65

Таблица П. 4.2

Характеристика некоторых электродетонаторов замедленного действия

Марка	Интервал замедления, мс	Сопротивление, Ом	Безопасный ток, А	Импульс воспламенения, $А^2 \cdot$ мс	Примечание
ЭДКЗ	25, 50, 75, 100, 150, 250	1,8 + 3,0	0,18	0,6 + 2,0	Не предохранительные
ЭДКЗ-П	25, 50, 75, 100, 125	2,0 + 4,2	0,18	0,6 + 2,0	Предохранительные
ЭДКЗ-ПМ	15, 30, 45, 60, 80, 100, 120	1,8 + 3,0	0,18	0,6 + 2,0	Предохранительные

Таблица П. 4.3

Характеристика промежуточных детонаторов

Шашки	Используемые ВВ	Плотность, т/см^3	Скорость детонации, км/с	Форма и конструкция	Диаметр (ширина), длина, высота, мм	Диаметр канала (гнезда), мм	Водоустойчивость: допустимое время нахождения зарядов в воде	Масса, т
Прессованные ТП-200	Тротил	1,5-1,55	6,5-6,8	Прямоугольник с гнездом глубиной 38-65 мм под ЭД или 34-38 мм под ?	52×101××52	7,5-8,2	3 сут.	200
Прессованные ТП-400	Тротил	1,5-1,55	6,5-6,8	То же	52×101××27	7,5-8,2	3 сут.	400
Прессованные Т-400Г	Тротиловые прессованные гидроизолированные	1,52-1,59	6,8-7,0	Прессованный цилиндр с осевым каналом под четыре нити ДШ	70×71	14,5	6 сут. при гидростатическом давлении 0,2 МПа	400
Литые ТГ-500	Сплав тротила с гексогеном	1,58-1,64	7,2-7,8	Литой цилиндр с осевым каналом под четыре нити ДШ	70×86	14,5	Не ограничено	500
Прессованные Т-900Г	Тротиловые прессованные гидризолиованные	1,5-1,55	6,5-6,8				6 сут. при гидростатическом давлении 0,2 МПа	900
ДПУ-600	Тротил и пироксилиновый порох	1,58-1,64	6,5-6,8	Литой цилиндр с осевым каналом под четыре нити ДШ			15 сут	600
ДПУ-700	Тротил и пироксилиновый порох	1,58-1,64	6,5-6,8	Литой цилиндр с осевым каналом под четыре нити ДШ			15 сут.	700
ДПУ-800	Тротил и пироксилиновый порох	1,58-1,64	6,5-6,8	Литой цилиндр с осевым каналом под четыре нити ДШ			15 сут.	800
ДПУ-900	Тротил и пироксилиновый порох	1,58-1,64	6,5-6,8	Литой цилиндр с осевым каналом под четыре нити ДШ			15 сут.	900
ДПУ-1000	Тротил и пироксилиновый порох	1,58-1,64	6,5-6,8	Литой цилиндр с осевым каналом под четыре нити ДШ			15 сут.	1000

Продолжение табл. П. 4.3

Шашки	Используемые ВВ	Плотность, т/см^3	Скорость детонации, км/с	Форма и конструкция	Диаметр (ширина), длина, высота, мм	Диаметр канала (гнезда), мм	Водоустойчивость: допустимое время нахождения зарядов в воде	Масса, т
ББТ-500	Баллистическое ракетное твердое топливо	1,5 – 1,59	6,8 – 7,0	Две цилиндрические шашки; одна обмотана четырьмя витками ДШЭ-12	100×75		Водоустойчив при длительном пребывании в воде Полностью совместимы с горячельющимися ВВ	500
ББТ-1000	Баллистическое ракетное твердое топливо	1,5 – 1,59	6,8 – 7,0	Две цилиндрические шашки; одна обмотана четырьмя витками ДШЭ-12	100×180		Водоустойчив при длительном пребывании в воде Полностью совместимы с горячельющимися ВВ	1000
ТГФ 850Э							Водоустойчив. Применим для систем типа «Нонель»	850
ТС -500 Л	тротиловые сенсибилизированные			Прессованный цилиндр			Для взрывания в сухих и обводненных скважинах , в том числе с проточной водой с pH 3-7 со сроком нахождения зарядов в воде до 7 суток	

Примечание. Шашки - детонаторы ТС -500 Л предназначены для инициирования скважинных и других зарядов малочувствительных промышленных ВВ , в том числе водосодержащих ВВ , с температурой при заряжании скважин от -50 до +50 °С ; могут применяться для ведения взрывных работ при инициировании от неэлектрических систем «СИНВ» или «Эдилин» , или от детонирующего шнура типа ДШЭ -12, ДШЭ - 6 или других детонирующих шнуров с массой сердцевины не менее 6 г / м

Таблица П. 4.4

Средства инициирования зарядов

2.1. Капсюли-детонаторы
КД-8С ГОСТ 6254-85
КДН-13 с накольным механизмом ТУ 84-775-78
КД-8МА ДИШВ.773.941.008 ТУ
ТКД-2 термостойкие в металлической гильзе ТУ 84-601-106-82
КДБИ-8 ТУ 7287-108-07513406-98
КВН-11 ТУ 84-601-103-86
КД-П ДИШВ.773.987.505
КД-Ск ДИШВ.773.987.504
2.4. Пиротехнические замедлители
Реле РП-8 (двухстороннего действия) ТУ 84-1137-87
Реле РП-8М ДИШВ.773.919.007 ТУ
Реле РП-Д ДИШВ.773.919.009 ТУ
Реле РП-Н (двухстороннего действия) ТУЗ-97 ИВШП.771.938.005, ТУ 84-1137-87
Реле РПЭ-2 ТУ 7287-120-07513406-99
2.5. Неэлектрические системы инициирования
СИНВ-П ДИШВ.773.979.008 ТУ
СИНВ-С ДИШВ.773.979.007 ТУ
СИНВ-Ш ДИШВ.773.979.010 ТУ
"Эдилин" ТУ 7287-032-07513406-97
"Динашок" Стандарт 4990707 (Швеция)
"Нонель" Стандарт 4990707 (Швеция)
УНСИ (низкоэнергетическая) с зарядом ЗДЭ-300
СИНВ-Ст ДИШВ.773.979.012 ТУ
СИНВ-ПС ДИШВ.773.979.016 ТУ
Неэлектрическая система инициирования Primadet детонаторы MS ТУ 7287-01-43908744-02
Неэлектрическая система инициирования Primadet детонаторы LP ТУ 7287-01-43908744-02
Неэлектрическая система инициирования Primadet детонаторы EZTL ТУ 7287-01-43908744-02
Неэлектрическая система инициирования Primadet детонаторы EZ Det ТУ 7287-01-43908744-02
Неэлектрическая система инициирования "Коршун" ТУ 7287-002-54634296-2004
Неэлектрическая система инициирования "Эксэл" ТУ 7287-005-23308410-2006
Неэлектрическая система инициирования "Коршун" детонаторы ДИН-П ТУ 7287-001-54634296-2004
Неэлектрическая система инициирования "Коршун" детонаторы ДИН-С ТУ 7287-001-54634296-2004
Неэлектрическая система инициирования "Коршун" детонаторы ДИН-Ш ТУ 7287 001-54634296-2004

Таблица П. 4.5

Характеристика средств инициирования зарядов

Наименование	**Обозначение**	**Характеристики**	**Цена Без НДС**
Детонатор усиленный ДУ-6	ТУ 7287-045-07513406-97	Детонатор усиленный ДУ-6	150 руб.
Капсюль-детонатор КДБИ-8	ТУ7287-108-07513406-98	Капсюль- детонатор(КДБИ-8 ТУ 7287-108-07513406-98), не содержащий инициирующего взрывчатого вещества, предназначен для возбуждения детонации зарядов взрывчатых веществ при проведении промышленных взрывных работ при температуре окружающей среды от минус) до плюс 95 град С за исключением шахт, опасных по газу и пыли.	150 руб.
Капсюль-детонатор КД8-МА для взрывных работ	ДИШВ.773941.008 ТУ	Предназначен для инициирования зарядов взрывчатых веществ при всех видах взрывных работ.	150 руб.
Касюль-воспламенитель КВ-9-1М	ТУ 7287-105-07513406-98	Капсюль-воспламенитель КВ-9-1М ТУ 7287-105-07513406-98 предназначен для воспламенения порохового заряда в патронах типаСП-4 при температуре окружающей среды от плюс (50+-3)град.С до минус(50+-)град.С Капсюли-воспламенители должны быть безопасными при транспортировке и при воздействии на них падающего груза массой(0, 25+0, 001)кг с высоты (20+-0, 5)мм. Капсюли-воспламенители после выдержки в эксикаторе над водой при температуре (25+-10)град.С в течении (4+-0, 4)ч должны безотказно срабатывать при воздействии на них падающего груза массой(0, 25+-0.001)кгс высоты (100+-1, 0)мм.	150 руб.

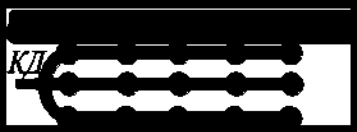
Таблица П. 4.5. Продолжение

Наименование	Обозначение	Характеристики	Цена Без НДС
Реле детонационное РП-Н	ТУ 3-95 ИВШП 771938.005 ТУ	Реле РП-Н двухстороннего действия предназначены для создания замедления во взрывных сетях детонирующего шнура при ведении взрывных работ на земной поверхности, а также в шахтах не опасных по газу или пыли. Имеют 3 серии замедления: 20, 35 и 50 мс. Идентификация серий замедления выполнена путём отличительной окраски (маркировки) гильз реле. Реле РП-Н-20 со временем замедления 20 мс имеют гильзу красного цвета, реле РП-Н-35 со временем замедления 35 мс - белого цвета, реле РП-Н-50 со временем замедления 50 мс - чёрного цвета. Реле состоит из двух капсюлей-детонаторов (КД) с замедлением, соединённых между собой с помощью пластмассовой втулки методом обжимки. В свободных концах гильз КД методом обжимки зафиксированы отрезки детонирующего шнура типа ДШ-В длиной 30-50 см. Материал гильзы - сталь с томпаковым покрытием.	150 руб.
Реле пиротехническое РП-8М	ДИШВ.773919.007 ТУ	Предназначены для создания замедления во взрывных сетях детонирующего шнура при ведении взрывных работ на открытых горных работах, в шахтах и рудниках, не опасных по газу и пыли.	150 руб.
Реле пиротехническое РП-Д	ДИШВ. 773919.009 ТУ	Предназначены для создания замедления во взрывных сетях детонирующего шнура при ведении взрывных работ на земной поверхности, также в шахтах и рудниках.	150 руб.

Таблица П. 4.5. Окончание

Наименование	Обозначение	Характеристики	Цена Без НДС
Реле пиротехническое РПЭ-2	ТУ 7287-120-07513406-99	Реле пиротехническое РПЭ-2 двухстороннего действия предназначено для создания задержки прохождения детонации в коротко-замедленном диапазоне при проведении взрывных работ с использованием детонирующих шнуров на земной поверхности и в шахтах (рудниках), не опасных по газу и (или) пыли при температуре окружающей среды от -50єС до +50єС. Длина волновода составляет не менее 500 мм. Реле пиротехнические сохраняют устойчивость к проникновению влаги в течение 24 часов на глубине 1 метра.	150 руб.
Система инициирования неэлектрическая "Primadet". Детонаторы MS, LP, EZ Det, EZTL	ТУ 7287-001-43908744-2002	Предназначены для ведения взрывных работ на земной поверхности и в подземных рудниках и шахтах, не опасных по газу и (или) пыли, при температуре окружающей среды от минус 50 до плюс 85 град.С для детонаторов MS, EZ Det и от минус 50 до плюс 65 град.С для детонаторов LP и EZTL.	150 руб.
Трубки ударно-волновые	ТУ 3-98 ИВШП 773941.008 ТУ	.Предназначены для трансляции импульса на расстояние в системах СИНВ. По степени опасности при транспортировании и хранении волноводы относятся к классу 9.1.	150 руб.

ПРИЛОЖЕНИЕ 5

Название схемы	Монтажная схема	Условия использования
Однорядное взрывание		
С замедлением через скважину		*Легковзрываемые породы*
Волновая		*Средневзрываемые породы*
Последовательная		*Средневзрываемые породы*
Врубовая		*Трудновзрываемые породы*
Многорядное взрывание		
Продольная: последовательная		*Легковзрываемые породы, подобранный откос уступа*
Врубовая		*Породы средней и ниже средней взрываемости, число рядов скважин > 3, можно и в неподобранный откос*
Диагональная		*Крепкие породы, подобранный и неподобранный откос*
Поперечная		*Трудновзрываемые породы, необходимость сокращения ширины рабочей площадки, число рядов n > 3 - 4*
Волновая		*Трудно и очень трудно-взрываемые породы*
Радиальная		*При взрывании на подпорную стенку и радиальной сетке скважин*

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ

Б1.Б.2.01 ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Часть 1: Расчет параметров буровых работ

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Стенин Ю.В., к.т.н., доцент

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение ... 3
Общие положения и указания ... 3
Практическая работа № 1. Расчет параметров режима и производительности станков вращательного бурения ... 5
Контрольные вопросы ... 11
Практическая работа № 2. Расчет режимов и производительности станков шарошечного бурения ... 12
Контрольные вопросы ... 16
Практическая работа № 3. Расчет режимов и производительности станков ударно-вращательного бурения ... 17
Контрольные вопросы ... 20
Практическая работа № 4. Компьютерный расчет режимов и производительности буровых станков ... 21
Контрольные вопросы ... 23
Список использованных и рекомендуемых источников ... 24
Приложения ... 25
Приложение 1. Исходные данные к работе № 1 ... 25
Приложение 2. Исходные данные к работе № 2 ... 26
Приложение 3. Исходные данные к работе № 3 ... 27
Приложение 4. Станки вращательного бурения ... 28
Приложение 5. Рекомендуемые значения частоты вращения инструмента при вращательном бурении ... 29
Приложение 6. Условия применения режущих долот ... 29
Приложение 7. Продолжительность основного и вспомогательного времени вращательного бурения, мин ... 30
Приложение 8. Коэффициенты снижения производительности шнековых буровых станков вращательного бурения в зависимости от высоты уступа (глубины скважины) ... 30
Приложение 9. Коэффициент снижения производительности буровых станков в зависимости от срока службы ... 30
Приложение 10. Нормативное годовое количество рабочих смен буровых станков ... 30
Приложение 11. Технические характеристики станков шарошечного бурения ... 31
Приложение 12. Выход горной массы с 1 м скважины (ориентировочные показатели) 40
Приложение 13. Типы и условия применения шарошечных долот ... 40
Приложение 14. Номенклатура выпускаемых шарошечных долот для горнорудной промышленности СССР ... 41
Приложение 15. Коэффициенты разбуривания скважин ($K_{раз}$) ... 41
Приложение 16. Рекомендуемые параметры режима бурения шарошечными долотами третьего поколения ... 42
Приложение 17. Размеры наружного диаметра буровых штанг ($d_{тр}$) для шарошечного бурения ... 42
Приложение 18. Техническая характеристика станков ударно-вращательного бурения ... 43
Приложение 19. Техническая характеристика бурового инструмента для ударно-вращательного бурения ... 45
Приложение 20. Значение коэффициента перебура ($K_{пер}$) ... 45

ВВЕДЕНИЕ

Руководство по выполнению практических работ разработано на основании учебной программы дисциплины СД.06 «Процессы открытых горных работ» для студентов специальности 090500 «Открытые горные работы» (ОГР) направления 650600 — «Горное дело». Часть I. «Расчёт параметров буровых работ». Оно содержит рекомендации по выполнению практических работ по теме «Технология и механизация буровых работ», проводимых в 5-м семестре обучения, и необходимые информационно-справочные материалы.

Основная цель практических работ — формирование у студентов навыков определения технологических параметров буровых работ на основе современных научных и практических достижений в этой области, в том числе, методов автоматизированных расчётов.

Каждая практическая работа рассчитана на два академических часа при соответствующей подготовке студента.

Руководство предназначено для студентов очного и заочного обучения, изучающих данную дисциплину, а также может быть использовано при выполнении курсового проекта, бакалаврской и дипломной работ.

Общие положения и указания

Цель всякой производственной деятельности — получение максимальных результатов (как правило финансовой прибыли) при минимальных капитальных затратах и расходах трудовых и материальных ресурсов.

Применительно к буровым работам минимизация капитальных затрат может быть достигнута при формировании минимального по численности парка буровых станков, обладающих высокой технической надежностью и производительностью в конкретных климатических и горнотехнических условиях (свойства обуриваемого горного массива, параметры системы разработки, тип и мощность машин и оборудования в смежных процессах).

Минимизация трудовых и материальных ресурсов достигается за счет ряда организационных и технических факторов. К числу последних относятся параметры режима бурения, обеспечивающие высокую скорость и производительность бурения при минимальных расходах энергии, бурового инструмента и прочих материальных ресурсов.

При выполнении данного цикла практических работ студент по заданным исходным данным производит обоснованный выбор бурового станка на базе знаний, полученных к моменту обучения на данном этапе, расчет рациональных параметров режима бурения, производительности и парка буровых станков.

Выбор модели бурового станка обычно производится в комплексе с погрузочным оборудованием. Рациональным считается применение станков, бурящих скважины диаметром до 150—160 мм, совместно с экскаваторами мощностью 5 м^3 и менее; диаметром 200—250 мм — с экскаваторами 5—8 м^3; диаметром свыше 250 мм — с экскаваторами мощностью 12,5 м^3 и выше.

В реальной практике расчетные значения параметров режима бурения и производительности станков являются базовыми для дальнейшей корректировки и совершенствования их в конкретных фактических условиях работы.

Общий порядок выполнения работ (прочитать обязательно!)

1. Практические работы проводятся после прослушивания студентами лекций по соответствующим разделам курса.

2. Перед выполнением практической работы студент должен изучить рекомендуемую литературу и соответствующие лекции, а также изучить порядок и алгоритм выполнения работы.

3. Практически работы выполняются на основе индивидуальных исходных данных, приведённых в приложении. Номера вариантов определяется преподавателем.

4. Для выполнения практической работы необходимо иметь при себе конспект лекций, рабочую тетрадь, чертёжные инструменты и калькулятор.

5. Результаты практической работы представляются в виде отчёта — технического документа, оформленного в соответствии с требованиями ГОСТа 2.105-95. Отчёт должен содержать следующие разделы: наименование и цель работы; исходные данные; краткое описание теоретических положений, лежащих в основе данной работы; основные формулы и расчёты, таблицы с результатами расчётов, графики; анализ полученных результатов и выводы.

6. Оценка за практическую работу выставляется на основе защиты отчёта и ответов на контрольные вопросы с учетом качества оформления.

7. Отчёты по практических работам выполняются в виде отдельной работы со сквозной нумерацией страниц, с титульным листом стандартной формы и содержанием. На титульном листе указывается общая тематика практических работ, наименование студенческой группы, ***полные*** *фамилия, имя и отчество студента-исполнителя*, также фамилия, имя, отчество и должность преподавателя.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 1
РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ РЕЖИМА И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ СТАНКОВ ВРАЩАТЕЛЬНОГО БУРЕНИЯ

(2 часа аудиторных занятий и 2 часа самостоятельных занятий)

Цель работы

Освоить методику расчета параметров режима вращательного бурения.

Задачи работы

1. Изучить методику расчета и выбора параметров режима бурения, производительности и парка станков вращательного бурения режущим буровым инструментом.

2. Выполнить расчет параметров режима бурения, производительности и парка станков.

3. Исследовать зависимость производительности бурового станка от параметров режима бурения.

Примечание: для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [2, с. 48, 49], [6, с. 62—65, 80—85], [4, с. 23—31], [3, с. 62—69], [9, с. 40—46, 53—58, 72—75] изучить технологию и параметры режима вращательного бурения скважин режущим буровым инструментом.

Порядок выполнения работы

1. Ознакомиться с исходными данными к работе (Приложение 1).

2. Определить прочностные характеристики пород обуриваемого массива: коэффициент крепости f и предел прочности на сдвиг $\sigma_{сд}$, МПа, по заданному значению пределов прочности на сжатие $\sigma_{сж}$, МПа

$$f = \sigma_{сж}/10;\ \sigma_{сд} = \sigma_{сж}/k,$$

где k изменяется от 6 до 13.

3. Рассчитать показатель буримости

$$П_б = 0{,}07(\sigma_{сж} + \sigma_{сд}) + 0{,}7\gamma, \qquad (1.1)$$

где γ — плотность породы, т/м^3.

4. Исходя из свойств пород, с учетом рекомендаций «Общих положений и указаний», по Приложению 4 выбрать модель бурового станка. *Обосновать принятые решения.*

5. Исходя из свойств горных пород, глубины скважины (высоты уступа) и технических возможностей бурового станка (Приложение 4), выбрать способ очистки скважины от буровой мелочи и буровую коронку (Приложение 6).

6. Рассчитать минимальную величину осевого усилия, которое обеспечивает разрушение забоя скважины, кН:

$$P_{н} = 3{,}5 d_{д} f m_{д} m_{р} F_{у}, \qquad (1.2)$$

где $d_д$ — диаметр долота, м;

$m_д$ — число лезвий долота;

$m_р$ — отношение длины линии контакта режущей кромки лезвия с породой к радиусу долота ($m_р$ = 0,7÷0,9 при сплошном лезвии, $m_р$ = 0,5÷0,7 при прерывистом лезвии — щелевой забой скважины);

$F_у$ — минимальная площадь притупления резцов долота, приходящаяся на 1 см длины лезвия (обычно $F_у$ = 1,2 мм^2/см — для пород с f = 2÷5 и $F_у$ = 1,5 мм^2/см — для пород с f = 6÷8).

7. Рассчитать значение эффективного осевого усилия, которое обеспечивает минимальную энергоемкость бурения, кН:

$$P_{эф} = K f d_{д} m_{д} m_{р} F_{у}, \qquad (1.3)$$

где K — коэффициент: для пород III и ниже класса абразивности по Л. И. Барону и А. В. Кузнецову K = 32,8, для пород IV, V и VI класса абразивности K = 18,37.

8. Сравнить полученное значение $P_н$ и $P_{эф}$ (кН) с техническими возможностями выбранного бурового станка, т. е. с обеспечиваемым станком максимальным осевым усилием (P_{max}). Если они обеспечивают эффективное осевое усилие $P_{эф}$, т. е. $P_э < P_{max}$, то принять за расчетное осевое усилие $P_р = P_э$ и выполнять п. 9. Если нет, то возвратиться к пунктам 5—8 и либо подобрать другой тип буровой коронки, конструкция которой согласно формулы (1.2) требует меньшего осевого усилия, либо другой станок, обеспечивающий большее значение P_{max}, и соответствующую ему буровую коронку так, чтобы выполнялось условие $P_э < P_{max}$. Если добиться выполнения этого условия не удается, то принять станок с максимальным значением P_{max} и $P_р = P_{max}$.

9. Определить расчетную скорость вращения бурового става.

Если принят шнековый или шнеко-воздушный способ очистки скважины, то:

9.1. Сначала определить минимальную скорость вращения бурового става (n_{min}, с$^{-1}$), обеспечивающую возможность транспортировки буровой мелочи:

$$n_{min} = \sqrt{\frac{q[\cos\beta(\sin\alpha + f_1 \cos\alpha) - P]}{2\pi^2 f_2 D_с}}, \qquad (1.4)$$

где q — ускорение свободного падения (9,8 м/с^2);

α — угол подъёма винтовой линии шнека (для существующих буровых станков α = 10÷12 град.);

f_1 и f_2 — коэффициенты трения пород соответственно о спираль (сталь) шнека и о стенку скважины (породу): f_1 = 0,6 и f_2 = 0,9;

β — угол наклона скважины к вертикали, град.;

$D_с$ — диаметр скважины, м: $D_с = D_д K_{раз}$; $K_{раз}$ = 1,02÷1,06 (Приложение 16);

P — параметр, учитывающий давление струи воздуха при шнеко-воздушной очистке:

$$P = \frac{0{,}4\gamma_{\text{в}} v_{\text{с}}^{2}}{\gamma_{\text{п}} q d_r},$$

где $\gamma_{\text{в}}$ — плотность воздуха (1,3 кг/м^3);

$\gamma_{\text{п}}$ — плотность породы, кг/м^3;

d_r — максимальный диаметр частиц бурового шлама, м (при бурении режущим инструментом d_r = 0,01÷0,02 м);

v_c — скорость струи воздуха, м/с:

$$v_c = \frac{Q_{\text{в}}}{0{,}8 D_{\text{с}} (D_{\text{с}} - d_{mp})},$$

где $Q_{\text{в}}$ — расход воздуха для очистки скважины, м^3/с (согласно [11], оптимальное значение $Q_{\text{в}}$ рекомендуется равным 0,083 м^3/с);

d_{mp} — диаметр вала шнека (м) принять для СБР-125 d_{mp} = 0,065, для СБР-160 d_{mp} = 0,07, для СБР-200, СБШК-200, СБШ-200 d_{mp} = 0,09.

9.2. Ориентируясь на Приложение 5, принять расчетную скорость вращения бурового става (n_p) такую, чтоб соблюдалось условие $n_p > n_{min}$. Затем перейти к п. 10.

Если принят воздушный способ очистки скважины, то:

9.3. Ориентируясь на Приложение 5, принять расчетную скорость вращения бурового става (n_p) и перейти к п. 10.

10. Рассчитать техническую (с учетом вспомогательных операций) скорость бурения и механическую скорость бурения, которая учитывает время, затрачиваемое на выполнение основных операций бурения — разрушения забоя скважины и извлечения буровой мелочи, т. е. на углубление скважины.

Для определения технической скорости $v_{\text{т}}$ вращательного бурения академиком В. В. Ржевским предложена ([2]) формула, м/ч:

$$v_{\text{т}} = \frac{7{,}5 \cdot 10^{-2} P_{\text{р}} n_{\text{р}}}{\Pi_{\text{б}}^{2} d_{\text{д}}^{2}}, \qquad (1.5)$$

где $n_{\text{р}}$ — скорость вращения бурового става, с$^{-1}$; $P_{\text{р}}$ — в кН; $d_{\text{д}}$ — в м.

Тогда механическая скорость бурения определится так, м/ч:

$$v_{\text{м}}^{\text{ч}} = K \cdot v_{\text{т}} \cdot k_{\text{о}}, \qquad (1.6)$$

или, м/с

$$v_{\text{м}} = v_{\text{м}}^{\text{ч}} / 3600, \qquad (1.6')$$

где K — коэффициент перехода от технической к механической скорости, учитывающий исключение при оценке механической скорости затрат времени на вспомогательные операции (Приложение 7);

k_o — коэффициент, учитывающий способ очистки скважины от буровой мелочи (по данным профессора Катанова Б. А. [11], значение этого коэффициента в зависимости от условий бурения составляет: при шнековой очистке скважины 1,0; при воздушной 1,1—1,2; при шнеко-воздушной 1,4—1,6).

11. Определить и проверить условия эффективной очистки скважин от буровой мелочи.

Система очистки скважины от буровой мелочи из скважины должна иметь производительность, обеспечивающую своевременное удаление буровой мелочи, образующейся при бурении.

11.1. Применительно к шнековой и шнеко-воздушной системам очистки должно выполняться условие:

$$Q_{ш} \geq Q_{б.м.}, \tag{1.7}$$

где $Q_{ш}$ — производительность бурового шнека, м^3/с;

$Q_{б.м.}$ — объём буровой мелочи, образующейся при бурении, м^3/с.

Производительность бурового шнека является функцией от следующих факторов:

$$Q_{ш} = f(D_{с}, d_{тр}, S, v_{ср.в}, \psi), \tag{1.7′}$$

где $D_{с}$ и $d_{тр}$ — соответственно диаметр скважины и диаметр вала шнека, м (п. 9.1);

$v_{ср.в}$ — средняя расчётная скорость транспортирования буровой мелочи из скважины в процессе бурения, м/с;

S — шаг спирали шнека, м ($S = 0{,}8D_{с}$);

ψ — коэффициент заполнения шнека (ψ = 0,25÷0,3).

Объём буровой мелочи, образующейся при бурении, является функцией от следующих факторов:

$$Q_{б.м.} = f(D_{С}, k_{р}, v_{м}), \tag{1.7″}$$

где $k_{р}$ — коэффициент разрыхления породы ($k_{р}$ = 1,05÷1,15).

При подстановке в условие (1.7) конкретных выражений функций (1.7′) и (1.7″) получена формула для расчета максимальной механической скорости бурения ($v_{м.max}$, м/с), при которой будет соблюдаться условие (1.7):

$$v_{м.max} = \frac{(D_{С}^2 - d_{тр}^2)\Psi \sin\alpha}{2D_{С}k_{р}} \cdot \left[\pi n_{р}(2 - \sin\alpha) - \sqrt{\frac{2q}{D_{С}f_2}((\sin\alpha + f_1)\cos\beta - P) + (\pi n_{р} f_1 \sin\alpha)^2}\right]. \tag{1.8}$$

Если $v_{м} > v_{м.max}$, надо, учитывая техническую характеристику выбранного бурового станка и формул (1.5) и (1.6), подобрать такие значения параметров $P_{р}$

и $n_р$, при которых рассчитанное по формуле (1.8) значение $v_{м.max}$ будет больше или равно $v_м$.

Полученные при этом новые значения $v_т$, $v_м$, $P_р$ и $n_р$ и будут принятыми параметрами режима бурения. Затем переходим к п. 12.

11.2. Применительно к воздушному способу очистки скважины эффективность очистки от буровой мелочи определяется расходом воздуха для выноса частиц шлама по кольцевому зазору затрубного пространства.

Требуемый расход воздуха рассчитывают, исходя из скорости витания наиболее крупной частицы, по формуле, м^3/с:

$$Q_в = v_в \frac{\pi}{4}(D_с^2 - d_{пр}^2), \quad (1.9)$$

где $v_в$ — полная скорость восходящего потока в затрубном пространстве, м/с:

$$v_в = 8 + v_{кр}, \quad (1.10)$$

где $v_{кр}$ — критическая скорость восходящего потока, обеспечивающая невесомость расчётной частицы буровой мелочи, м/с:

$$v_{кр} = 3\sqrt{d_r \frac{\gamma_п}{\gamma_в}}. \quad (1.11)$$

Требуемый расход воздуха (требуемая производительность компрессора) с учетом утечек по трещинам в обуриваемом массиве составит, м^3/с:

$$Q_{в.тр} = Q_в K_{п.в}, \quad (1.12)$$

где $K_{п.в}$ — коэффициент, учитывающий потери воздуха в обуриваемом массиве.

Категория пород по трещиноватости	I	II	III	IV	V
$K_{п.в}$	3,0	2,5	2,0	1,5	1,2

Полученное значение $Q_{в.тр}$ сравнить с производительностью штатных компрессоров 6ВКМ-25В (Q = 25 м^3/мин) и 7ВВ32/7 (Q = 32 м^3/мин), выбрать один из них и рассчитать обеспеченность станка воздухом для очистки скважины: $K_Q = Q / Q_{к.тр}$.

12. Рассчитать производительность бурового станка:

а) сменную, м/смену

$$A_{см} = v_т T_{см} k_н k_β k_т k_{ис} k_{ос}, \quad (1.13)$$

где $k_н$ — коэффициент, учитывающий глубину скважин $l_с = h_у + l_{пер}$ (Приложение 8);

$l_{пер}$ — длина перебура скважины; $l_{пер} = K_{пер} D_с$; где $K_{пер}$ — коэффициент (Приложение 20);

k_β — коэффициент, учитывающий угол наклона скважин к горизонту ($\beta_г$); $k_\beta = 0{,}95$, если $\beta_г \neq 90°$ и $k_\beta = 1$, если $\beta_г = 90°$;

$k_т$ — коэффициент, учитывающий трещиноватость пород; для пород I категории трещиноватости $k_т = 0{,}90 \div 0{,}95$, в остальных случаях $k_т = 1$;

$T_{см}$ — продолжительность рабочей смены бурового станка, ч;

$k_{ис}$ — коэффициент использования рабочего времени бурового станка $k_{ис} = 0{,}85 \div 0{,}90$);

$k_{ос}$ — коэффициент, учитывающий способ очистки скважин (при шнековой очистке $k_{ос} = 1$; при шнеко-воздушной $k_{ос} = 1{,}2 \div 1{,}3$; при воздушной $k_{ос} = 1{,}15 \div 1{,}25$).

б) суточную, м/сутки

$$A_{сут} = A_{см} n_{см}, \tag{1.14}$$

где $n_{см}$ — количество рабочих смен станка в сутки;

в) годовую, м/год

$$A_{год} = k_t A_{см} n_г, \tag{1.15}$$

где k_t — коэффициент, учитывающий срок службы станка (Приложение 9); срок службы принять равным номеру варианта, деленному на три, но не более 5 лет;

$n_г$ — количество рабочих смен станка в году (Приложение 10); режим работы карьера принять самостоятельно.

13. Определить парк буровых станков.

а) списочный парк, шт.

$$N_{сп} = \frac{v_{год}}{v_{г.м} A_{год}}, \tag{1.16}$$

где $v_{год}$ — годовой объем обуриваемой (взрываемой) горной массы, м^3;

$v_{г.м}$ — выход горной массы с 1 м скважины, м^3/м (Приложение 12).

б) рабочий парк, шт.

$$N_{раб} = \frac{N_{сп}}{K_р}, \tag{1.17}$$

где $K_р$ — коэффициент резерва буровых станков:

$$K_р = \frac{n_{г.к}}{n_б},$$

где $n_{г.к}$ — календарное количество рабочих смен карьера:

$$n_{г.к} = (N_{к.д} - N_{в.д}) n_{см},$$

где $N_{к.д}$ — календарное число дней в году;

$N_{в.д}$ — количество выходных и праздничных дней в году (рассчитать в соответствии с принятым режимом работы карьера).

14. Исследовать зависимость сменной производительности бурового станка от режимных параметров ($P_р$ или $n_р$ согласно заданию). Для этого вычислить производительность для пяти значений аргумента ($P_р$ или $n_в$), используя формулы (1.7), (1.13). По результатам вычислений построить график.

15. Дать письменный ответ на контрольные вопросы.

Контрольные вопросы

1. Какими параметрами определяется режим вращательного бурения?

2. Какими условиями определяется минимально допустимая и максимальная величина скорости вращения бурового става?

3. От каких факторов зависит величина эффективного осевого усилия?

4. Какими условиями определяется минимально допустимая и максимальная величина осевого усилия?

5. От каких факторов зависит сменная производительность бурового станка?

6. Перечислить вспомогательные операции при бурении. От чего зависит продолжительность этих операций?

7. В каких пределах изменяется рекомендуемая скорость вращения шнека?

8. В каких пределах изменяется техническая скорость вращательного бурения?

9. В каких пределах изменяется производительность вращательного бурения?

10. Перечислить модели станков вращательного бурения.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 2
РАСЧЕТ РЕЖИМОВ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ СТАНКОВ ШАРОШЕЧНОГО БУРЕНИЯ

(2 часа аудиторных занятий и 2 часа самостоятельных занятий)

Цель работы

Освоить методику расчёта параметров режима шарошечного бурения.

Задачи работы

1. Изучить методику расчёта и выбора режимов шарошечного бурения.
2. Выполнить расчёт параметров режима бурения, производительности и парка станков.
3. Исследовать зависимости производительности бурового станка от параметров режима бурения.

Примечание: для подготовки к выполнению работы необходимо изучить соответствующий материал лекций и литературу: [2, с. 55—57], [3, с. 69—71, 76—79], [4, с. 31—52], [6, с. 94—110], [8, с. 62—106], [9, с. 46—53].

Порядок выполнения работы

1. Ознакомиться с исходными данными к работе (Приложение 2).
2. Определить прочностные характеристики пород обуриваемого массива: f, $\sigma_{сд}$, МПа (см. п.п. 2 и 3 практической работы № 1).
3. Рассчитать показатель буримости.
4. На основе исходных данных к работе выбрать модель бурового станка, долота и способ очистки скважины (Приложения 11, 13, 14). *Обосновать принятое решение.* Дать характеристику долота.
5. Рассчитать величину осевого усилия.

а) рациональную, кН

$$P_0 = 10^{-2} K П_6 d_д, \qquad (2.1)$$

где $d_д$ — диаметр долота в мм;

K — коэффициент, учитывающий диаметр долота; K = 6÷8, большему значению диаметра долота соответствует больше значение K;

б) максимально допустимую по прочности долота, кН

$$P_{max} = 10^{-4} \cdot 55 \cdot d_д^2. \qquad (2.2)$$

С учетом технической характеристики бурового станка и рекомендации в Приложении 15 принять расчетное значение осевого усилия ($P_р$). При этом необходимо соблюдать условие:

$$P_р < P_{max} \text{ и } P_р \le P_{ном}, \qquad (2.3)$$

где $P_{ном}$ — осевое усилие, развиваемое станком согласно технической характеристике.

6. С учетом прочности пород и величины расчётного осевого усилия по Приложениям 13 и 15 принять расчётную скорость вращения долота ($n_р$).

7. Рассчитать механическую скорость бурения, м/с:

$$V_p = 5 \cdot 10^{-6} \cdot \frac{P_p n_p}{П_б d_д^2}, \qquad (2.4)$$

или, м/ч

$$V_{р.ч.} = 1{,}8 \cdot 10^{-2} \cdot \frac{P_p n_p}{П_б d_д^2}, \qquad (2.4')$$

где $P_р$ — в кН; $n_р$ — в $с^{-1}$; $d_д$ — в м.

8. Определить расход воздуха для очистки скважины:

а) исходя из требуемой кинетической энергии для подъема частиц буровой мелочи с максимально возможными размерами, $м^3/с$

$$Q_в = v_в \cdot \frac{\pi}{4}\left(D_с^{\,2} - d_{тр}^{\,2}\right), \qquad (2.5)$$

где $v_в$ — полная скорость восходящего потока в затрубном пространстве, м/с;

$D_с$ и $d_{тр}$ — диаметр соответственно скважины и буровой трубы, м;

$$D_с = d_д \cdot K_{раз},$$

где $K_{раз}$ — коэффициент разбуривания (Приложение 16); величину $d_{тр}$ принять из Приложения 17;

$$v_в = 8 + v_{кр} \text{ м/с}, \qquad (2.6)$$

где $v_{кр}$ — критическая скорость восходящего потока, обеспечивающая невесомость расчётной частицы буровой мелочи, м/с:

$$v_{кр} = 3 \cdot \sqrt{d_r \frac{\gamma_r}{\gamma_в}}, \qquad (2.7)$$

где d_r — максимальный диаметр частиц бурового шлама, м (принять равным 0,005—0,01 м);

$\gamma_г$ — плотность частиц породы буровой мелочи, $кг/м^3$;

$\gamma_в$ — плотность воздуха в нормальных условиях, $кг/м^3$ ($\gamma_в$ = 1,3 $кг/м^3$).

б) исходя из эффективной весовой пропорции смеси буровой мелочи в воздушном потоке, которая согласно экспериментальным исследованиям составляет не более 3[1].

[1] Для современных отечественных буровых станков фактическое значение этой величины достигает 6.

Величина весовой пропорции определяется так:

$$\mu = \frac{Q_{\text{п}}\gamma_r}{Q_{\text{в}}\gamma_{\text{в}}},$$

где $Q_{\text{п}}$ — интенсивность образования буровой мелочи, м^3/с.

Тогда требуемый расход воздуха по данному условию определится так:

$$Q_{\text{в}} = \frac{0{,}75 D_{\text{с}}^2 V_{\text{р}} \gamma_r}{3\gamma_{\text{в}}}. \qquad (2.8)$$

Из двух полученных значений $Q_{\text{В}}$ в пунктах а) и б) принимается большее и определяется требуемый расход воздуха (требуемая производительность компрессора) с учетом утечек по трещинам в обуриваемом массиве:

$$Q_{\text{в.тр}} = Q_{\text{в}} K_{\text{п.в}} \text{ м}^3/\text{с}, \qquad (2.9)$$

где $K_{\text{п.в}}$ — коэффициент, учитывающий потери воздуха в обуриваемом массиве.

Категория пород по трещиноватости	I	II	III	IV	V
$K_{\text{п.в}}$	3,0	2,5	2,0	1,5	1,2

Полученное значение $Q_{\text{в.тр}}$ сравнить с производительностью штатных компрессоров 6ВКМ-25В (Q = 25 м^3/мин.) и 7ВВ32/7 (Q = 32 м^3/мин.), выбрать один из них и рассчитать обеспеченность станка воздухом для очистки скважины:

$$K_Q = Q/Q_{\text{к.тр}}.$$

9. Определить расход воды, если предусмотрена воздушно-водяная очистка скважин

$$Q_{\text{вод}} = 0{,}785\, D_{\text{с}}^2 \gamma_r \frac{W_{\text{м}} - W_{\text{е}}}{100} \text{ л/м}, \qquad (2.10)$$

где $D_{\text{с}}$ — диаметр скважины, м;

$W_{\text{е}}$ — естественная влажность пород, % (0,1—2,4);

$W_{\text{м}}$ — необходимая влажность бурового шлама, % (45—60);

$\gamma_{\text{г}}$ — в кг/м^3.

10. Рассчитать производительность бурового станка:

а) сменную, м/смену

$$A_{\text{см}} = \frac{3600 T_{\text{см}}}{\frac{1}{v_p} + t_{\text{вс}}} k_\beta k_{\text{т}} k_{\text{в}} k_{\text{н}} k_{\text{ис}}, \qquad (2.11)$$

где $t_{вс}$ — продолжительность вспомогательных операций бурения в расчете на 1 м скважины, с (при f = 8÷16 $t_{вс}$ = 75÷100 с; при f = 17÷20 $t_{вс}$ = 90÷120 с);

$T_{см}$ — продолжительность смены, ч;

$k_{ис}$ — коэффициент использования времени смены (0,8—0,9);

$k_{в}$ — коэффициент, учитывающий обеспеченность станка воздухом. При $K_Q \geq 1$ $k_{в}$ =1; при $K_Q < 1$ $k_{в}$ = 0,97;

k_{β} и $k_{т}$ — коэффициенты, учитывающие соответственно угол наклона скважины и трещиноватость пород (см. с. 9, п.12);

$k_{н}$ — коэффициент, учитывающий глубину скважин $l_{с} = h_{у} + l_{пер}$,

где $l_{пер}$ — длина перебура скважины; $l_{пер} = K_{пер} D_{с}$;

$K_{пер}$ — коэффициент (Приложение 20).

Коэффициент $k_{н}$ учитывает ухудшение условий очистки скважин, износ долота и повышение прочностных свойств пород и энергоемкости бурения. Его следует определять для конкретного карьера индивидуально с учетом конструкции станков и их технического состояния. Для учебных целей значение этого коэффициента можно принять следующим образом:

$l_{с}$, м	< 5	5—10	11—15	16—20
$k_{н}$	1,0	0,85	0,80	0,75

б) суточную, м/сутки

$$A_{сут} = A_{см} n_{см}; \qquad (2.12)$$

в) годовую, м/год

$$A_{год} = A_{см} n_{г} k_{t}, \qquad (2.13)$$

где $n_{г}$ — количество рабочих смен в году (Приложение 10);

k_{t} — коэффициент, учитывающий срок службы станка (Приложение 9); срок службы принять равным номеру варианта, деленному на три, но не более 5 лет.

11. Определить парк буровых станков согласно алгоритму, приведенному в пункте 13 практической работы № 1.

12. Исследовать зависимость сменной производительности бурового станка от режимных параметров ($P_{р}$ или $n_{р}$ согласно заданию), используя формулы (2.1), (2.2), (2.3), (2.4) и (2.10), и построить график зависимости.

13. Дать письменный ответ на контрольные вопросы.

Контрольные вопросы

1. Какими параметрами определяется режим шарошечного бурения?
2. Чем определяется максимально допустимая величина осевого усилия при шарошечном бурении?
3. Объясните процесс поверхностного разрушения забоя скважины.
4. Объясните процесс объёмного разрушения забоя скважины.
5. Какими факторами определяется скорость шарошечного бурения?
6. Какими факторами определяется требуемая скорость потока воздуха для очистки скважины?
7. От каких факторов зависит требуемый расход воздуха для очистки скважины?
8. В каких пределах изменяется расход воздуха для очистки скважины?
9. В каких пределах изменяется величина осевого усилия при шарошечном бурении?
10. В каких пределах изменяется частота вращения бурового става при шарошечном бурении?
11. Какие шарошечные станки рассчитаны на применение водно-воздушной очистки скважин?
12. Перечислите модели станков шарошечного бурения.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 3
РАСЧЕТ РЕЖИМОВ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ СТАНКОВ УДАРНО-ВРАЩАТЕЛЬНОГО БУРЕНИЯ

(2 часа аудиторных занятий и 2 часа самостоятельных занятий)

Цель работы

Освоить методику расчёта параметров режима ударно-вращательного бурения.

Задачи работы

1. Изучить методику расчёта и выбора параметров режима ударно-вращательного бурения.
2. Выполнить расчёт параметров режима бурения, производительности и парка станков.
3. Исследовать зависимости производительности бурового станка от параметров режима бурения.

Примечание: для подготовки к выполнению работы необходимо изучить соответствующий материал лекций и литературу: [2, с. 62—65], [3, с. 71—72], [4, с. 52—60], [6, с. 85—94].

Порядок выполнения работы

1. Ознакомиться с исходными данными к работе (Приложение 3).
2. Определить прочностные характеристики пород обуриваемого массива (см. п.п. 2 и 3 лаб. работы № 1).
3. Рассчитать показатель буримости.
4. На основе исходных данных к работе выбрать модель бурового станка, пневмоударника и долота (Приложения 18, 19). *Обосновать принятое решение.*
5. Рассчитать глубину погружения лезвия долота при единичном ударе (h), м:

$$h = \sqrt{\frac{2w}{z d_д \sigma_{мб} (\operatorname{tg}\frac{\alpha}{2} + \mu_1) k_з}}, \qquad (3.1)$$

где w — энергия удара пневмоударника, Дж;

z — коэффициент, учитывающий форму коронки долота, $z = 2$ — для долотчатой (зубильного типа) коронки, $z = 4$ — для крестовой и штыревой коронки, $z = 3$ — для трёхперой коронки);

$d_д$ — диаметр долота, м;

$\sigma_{мб}$ — приведённый предел прочности породы, Па:

$$\sigma_{мб} = 0{,}5(\sigma_{сж} + \sigma_{ск}),$$

где $\sigma_{ск}$ — предел прочности пород на скалывание ($\sigma_{ск} = \sigma_{сд}$), Па;

α — угол заострения лезвия долота (при $f < 10$ $\alpha = 90 \div 100°$, при f от 10 до 15 $\alpha = 101 \div 110°$ и при $f > 15$ $\alpha = 111 \div 120°$);

μ_1 — коэффициент трения стали коронки долота о породу (μ_1 от 0,5 при воздушно-водяной продувке до 1 при сухой продувке);

k_3 — коэффициент, учитывающий затупление лезвия коронки (k_3 = 1,2÷1,3).

6. Рассчитать минимально необходимое для разрушения забоя скважины число ударов за один оборот долота (n_o), уд./об.:

$$n_o = \frac{\pi d_д \sigma_{ск}}{2z h \sigma_{мб}}, \tag{3.2}$$

где $d_д$ — в м.

7. Рассчитать максимально допустимую частоту вращения долота ($n_в$), мин$^{-1}$:

$$n_в = \frac{60 n_у}{n_o}, \tag{3.3}$$

где $n_у$ — частота ударов пневмоударника, с$^{-1}$.

8. С учетом технической характеристики станка принять за расчётную ($n_р$) такую частоту вращения, которая бы отвечала условию

$$n_р \le n_в . \tag{3.4}$$

9. Определить теоретическую (механическую) скорость бурения ($v_б$), м/мин:

$$v_м = n_р \cdot h \tag{3.5}$$

10. Определить скорость бурения с учетом глубины скважины ($v_р$), м/мин:

$$v_р = v_м \left(1 - k \cdot l_с\right), \tag{3.6}$$

где $k = 0{,}0034$;

$$l_с = h_у + l_{пер},$$

где $l_{пер}$ — длина перебура скважины; $l_{пер} = K_{пер} D_с$; $K_{пер}$ — коэффициент (Приложение 20); h_y — высота уступа.

11. Определить расход воздуха для очистки скважины по алгоритму, приведённому в пункте 8 практической работы № 2. Средний диаметр частиц бурового шлама ($d_ч$) принять равным 0,01 м, диаметр буровой штанги — по Приложению 18.

12. Определить расход воды на 1 м скважины (q), если предусмотрена воздушно-водяная очистка скважин, л/м

$$q = \frac{1000}{v_p} q_0, \tag{3.7}$$

где q_0 — удельный расход воды, л/мин, (q_0 изменяется от 0,1 л/мин при диаметре скважины 100 мм до 0,25 л/мин при диаметре скважины 200 мм);

v_p — в мм/мин.

13. Рассчитать производительность бурового станка:

а) сменную, м/смену

$$A_{\text{см}} = 60 T_{\text{см}} v_p k_\beta k_{\text{т}} k_{\text{ис}}^{\text{б}}, \tag{3.8}$$

где $k_{\text{ис}}^{\text{б}}$ — коэффициент использования времени смены станка на чистом бурении ($k_{\text{ис}}^{\text{б}}$ = 0,5÷0,7; нижний предел для пород с f = 12÷14, верхний предел — с f = 18÷20);

$T_{\text{см}}$ — продолжительность смены, ч;

k_β $k_{\text{т}}$ — коэффициенты см. с. 9, п.12,

б) суточную, м/сутки

$$A_{\text{сут}} = A_{\text{см}} n_{\text{см}}; \tag{3.9}$$

в) годовую, м/год

$$A_{\text{год}} = A_{\text{см}} n_{\text{г}} k_t, \tag{3.10}$$

где $n_{\text{г}}$ — количество рабочих смен станка в году (прил. 10; режим работы карьера принять самостоятельно);

k_t — коэффициент, учитывающий срок службы станка (Приложение 9); срок службы принять равным номеру варианта, деленному на три.

14. Определить парк буровых станков согласно алгоритму, приведённому в п. 13 практической работы № 1.

15. Исследовать зависимость сменной производительности бурового станка от определяющих режимных параметров (w и $n_{\text{р}}$ согласно заданию), используя формулы (3.1), (3.5), (3.8), и построить график зависимости.

16. Дать письменный ответ на контрольные вопросы.

Контрольные вопросы

1. Какими параметрами определяется режим ударно-вращательного бурения?

2. Какими факторами определяется скорость ударно-вращательного бурения?

3. В каких пределах изменяется скорость ударно-вращательного бурения?

4. В каких пределах изменяется величина осевого усилия при ударно-вращательном бурении?

5. В каких пределах изменяется энергия удара у пневмоударников?

6. В каких пределах изменяется частота ударов пневмоударника?

7. В каких пределах изменяется производительность ударно-вращательного бурения?

8. Перечислите модели станков ударно-вращательного бурения?

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 4
КОМПЬЮТЕРНЫЙ РАСЧЕТ РЕЖИМОВ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ БУРОВЫХ СТАНКОВ

(2 часа аудиторных)

Цель работы

Сформировать системное представление об определении режимов и производительности буровых станков; закрепить навыки работы с компьютерами.

Задачи работы

1. На базе раннее выполненных работ изучить общий алгоритм расчета и выбора параметров режима бурения, производительности и парка карьерных буровых станков.

2. Изучить компьютерную программу автоматизированного расчета параметров режима бурения и производительности буровых станков.

3. Выполнить автоматизированный расчет параметров режима бурения производительности и парка буровых станков вращательного, шарошечного и ударно-вращательного бурения по исходным данных в практических работах № 1, 2, 3.

4. Выполнить сравнительный анализ результатов ручного и автоматизированного расчетов. Дать объяснение выявленным расхождениям.

Примечание: для подготовки к выполнению работы необходимо повторить материал по ранее выполненным практическим работам № 1, 2, 3 и ответы на контрольные вопросы в этих работах.

Порядок выполнения работы

1. Используя ниже приведенную инструкцию, и с помощью преподавателя познакомиться с работой программы автоматизированного расчета параметров буровых работ.

2. Используя исходные данные по предыдущим работам, выполнить автоматизированный расчет для станков вращательного, шарошечного и ударно-вращательного бурения.

3. Результаты расчетов распечатать.

4. Составить сравнительную таблицу результатов ручного и автоматизированного расчетов.

Примечание: если обнаружатся расхождения в результатах автоматизированного и ручного расчетов, то найти причину расхождений и объяснить ее.

Инструкция по использованию программы автоматизированного расчета технологических параметров бурения на карьерах

Для выполнения данной работы необходимо загрузить Windows 95/98, перейти в каталог, который вам укажет преподаватель, и запустить программу *Lab1.exe*, *Lab2.exe* или *Lab3.exe* для выполнения первой, второй или третьей практической работы, соответственно.

На экране дисплея появится окно ввода данных. В нем указываются характеристики пород, характеристики бурового станка, различные коэффициенты, способ очистки скважины и другие параметры (например, выход горной массы с 1 м скважины, продолжительность смены и т. д.).

Все данные вводятся с клавиатуры в соответствующие им поля или выбираются из списка. Используя клавишу *Tab*, вы можете перемещаться по полям. Каждое поле имеет всплывающую подсказку, где написано, что нужно в нем указать. Наведите указатель мыши на поле и немного подождите. Вы увидите, что рядом с указателем появилась подсказка. Если вы не успели прочитать эту подсказку, то можете увидеть ее снизу в строке состояния.

В окне ввода данных есть особые типы полей.

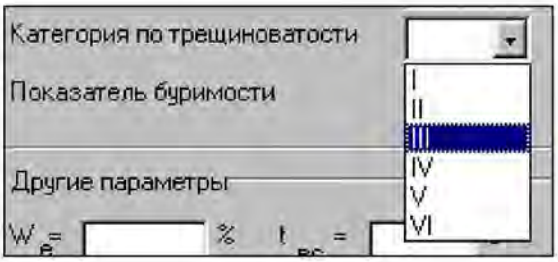


Рис. 4.1. Выпадающий список

1. Поля, имеющие выпадающий список (рис. 4.1). Чтобы посмотреть список или выбрать из него какое-либо значение, щелкните мышкой на кнопке со стрелкой, направленной вниз (она находится справа от поля).

Рис. 4.2. Поля с функциональными кнопками

2. Поля, имеющие справа кнопку с изображением калькулятора (рис. 4.2). В такое поле программа записывает вычисленное значение параметра. Нажмите эту кнопку, и программа рассчитает соответствующее значение.
3. Поля, имеющие справа кнопку с изображением красной галочки (рис. 4.2). Нажмите эту кнопку, и программа вычислит оптимальное значение соответствующего параметра. После чего будет выведено окно, где вы можете отказаться от значения, полученного программой, нажав на кнопку «нет» в этом окне и введя свое значение в данное поле.

После того как вы ввели все необходимые данные, нажмите кнопку *«Вычислить»*. В появившемся окне вы увидите отчет с результатами, который можно распечатать нажатием кнопки с изображением принтера.

Если ваши расчеты на бумаге не совпадают с расчетами программы, то можно проверить применяемые формулы, нажав на кнопку *«Формулы»* или *«Проверка»*.

При выполнении работы обратите внимание, чтобы вводимые данные соответствовали указанной размерности и типу. При появлении ошибок обратитесь к преподавателю или попробуйте выйти из программы и запустить ее снова, но при этом будут утеряны все введенные вами данные.

Чтобы закрыть программу, нажмите комбинацию клавиш *Alt+F4* или кнопку с изображением крестика в правом верхнем углу окна ввода данных.

Контрольные вопросы

1. Изложите алгоритм расчета параметров вращательного бурения.
2. Изложите алгоритм расчета параметров шарошечного бурения.
3. Изложите алгоритм расчета параметров ударно-вращательного бурения.
4. Перечислите преимущества и недостатки вращательного бурения.
5. Перечислите преимущества и недостатки шарошечного бурения.
6. Перечислите преимущества и недостатки ударно-вращательного бурения.
7. Какая кнопка в окне ввода данных позволяет просмотреть рассчитанные параметры?
8. С помощью какой кнопки можно распечатать исходные данные и рассчитанные параметры?
9. Назовите условия эффективного применения станков вращательного, шарошечного и ударно-вращательного бурения.
10. Как посмотреть формулы, по которым программа производит расчет?
11. Как закрыть программу?
12. Что означает кнопка с изображением калькулятора?
13. Что означает кнопка с изображением красной галочки?

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ И РЕКОМЕНДУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. *Хохряков В. С.* Проектирование карьеров: учебник для вузов. М.: Недра, 1992. 383 с.

2. *Ржевский В. В.* Открытые горные работы. Ч. 1. Производственные процессы: учебник для вузов. М.: Недра, 1985. 509 с.

3. *Томаков П. И., Наумов И. К.* Технология, механизация и организация открытых горных работ: учебник для вузов. М.: Изд-во МГИ, 1992. 516 с.

4. *Друкованый М. Ф., Кукиб Б. Н., Куц В. С.* Буровзрывные работы на карьерах. М.: Недра, 1990. 367 с.

5. *Корнилков С. В., Стенин Ю. В., Стариков А. Д.* Расчет параметров буровзрывных работ при скважинной отбойке на карьерах: учебное пособие. Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 1997. 112 с.

6. *Кутузов Б. Н.* Разрушение горных пород взрывом. М.: Изд-во МГИ, 1992. 516 с.

7. *Кутузов Б. Н.* Разрушение горных пород взрывом (взрывные технологи и в промышленности): учебник для вузов. Ч. 2. М.: Недра, 1987. 254 с.

8. *Симкин Б. А., Кутузов Б. Н., Буткин В. Д.* Справочник по бурению на карьерах. М.: Недра, 1990. 224 с.

9. *Буровзрывные работы на угольных разрезах* / Репин Н. Я., Богатырев В. П., Буткин В. Д. и др. / Под ред. Н. Я. Репина. М.: Недра, 1987. 254 с.

10. *Репин Н. Я.* Подготовка и эксплуатация вскрышных пород угольных разрезов. М.: Недра, 1978. 256 с.

11. *Катанов Б. А., Сафохин М. С.* Инструмент для бурения взрывных скважин на карьерах. М.: Недра, 1989. 173 с.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1. Исходные данные к работе № 1

Расчет режимов и производительности станков вращательного бурения

Вариант	Характеристика горных пород				Высота уступа (h_y), м	Суточный режим работы бурового станка	Годовой объем обриваемой горной массы ($V_{год}$), млн м^3	Угол наклона скважины к вертикали, град.	Исследуемая зависимость
	предел прочности на сжатие ($\sigma_{еж}$), МПа	плотность ($\gamma_п$), т/м^3	класс абразивности	категория трещиноватости					
1	15	1,3	II	III	7	1×8	0,5	0	$A_{см}=f(P_р)$
2	60	2,1	II	IV	12	2×8	5,0	15	$A_{см}=f(n_р)$
3	60	2,5	III	IV	15	2×12	15,0	0	$A_{см}=f(n_р)$
4	20	2,0	II	II	15	3×8	15,0	15	$A_{см}=f(n_р)$
5	70	2,6	IV	IV	15	2×8	7,0	10	$A_{см}=f(n_р)$
6	70	2,5	V	III	10	2×8	10,0	10	$A_{см}=f(P_р)$
7	30	2,3	II	III	10	1×8	1,0	20	$A_{см}=f(P_р)$
8	80	2,6	V	IV	12	2×8	3,0	10	$A_{см}=f(P_р)$
9	20	1,8	II	III	15	2×8	10,0	20	$A_{см}=f(n_р)$
10	40	2,2	III	II	10	2×12	15,0	15	$A_{см}=f(n_р)$
11	15	1,4	II	III	10	2×8	3,0	0	$A_{см}=f(n_р)$
12	40	2,0	II	II	7	1×8	0,8	0	$A_{см}=f(n_р)$
13	40	1,9	IV	III	12	2×8	4,0	15	$A_{см}=f(n_р)$
14	80	2,5	IV	III	15	2×8	5,0	15	$A_{см}=f(P_р)$
15	50	2,5	III	III	15	2×8	10,0	0	$A_{см}=f(n_р)$
16	50	2,7	IV	IV	7	1×8	2,0	0	$A_{см}=f(P_р)$
17	30	2,0	II	III	10	2×8	15,0	25	$A_{см}=f(P_р)$
18	20	2,0	II	II	12	1×8	0,8	0	$A_{см}=f(P_р)$
19	70	2,5	IV	II	15	3×8	15,0	10	$A_{см}=f(n_р)$
20	20	1,8	II	III	10	1×8	3,0	0	$A_{см}=f(n_р)$
21	15	1,3	II	III	12	2×8	4,0	0	$A_{см}=f(n_р)$
22	40	2,0	III	II	12	2×8	8,0	15	$A_{см}=f(n_р)$
23	60	2,5	IV	III	15	2×8	10,0	10	$A_{см}=f(n_р)$
24	80	2,7	III	IV	12	3×8	15,0	20	$A_{см}=f(P_р)$
25	40	2,0	III	III	7	1×8	2,0	0	$A_{см}=f(P_р)$
26	30	2,1	II	II	12	3×8	8,0	0	$A_{см}=f(P_р)$
27	70	2,3	IV	III	10	2×8	5,0	0	$A_{см}=f(P_р)$
28	50	2,3	II	II	15	1×8	5,0	0	$A_{см}=f(n_р)$
29	30	2,0	III	III	7	1×8	0,5	15	$A_{см}=f(n_р)$
30	80	2,5	IV	III	15	2×12	12,0	10	$A_{см}=f(n_р)$
31	80	2,4	III	III	12	2×8	10,0	15	$A_{см}=f(n_р)$
32	15	1,4	II	II	30	2×8	3,0	0	$A_{см}=f(P_р)$
34	20	1,9	II	IV	15	2×12	15,0	20	$A_{см}=f(P_р)$
35	50	2,4	IV	IV	12	2×8	6,0	10	$A_{см}=f(P_р)$

Приложение 2. Исходные данные к работе № 2

Расчет режимов и производительности станков шарошечного бурения

Вариант	Характеристика горных пород				Высота уступа ($h_у$), м	Суточный режим работы бурового станка	Годовой объём обуриваемой горной массы ($V_{год}$), млн м^3	Исследуемая зависимость
	предел прочности на сжатие ($\sigma_{сж}$), МПа	плотность ($\gamma_п$), т/м^3	класс абразивности	категория по трещиноватости				
1	80	2,5	II	III	12	2×8	4,0	$A_{см} = f(n_р)$
2	160	2,7	III	III	15	3×8	10,,	$A_{см} = f(n_р)$
3	100	2,7	III	II	10	1×8	2,5	$A_{см} = f(n_р)$
4	150	2,8	III	II	20	3×8	50,0	$A_{см} = f(n_р)$
5	120	2,6	III	III	10	2×8	6,0	$A_{см} = f(P_р)$
6	180	3,0	IV	IV	15	2×12	20,0	$A_{см} = f(P_р)$
7	120	3,2	VII	V	15	2×12	25,0	$A_{см} = f(P_р)$
8	130	2,4	II	IV	15	3×8	30,0	$A_{см} = f(P_р)$
9	90	2,4	II	III	12	2×8	15,0	$A_{см} = f(n_р)$
10	110	2,5	II	II	12	3×8	25,0	$A_{см} = f(P_р)$
11	140	2,5	III	III	20	2×12	35,0	$A_{см} = f(n_р)$
12	100	2,5	II	III	10	1×8	3,0	$A_{см} = f(n_р)$
13	80	2,4	II	II	20	3×8	40,0	$A_{см} = f(n_р)$
14	80	2,3	III	III	10	1×8	7,0	$A_{см} = f(P_р)$
15	130	2,6	II	III	12	2×8	15,0	$A_{см} = f(P_р)$
16	90	2,4	II	II	15	2×12	25,0	$A_{см} = f(P_р)$
17	150	2,7	IV	IV	12	2×8	25,0	$A_{см} = f(P_р)$
18	170	2,7	VI	IV	12	2×8	30,0	$A_{см} = f(P_р)$
19	140	2,6	V	IV	10	1×8	8,0	$A_{см} = f(n_р)$
20	160	2,9	IV	V	10	2×8	15,0	$A_{см} = f(n_р)$
21	100	2,5	II	IV	15	3×8	20,0	$A_{см} = f(n_р)$
22	120	2,4	III	IV	20	2×8	35,0	$A_{см} = f(n_р)$
23	120	2,6	III	III	15	1×8	10,0	$A_{см} = f(P_р)$
24	160	2,6	IV	V	20	3×8	50,0	$A_{см} = f(P_р)$
25	150	2,5	III	III	20	1×8	20,0	$A_{см} = f(P_р)$
26	170	2,6	V	IV	12	2×8	20,0	$A_{см} = f(n_р)$
27	130	2,4	III	II	12	2×8	16,0	$A_{см} = f(P_р)$
28	100	2,4	II	III	15	3×8	30,0	$A_{см} = f(P_р)$
29	110	2,5	II	II	20	3×8	55,0	$A_{см} = f(P_р)$
30	90	2,3	II	III	10	2×8	15,0	$A_{см} = f(n_р)$
31	140	2,7	III	IV	12	2×8	17,0	$A_{см} = f(n_р)$
32	90	2,4	III	III	15	2×8	15,0	$A_{см} = f(P_р)$
33	120	2,6	IV	IV	15	2×8	12,0	$A_{см} = f(P_р)$
34	150	2,5	IV	V	12	3×8	24,0	$A_{см} = f(P_р)$
35	100	2,5	III	II	10	2×8	15,0	$A_{см} = f(n_р)$

Приложение 3. Исходные данные к работе № 3

Расчёт режимов и производительности станков ударно-вращательного бурения

Вариант	Характеристика горных пород				Высота уступа ($h_у$) , м	Суточный режим работы бурового станка	Годовой объём обуриваемой горной массы ($V_{год}$), млн м^3	Исследуемая зависимость
	предел прочности на сжатие ($\sigma_{сж}$), МПа	плотность ($\gamma_п$), т/м^3	класс абразивности	категория по трещиноватости				
1	150	2,7	III	II	10	2×8	0,8	$A_{см} = f(w)$
2	200	3,2	V	III	10	2×8	1,5	$A_{см} = f(w)$
3	170	2,5	III	IV	12	2×8	2,0	$A_{см} = f(n_р)$
4	160	2,6	IV	III	15	2×8	1,8	$A_{см} = f(n_р)$
5	150	2,6	IV	III	10	1×8	0,6	$A_{см} = f(n_р)$
6	180	2,8	VI	IV	12	2×8	2,5	$A_{см} = f(n_р)$
7	200	2,9	VII	V	12	3×8	3,0	$A_{см} = f(n_р)$
8	140	2,4	III	III	12	2×8	2,7	$A_{см} = f(w)$
9	180	3,0	III	IV	15	3×8	2,7	$A_{см} = f(w)$
10	170	2,8	III	III	10	1×8	1,0	$A_{см} = f(n_р)$
11	160	2,8	IV	IV	15	3×8	3,2	$A_{см} = f(w)$
12	200	3,4	VI	IV	12	2×8	3,5	$A_{см} = f(w)$
13	150	2,7	IV	IV	10	2×8	2,6	$A_{см} = f(w)$
14	170	2,6	III	III	10	2×8	2,0	$A_{см} = f(w)$
15	160	2,5	III	III	10	3×8	2,5	$A_{см} = f(w)$
16	160	2,8	III	II	15	2×8	2,5	$A_{см} = f(n_р)$
17	140	2,4	II	III	15	2×8	2,0	$A_{см} = f(w)$
18	180	2,6	III	IV	12	1×8	1,2	$A_{см} = f(n_р)$
19	180	2,6	IV	III	10	1×8	1,5	$A_{см} = f(n_р)$
20	150	2,5	IV	II	12	2×8	1,8	$A_{см} = f(n_р)$
21	170	2,7	III	IV	15	2×8	1,8	$A_{см} = f(n_р)$
22	190	2,7	IV	IV	10	2×8	1,9	$A_{см} = f(w)$
23	150	2,6	IV	III	10	1×8	0,7	$A_{см} = f(w)$
24	170	2,4	III	III	12	1×8	0,9	$A_{см} = f(w)$
25	140	2,4	III	II	12	2×8	2,0	$A_{см} = f(w)$
26	200	2,8	VII	V	15	3×8	2,5	$A_{см} = f(w)$
27	200	2,9	VIII	V	10	3×8	3,0	$A_{см} = f(n_р)$
28	140	2,5	III	III	10	1×8	0,8	$A_{см} = f(n_р)$
29	200	3,0	V	IV	12	2×8	1,8	$A_{см} = f(w)$
30	130	2,6	II	III	15	2×8	2,4	$A_{см} = f(n_р)$
31	150	2,5	IV	II	10	2×8	2,6	$A_{см} = f(n_р)$
32	170	2,5	III	III	10	2×8	2,0	$A_{см} = f(w)$
33	160	2,7	III	IV	10	2×8	1,8	$A_{см} = f(w)$
34	180	2,6	IV	III	10	2×8	2,5	$A_{см} = f(w)$
35	180	2,6	IV	IV	10	1×8	0,6	$A_{см} = f(w)$

Приложение 4. Станки вращательного бурения

Показатель	Модель станка									
	СВБ-2М	1СБР-125	СБР-160А-124	СБР-160Б-32	2СБР-160-24	2СБР-125	СБР-200-24	СБШК-200	БТС-150	УРБ-2А-2
Номинальный диаметр скважины, мм	160	125	160; 200	160; 200	160	125	160 (шарош. долото); 200 (резцов. корон.)	190 (шарош. долото); 4 (резцов. корон.)	150	93
Глубина скважины, м	25	25	24	32	24	29	48	50	32	30
Угол наклона скважины к вертикали, град.	до 30	до 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	до 30	
Максимальное осевое усилие, кН	50	10	80	80	70	50	120	200	150	
Частота вращения бурового става, $мин^{-1}$	120; 220	220	102; 132; 198	102; 132; 198	42; 144; 126; 180	0—240	168	3—180	195	140; 225; 325
Способ очистки скважины	Шнековый			Шнековый, шнеко-воздушный			Шнековый, шнеко-воздушный, воздушный			

Примечания: 1. Станки СБР-125 предпочтительно применять в породах с коэффициентом крепости $f \leq 4$ и при мощности карьера по горной массе меньше 3—5 млн $м^3$ в год, остальные модели станков применяются в более крепких породах.

2. При бурении скважин в уступах высотой 15 м и выше предпочтительно применение шнеко-воздушного или воздушного способа очистки скважин.

3. У станков БТС-150 в качестве шасси использован трактор Т-170, а у станков УРБ-2А-2 — трактор трелевочный ТТ-4-02

Приложение 5. Рекомендуемые значения частоты вращения инструмента при вращательном бурении

Характеристика пород	Частота вращения инструмента, $с^{-1}$
Неабразивные слабые породы с $f = 2÷4$ (уголь, суглинки, сланцы)	3,0—3,5
Крепкие малоабразивные с $f = 5÷6$ (известняки)	2,25—3,25
Крепкие абразивные монолитные с $f = 5÷6$ (песчаники)	2,0—2,5

Приложение 6. Условия применения режущих долот

Характеристика пород	1СБР-125	2СБР-125	СВБ-2М	СБР-160А-24; СБР-200; СБШК-200; СБШ-200	
	Способ удаления буровой мелочи				
	шнековый	шнековый, шнеко-воздушный	шнековый	шнековый, шнеко-воздушный	воздушный
Уголь и мягкие породы $f \le 4$	РП-120 ($d_д$ = 120 мм; 2-лучевое)		НПИ-2 ($d_д$ = 160 мм; 2-лучевое); РК-4М ($d_д$ = 160 мм; 2-лучевое)		
Породы $f \le 5$			2ЛШ-158,7МС ($d_д$ = 158,7 мм; 2-лучевое); ДЛ-160Ш ($d_д$ = 161 мм; 2-лучевые; съемные лопасти)		
Породы повышенной крепости $f \le 6$ с прослойками пород $f \le 8$			КБЛ-160Е; КБС-160У ($d_д$ = 160 мм; 2-лучевые; съемные резцы);НПИ-6 ($d_д$ = 150; 160 мм; 3-лучевые; съемные резцы); 7РД-160Ш; 8РД-160Ш; 10РД-160Ш; ДР-160Ш ($d_д$ = 160 мм; 2-лучевое; съемные резцы)	ДРВ-160Ш ($d_д$ = 161 мм; вращающиеся лезвия)	1РД-215,9*; 1РД-190; 1РД-244,5 ($d_д$=215,9; 190; 244,5 мм; 4-лучевые) КБК-1 ($d_д$=190 мм; 3-лучевое) КБТ-1У ($d_д$=200 мм; 3-лучевое)
Конгломератные залежи слабоцементированные галечники и гравийно-галечные отложения		ДРВ-125ШВ ($d_д$ = 125 мм; вращающиеся резцы)			

* Все коронки со съемными резцами.

Приложение 7. Продолжительность основного и вспомогательного времени вращательного бурения, мин

Коэффициент крепости пород f (категория по ЦБНТ)	1—2 (III—IV)	3—4 (V—VI)	5—6 (VII—X)	7 (XI)	8 (XII—XIII)
Вспомогательное время бурения на 1 м скважин ($t_в$)	1,32	1,37	1,43	1,48	1,59
Основное время бурения на 1 м скважины ($t_о$)	0,50	0,75	1,75	3,40	4,50
$K = (t_в + t_о)/t_о$	3,64	2,83	1,82	1,48	1,35

Примечание: вспомогательное время бурения 1 м скважины в конкретных условиях зависит, в том числе, и от глубины скважины

Приложение 8. Коэффициенты снижения производительности шнековых буровых станков вращательного бурения в зависимости от высоты уступа (глубины скважины)

Крепость пород	Значения коэффициента при высоте уступа, м		
	< 5	5—10	> 10
до 2	1	0,91	0,75
2—6	1	0,94	0,80

Приложение 9. Коэффициент снижения производительности буровых станков в зависимости от срока службы

Срок службы, лет	0—3	4	5 и больше
Коэффициент снижения производительности, k_t	1,0	0,95	0,85

Приложение 10. Нормативное годовое количество рабочих смен буровых станков

Диаметр бурения, мм	Непрерывная рабочая неделя при работе (смен)		Прерывная рабочая неделя с одним выходным днем при работе (смен)		Прерывная рабочая неделя с двумя выходными днями при работе (смен)	
	2	3	2	3	2	3
Шнековое бурение						
125	555	815	470	700	390	575
160	690	770	455	655	370	545
Шарошечное бурение						
160, 200	505	705	430	600	350	495
250	500	695	425	595	350	490
320, 400	495	680	420	580	—	—
Ударно-вращательное бурение						
100, 125	545	795	465	680	385	560
160	540	790	465	675	—	555
200	500	700	425	600	—	495

Приложение 11. Технические характеристики станков шарошечного бурения

Таблица П.11.1

Отечественные буровые станки

Показатель	УСБШ-30/165/200-32	СБШС-250Н	СБШС-250/270-32	6СБШ-200-32	3СБШ-200-60
Изготовитель	НКМЗ			Бузулукский з-д	
Диаметр долота, мм	130; 165; 200	200; 250; 270	250; 270	200; 250	200; 250
Глубина скважины, м, не более	32	50	32	40	60
Направление бурения к вертикали, град.	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 22,5; 30	0…30	0…30
Длина штанг / ход непрерывной подачи, м	н. д.	10,45	н. д.	8,06 / 1	12 / 1
Осевое усилие, кН, не более	200	350	400	300	300
Скорость подачи / подъема бурового снаряда, м/с	— / 0,31	— / 0,3	— / 0,25	0,033 / 0,5	0,033 / 0,5
Частота вращения долота, $с^{-1}$	до 2,67	до 2,5	2,5	до 2,5	до 2,5
Способ очистки скважин	воздушный			воздушный	
Подача компрессора, $м^3/с$	0,417	0,53	0,67	0,417	0,53
Установленная мощность электродвигателей, кВт	н. д.	506	н. д.	377	400
Напряжение питания, В	н. д.	6000; 380	н. д.	380	380; 6000
Скорость передвижения, км/ч	0,12; 0,95	1,7	1,04	0,75	1,0
Габариты, м	8,7×4,4×14,3	10,9×5,1× ×17,9	н.д.	12,1×4,9× ×13,8	12,1×5,4×17,32
Масса станка, т	43	68; 64	88	62	65

Окончание табл. П.11.1

Показатель	СБШ-160-48	СБШ-190/250-60	СБШ-250МНА-32	СБШ-250/270-60 (РД-10)	СБШ-2 70ИЗ
Изготовитель	ОАО «Рудгормаш»				Ижорский з-д
Диаметр долота, мм	160	190; 250	160; 215; 250; 270	244,5; 269,9	250; 270
Глубина скважины, м, не более	48	61,5	32	60	32
Направление бурения к вертикали, град.	0; 15; 30	0; 10; 15; 20; 25; 30; 35; 40; 45	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30
Длина штанг/ход непрерывной подачи, м	н. д.	н. д.	8/8	8;12;17,5/8;12;17,5	11/11
Осевое усилие, кН, не более	н. д.	н. д.	300	350	450
Скорость подачи/подъема бурового снаряда, м/с	н. д.	н. д.	0,017/0,12	н. д.	0,1/0,2
Частота вращения долота, $с^{-1}$	н. д.	н. д.	0,2-2,5	0,2-2,0	0-1,68
Способ очистки скважин	Воздушно-водяной		Воздушный, воздушно-водяной		Воздушный
Подача компрессора, $м^3/с$	н. д.	н. д.	0,417-0,53	0,53-0,67	0,67
Установленная мощность электродвигателей, кВт	н. д.	н. д.	400	н. д.	650
Напряжение питания, В	380	380	380; 6000	380; 6000	380
Скорость передвижения, км/ч	н. д.	н. д.	0,737	н. д.	1,6
Габариты, м	н. д.	н. д.	9,2×5,45×15,35	н. д.	19,0×6,4×19,3
Масса станка, т	45	75	71,5	90	136

Примечание: станки типа СБШ-200 предпочтительно применять в породах с коэффициентом крепости $f = 6 \div 12$ и при мощности карьера по горной массе меньше 3—5 млн $м^3$ в год. При мощности карьера более 5 млн $м^3$ в год предпочтительно применять станки типа СБШ-250, если $f = 10 \div 14$ и РД-10 и СБШ-220ИЗ, если $f = 12 \div 16$.

Таблица П.11.2

Станки фирмы Ingersoll – Rrand (США)

Модель станка	DM-45E	DM-50E	DM-L	DM-M2	DM-H
Диаметр скважины, мм	130—200	200—251	200—251	229—270	229—381
Глубина бурения, м	45,7	50,0	54,9	53,4	76,0
Угол наклона скважины, град.	0, 5, 10, 15, 20, 25, 30	0, 5, 10, 15, 20, 25, 30	0, 5, 10, 15, 20, 25, 30	0, 5, 10, 15, 20, 30	0, 5, 10, 15, 20, 25, 30
Осевое давление на забой, кН	204	227	272	340	497
Частота вращения, $мин^{-1}$	0—200	0—130	0—120	0—150	0—150
Крутящий момент, кНм	9,7	9,7	10,17	11,7	17,6
Производительность, млн т/год	2	2,5	3	4	5,5
Установленная мощность, кВт	118	118	118	130	373
Скорость передвижения, км/ч	3,1	3,1	3,1	2,2	1,12
Угол подъема с опущенной мачтой, град.	17	17	17	17	17
Давление на грунт, МПа	0,1	0,1	0,1	0,1	0,11
Масса, т	31,8	34,7	38,6	56,7	111,1
Длина буровых штанг, м	7,62; 9,14	7,62; 9,14	9,14	10,7	9,14; 13,7; 16,8; 19,8
Количество штанг в кассете	5	3, 4	5	2, 4	1, 2, 3, 4
Ширина станка, м	3,96	3,96	4,6 / 3,8	5,0 / 4,6	7,1
Длина с опущенной мачтой, м	12,5	12,5	12,7	15,5	21,0
Высота с поднятой мачтой, м	13,3	13,3	13,0	17,1	21,5

Таблица П.11.3

Станки фирмы Bucyrus-Erie (США)

Модель станка	34R	35R11	36R	37R	45R	47R	49R11	59R	60R
Диаметр скважины, мм	155—229	155—229	200—279	299—311	279	311	311	273—444	381
Глубина бурения, м	7,62	7,62	9,14	10,67	16,76	16,76	18,29	18,29	15,54
Рабочая масса, т	36,29	38,56	47,63	68,04	108,0	113,0	140,5	183,67	148,5
Мощность привода вращения, кВт	н. д.	н. д.	190	190	37,3	82,0	102,0	153	91,0
Скорость вращения долота, $мин^{-1}$	134	134	135	135	123	123	130	120	121
Нагрузка на долото, кН	184	204,1	272,2	340,2	362	409	453,6	589,7	544
Скорость подачи, м/мин	38,1	38,1	32,0	25,91	4,7	4,7	7	62	8,07
Скорость подъема / опускания, м/мин	68,6	68,6	68,6	54,86	38,1	38,1	27,43	30,48	33,0
Производительность воздушного компрессора, $м^3$/мин	21,2	25,5	25,5	34,0	46,34	46,34	46,7	97,6	73,6
Максимальное давление, кПа	690	690	690	690	448	448	448	448	448
Скорость передвижения, км/ч	3,2	2,41	2,0	2,09	н. д.	н. д.	1,8	1,5	н. д.
Длина штанги, м	10,36	10,36	9,14	10,67	16,76	16,76	18,29	18,29	15,24
Угол наклона бурения, град.	90	90	90	90	60—90	60—90	60—90	60—90	60—90
Мощность двигателя, кВт	250*	298*	336*	455*	н. д.	н. д.	298	520	224
Высота станка, м	4,16	4,17	4,32	4,69	6,5	6,5	6,86	6,5	6,35
Ширина станка, м	3,81	3,81	4,27	4,27	6,25	6,25	7,12	6,0	6,2
Длина станка, м	11,43	11,43	14,53	16,36	24,31	24,31	31,4	34,2	25,83

* Дизельный привод

Таблица П.11.4

Техническая характеристика буровых станков вращательного бурения фирмы Driltech концерна Tamrock

Параметры	Модель							
	D25KS	D40KS	D45KS	D50KS	D400SP	D60KS*	D75KS	D90KS
Диаметр бурения, мм	130—203	152—203	152—229	152—229	152—254	229—279	229—279	229—311
Глубина бурения, м:								
– одной штангой	8,67; 9,38	8,67; 9,4; 11,2	8,67; 9,4; 11,2	7,6; 8,7	12,2; 15,2; 18,3	10,2; 11,2	10,2; 11,2	11,8; 12,7; 19,8
– максимальная	64	53,4	53,4	64	19,8	53,3	53,3	85
Осевое усилие, кН	126	182	204	227	182	272	343	499
Мощность вращателя, кВт	82	82	134,3	134,3	109	142	142	171,6
Крутящий момент на долоте, кН·м	8,2	6,8	9,8	9,8	6,8	14,1	14,1	16,9
Скорость подъема бурового става, м/с	1,1	0,7	0,83	0,83	0,61	0,63	0,63	0,6
Мощность главного привода, кВт	320	320,8	320,8	320,8	320,8	410	477	477
Подача компрессора, $м^3$/мин	19,8	21—28,3	26—37	26—45	26—45	37—45	37—57	45—73,6
Скорость хода, км/ч	2,9	2,9	3,2	3,5	2	2,4	2,4	1,27
Масса станка, т	28,2	47	47,8	43,6	52	59	63,6	120,3

Таблица П.11.5

Техническая характеристика буровых станков вращательного бурения фирмы «P&P» (США)

Параметры	Модель		
	P&P 250XP	P&P 100XP	P&P 120A
Диаметр бурения, мм	273—349	до 349	251—559
Глубина бурения, м – одной штангой – максимальная	 12 73	 19,8 59,4	 15,2; 16,8; 19,8 39,6
Наклонное бурение, град.	0—20 (30)	0—20	–
Осевое усилие максимальное, кН	476	495	680
Мощность вращателя, кВт	200	208	120 / 200
Скорость вращения, $мин^{-1}$	0—200	0—125	119 (138)
Крутящий момент, кН·м	до 16,2	до 16,2	до 17,2
Скорость подъема, м/с	0—38	0—38	0—24,4
Тип главного привода	Д	Э	Э
Мощность главного привода, кВт	735	522	1000
Подача компрессора, $м^3$/мин	71—83	до 85	85—102
Давление, МПа	0,448	0,551	0,387
Скорость хода, км/ч	3,05	1,3	1,6
Габаритные размеры, м: – общая ширина – длина, мачта опущена / поднята – высота, мачта опущена / поднята	 7 20,5 / 14,3 20,1 / 7,8	 7 25,7 / 13,5 30,3 / 9,9	 6,7 28,8 / 13,4 28,3 / 6,1
Рабочая масса станка, т	113,6	129,2	165,5

Таблица П.11.6

Техническая характеристика буровых станков для вращательного бурения скважин фирмы Bucyrus International

Параметры	Модель				
	35R*	39R	49RIII	59R	60/61R
Диапазон диаметров бурения, мм	до 270	до 311	до 406	до 444	до 381
Глубина бурения, м – одной штангой – максимальная	 7,6 36,4	 16,8 82,2	 21,3 85,2	 18,3 79,2	 19,8 45,7
Осевое усилие, кН	340	55	640	748	до 590
Мощность вращателя, кВт	59	73,2—82	153	153	91—182
Частота вращения, $мин^{-1}$	0—130	0—160	0—125	0—120	0—125
Крутящий момент на долоте, кН·м	9,5	16,8	16,8	20,7	15,6
Скорость подъема става, м/с	1,14	0,64	0,46	0,51	0,55
Главный привод	Д	Э	Э	Э	Э
Мощность главного привода, кВт	298	350	600	до 750	до 840
Компрессор: – подача, $м^3$/мин – давление, МПа	 38,2 0,223	 85,4 0,48	 85,4 0,48	 103,2 0,48	 85,4 0,4
Скорость хода, км/ч	3,2	3,2	1,1—1,8	0,9—1,5	1,7
Масса станка, т	54,4	122,5	154,2	183,7	155

*Модель имеет исполнение для работы с погружным пневмоударником.

Таблица П.11.7

Техническая характеристика станков вращательного бурения скважин фирмы Atlas Copco

Параметры	Модель						
	DM-30*	DM-45/50	DML*	DM-M2	DM-M3	PV271	PV351
Диаметры бурения, мм	130—171	127—171	152—270	251—270	251—311	200—270	270—410
Глубина бурения, м: – одной штангой – максимальная	 9,1 15,2	 9,1 55/45	 9,1; 10,7 55	 10,7 53, 3	 12,2 48,8	 6,8; 12,21 60	 19,8 55
Наклонное бурение, град.	0—20	0—30	0—30	0—30	0—30	–	–
Осевое усилие, кН	136	227	272	340	409	340	522
Мощность вращателя, кВт	113	108	120	130	160	145	160
Частота вращения, мин$^{-1}$	0—100	0—160	0—160	0—150	0—200	0—170	0—170
Крутящий момент на долоте, кН·м	7,3	7,3; 12,2	7,35; 12,2	11,8	13,8	6,44; 12	25,7; 14,2
Скорость подачи / подъема, м/мин	0—30 / 0—85	0—44 / 0—62	0—44 / 0—62	0—25 / 0—30	0—44 / 0—30	0—39 / 0—48	0—21 / 0—47
Тип привода	Д	Д	Д	Д/Э	Д/Э	Д	Д/Э
Мощность дизеля, л.с.	425; 525	425; 600	525; 760	760	850; 950	760	1000—1500
Компрессор: – подача, м^3/мин – давление, МПа	 25,5 0,76	 25,5; 34 0,76	 34; 53,8 0,76	 54; 73 0,76	 54 0,76	 54 0,76	 85—108 0,76
То же с ударником	25,5 2,4	30 2,4	34 2,4	–	–	–	–
Скорость хода, км/ч	0—4,0	0—3,2	0—2,7	0—1,9	0—1,8	0—1,8	0—1,8
Ходовая часть	CAT-D4	CAT 320L	CAT 320S	CAT 320E	CAT 350	CAT 345L	CAT 375L

* Модели могут оснащаться оборудованием для бурения погружным пневмоударником.

Приложение 12. Выход горной массы с 1 м скважины (ориентировочные показатели)

Диаметр скважины (DC), мм	110	160	200	250	320
Выход горной массы с 1 м скважины ($V_{г.м}$), м^3/м	12—35	18—35	25—40	35—50	50—80

Примечание: большей крепости пород соответствует меньшее значение показателя.

Приложение 13. Типы и условия применения шарошечных долот

Таблица П.13.1

Типы долот третьего поколения и область их применения

Тип	Породы	Вооружение долота
М	Мягкие	Фрезерованные зубья
МЗ	Мягкие абразивные	Вставные зубья
С	Средней твёрдости	Фрезерованные зубья
Т	Твёрдые	То же
ТЗ	Твёрдые абразивные	Вставные зубья
ТК	Твёрдые с пропластками крепких	Комбинация фрезерованных и вставных зубьев
К	Крепкие	Вставные зубья

Таблица П.13.2

Рациональные области применения долот второго поколения (по данным ВНИИБТ)

Долото	Горные породы	Коэффициент крепости пород, f	Диаметр долот, мм
С и СТ	Неабразивные породы ниже средней и средней твёрдости: плотные глины, гипс, алевролиты, соли, мергели, углистые и глинистые сланцы, рыхлые известняки и т. п.	6	190, 214
Т	Неабразивные и малоабразивные горные породы: амфиболовые сланцы, аргиллиты, песчанистые сланцы, твёрдые известняки, слабые доломиты, фосфатные руды, опоки и т. п.	6—8	145, 190, 214, 243
ТК	Малоабразивные твёрдые породы с пропластками крепких пород и руд: известняки с пропластками угля, малокристаллические известняки с пропластками доломитов и т. п.	8—10	190, 214, 243
ТЗ	Вязкие абразивные твёрдые горные породы: апатит-нефелиновые руды, доломитизированные известняки и плотные доломиты, разрушенные граниты, габбро и диориты, магнезиты	8—14	190, 214, 243
ТКЗ	Перемежающиеся абразивные твёрдые вязкие и крепкие хрупкие горные породы и руды: окварцованные доломитизированные известняки с прослойками рыхлого кварцита, кварцевые сланцы и т. п.	8—14	190, 214
ОК	Абразивные хрупкие крепкие и очень крепкие горные породы и руды: гранит, скарны, кварциты, диориты, джеспилиты, крепкие песчаники и т. п.	12	76, 97, 112, 145, 190, 214, 269, 320

Примечание: предпочтительно выбирать долота третьего поколения; стандартное значение их диаметра в Приложении 15

Приложение 14. Номенклатура выпускаемых шарошечных долот для горнорудной промышленности СССР

Марка долота	Схема опор	Изготовитель	Масса долота, кг
III76Т III760К	С-Ш-С С-Ш-С	Уралбурмаш	2
III98.40К III112КЦВ	Ш-Ш-Ш Ш-Ш-С	Уралбурмаш, Востокмашзавод	4
III146ТПВ III146КПВ III146ОКПВ	Р-Ш-Ш Р-Ш-Ш Р-Ш-Ш	Уралбурмаш, Востокмашзавод	12
III161ТПВ III161КПВ	Р-Ш-Ш Р-Ш-Ш	Уралбурмаш, Востокмашзавод	15,5
III215.9ТПВ2 III215.9Т3ПВ III215.9ТК3ПВ III215.9КПВ1 III215.90КПВ	Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р	Куйбышевбурмаш	32
III244.5ТПВ2 III244.5 КПВ III244.5ОКПВ1 III244.5ОКПВ2 III244.5ОКПВ3	Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р	Уралбурмаш, Дрогобычский долотный завод, Поваровский опытный завод	45
III269.9ТПГВ III269.9Т3ПГВ III269.9ОКПВ2	Р-Ш-УПС-Р Р-Ш-УПС-Р Р-Ш-Р	Дрогобычский долотный завод	60
III320ТПГВ1 III320 Т3ПГВ1 III320ОКПВ1	Р-Ш-Р-УПС Р-Ш-Р-УПС Р-Ш-Р-УПС	Дрогобычский долотый завод, Востокмашзавод, Уралбурмаш	90

Примечания: С — подшипник скольжения; Ш — подшипник шариковый; Р — подшипник роликовый; УПС — упорная пята скольжения. Цифра (римская) III — число шарошек. Арабские цифры — диаметр долота, мм. Первая буква (буквы) — тип вооружения долота. П — с центральной продувкой с помощью продувочных каналов в лапах и их цапфах, предназначенных для охлаждения подшипников опор шарошек и предотвращения их зашламовывания. ПГ — периферийная схема очистки забоя. В — опоры шарошек на подшипниках качения.

Приложение 15. Коэффициенты разбуривания скважин ($K_{раз}$)

F	4	6	8—10	12—14	>16
$K_{раз}$	1,05	1,04	1,037—1,031	1,03—1,024	1,02

Приложение 16. Рекомендуемые параметры режима бурения шарошечными долотами третьего поколения

Диаметр долота, мм	Наружный диаметр бурильных труб, мм	Осевое усилие на долото, кН		Частота вращения, $с^{-1}$		Расход продувочного агента*	
		М, С, Т, ТК	МЗ, ТЗ, К, ОК	М, С, Т, ТК	МЗ, ТЗ, К, ОК	сжатого воздуха, $м^3/с$	технической воды, $дм^3/с$
Долота на подшипниках качения							
146	89—114	60—80	80—100	2,5-2,0	2-1	0,16—0,2	-
161	127	100—130	130—150	2,5-2,0	2-1	0,25	-
215,9	180	140—180	160—200	2,5-1,3	2-0,83	0,42	<0,02
244,5	203	180—220	180—250	2,5-1,3	2-0,83	0,42—0,53	<0,03
269,9	219	200—270	250—300	2,5-1,3	2-0,83	0,6—0,7	<0,05
320	273	<350	<500	2,5-1,3	2-0,83	0,83—1,0	<0,06
Долота на подшипниках скольжения							
76	63,5	<30	<40	<2,5	<2	0,15	<0,01
98,4	73	<40	<60	<2,5	<2	0,15	<0,02
112	89	<50	<80	2,5-1,7	2,5-1,0	0,15	<0,02
146	89—114	<80	<120	2,5-1,0	2,5-1,0	0,15	<0,03
161	127	120—140	130—150	2-1,0	1,7-1,0	0,25	<0,03
215,2	180	160—200	180—220	2-1,0	1,7-0,83	0,42	<0,05
244,5	203	200—250	220—270	2-1,0	1,7-0,83	0,42—0,53	<0,05
269,9	219	220—270	250—320	2-1,0	1,7-0,83	0,6—0,7	<0,06
320	273	<400	<500	2-1,0	1,7-0,83	0,8—1,0	<0,07

Примечания: * расход технической воды имеет место при воздушно-водяной очистке скважин.

1. Верхние пределы осевых усилий на долото соответствуют нижним пределам частот вращения долот.

2. С увеличением абразивности и трещиноватости пород частоту вращения рекомендуется уменьшать. В высшей степени крепких абразивных (VIII класс абразивности) или сильнотрещиноватых породах частоту вращения рекомендуется уменьшать до 1 $с^{-1}$.

3. По мере изнашивания вооружения шарошек долот М, С, Т, ТК необходимо постепенно увеличивать осевое усилие на долото до верхнего предела.

Приложение 17. Размеры наружного диаметра буровых штанг ($d_{тр}$) для шарошечного бурения

$d_д$, мм	161	190	214 (215,9)	243 (244,5)	269 (269,9)	320 (320)
$D_{тр}$, мм	130	152	180	203	219	275

Приложение 18. Техническая характеристика станков ударно-вращательного бурения

Таблица П.18.1

Отечественные буровые станки

Показатели	2СБУ-100-32М (СБУ-100Н-35)	3СБУ-100-32	СБУ-100-35; СБУ-100ГА-50	СБУ-125-24; СБУ-125А-32	СБУ-125У-52	СБУ-160
Диаметр скважины, мм	110 (125)	85;110; 125	110; 130	125	125—160	110 (125)
Глубина скважины, м, не менее	32 (35)	32	35; 50	24; 32	52	32
Диаметр штанги, мм	83	83	83	89	108	114
Длина штанги, мм	950	950	950	2930	4250	-
Масса штанги, кг	10	10	10	32,5	42,5	-
Число штанг в комплекте или кассете	30	30	30	8	14	-
Угол наклона скважины к вертикали, град.	0—90	манипулятор	0; 15; 30	0; 15; 30	0—30	
Пневмоударник	П-110К; П-125К	П-110К	П-125К	П-125К	П-125К	П-160А
Установленная мощность, кВт	Н..Д.	59 (дизель)	24	42	80	-
Мощность вращателя, кВт	4	4	4	3,8/6,2	35	
Частота вращения бурового става, $мин^{-1}$	0,77	0,65—1,33	0,77	0,37; 0,75	0,77	0 — 60
Крутящий момент на долоте, кН·м	0,83	2	0,83	1,67; 1,37	2,4	–
Усилие подачи на забой, кН	1,0—6,0	До 25	1,0—6,0	4,5—20	До 50	– / 30
Ход подачи, мм	1050	1800	1050	3700	4400	
Скорость подачи, м/с	0,25	0,33	0,25	0,17	0,4	
Тип долота	К-110	К-110К	К-125К	К-125К	К-125К	
Способ очистки скважины	Воздушный		Воздушно-водяной	Воздушный		
Скорость передвижения, км/ч	-	0,8—1,6	0,83	1	0,9	
Габариты станка в транспортном положении, мм	1135×430××2375	-×-×-	4000×2210×2210	4250××3000××3000	5600××3200××3200	4800××2800××6700
Масса станка, т	0,27	8,50	5,0	8,5	13,5	20

Примечание: станки СБУ-100 и СБУ-125 предпочтительно применять в породах крепких, очень крепких абразивных (f = 10÷16); станки СБУ-160 — в породах очень крепких, в высшей степени крепких абразивных (f = 14÷20).

Таблица П.18.2

Буровые станки серии ECM 570/670 фирмы Ingersoll-Rand с гидроударником

Модель станка	ECM-570	ECM-670
Фирма- изготовитель	Ingersoll-Rand США	Ingersoll-Rand США
Тип гидроударника	HC-80	HC-120
Производитель	IR/Montabert	IR/Montabert
Диаметр скважины, мм	64—102	76—115
Скорость вращения, $мин^{-1}$	0—140	0—140
Крутящий момент, Нм	800	881
Частота удара, $мин^{-1}$ ($с^{-1}$)	2800 (47)	2400 (40)
Диаметр штанги, мм	38—45	45—51
Двигатель		
Тип	Cummins 6 CT 8.3	Cummins 6 CT 8.3
Мощность, кВт	142	160
Скорость вращения, $мин^{-1}$	2200	2350
Буровые штанги и направляющие		
Ход штанги, м	5,0	5,0
Усилие подачи, Н	22240	22240
Общая длина направляющих, м	8,49	8,49
Компрессор		
Производительность, $м^3$/мин.	6,5	7,7
Давление, бар	9	9,7
Общие данные		
Преодолеваемый уклон, град.	35	35
Клиренс, см	46	46
Скорость движения, км/ч	3	3,14

Приложение 19. Техническая характеристика бурового инструмента для ударно-вращательного бурения

Таблица П.19.1

Техническая характеристика пневмоударников

Показатели	П-105К	П-125	П-160А
Номинальный диаметр, мм	105	125	165
Номинальное давление воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5
Работа единичного удара, Дж	96	140	280
Частота ударов, $с^{-1}$	27	21	21
Удельный расход сжатого воздуха, $м^3 \cdot с^{-1} \cdot кВт^{-1}$	0,037	0,045	0,0253
Ударная мощность, кВт	2,6	2,8	7,9
Наружный диаметр пневмоударника, мм	94	116	142
Масса без коронки, кг	20	31	40

Таблица П.19.2

Техническая характеристика долот к пневмоударникам

Типоразмер долота	К-105КА	К-130К	КНШ-105У	КНШ-125У	БК-155	К-105	К-125	К-160	БК-105
Диаметр долота, мм	105	130	108	125	150	105	125	160	105
Число штырей (лезвий) на долоте	(4)	(4)	14	15	(4 и 1 опереж.)	(4)	(4)	(4)	(3 и 1 опереж.)
Общая длина лезвий, мм	128	144	–	–	168	148	208	280	130
Масса долота, кг	4	5,8	5,0	6,0	9,2	3,0	5,6	12,5	3,5

Примечание: штыревые долота рационально применять в крепких малотрещиноватых породах.

Приложение 20. Значение коэффициента перебура ($К_{пер}$)

Категория трещиноватости пород	I	II	III	IV	V
Коэффициент перебура	6 ÷ 8	8 ÷ 10	10 ÷ 12	12 ÷ 14	14 ÷ 16

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ

К САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ И ВЫПОЛНЕНИЮ КОНТРОЛЬНЫХ РАБОТ ПО ДИСЦИПЛИНЕ «ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРОВ»

Специальность – ***21.05.04 Горное дело***

Специализация № 3 – ***Открытые горные работы***

Форма обучения: очная, заочная

Квалификация выпускника: **горный инженер (специалист)**

Автор: Беляев В. Л., старший преподаватель

Екатеринбург

Оглавление

Введение 2
Методические указания по организации самостоятельной работы студента 2
Содержание курса. Контрольные вопросы и упражнения 4
Контрольная работа «Расчет скорости углубки в карьере» 7
Рекомендуемая литература 13

Введение

Самостоятельная работа студентов является важнейшей составной частью образовательной программы подготовки специалистов по специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Открытые горные работы».

В соответствии с рабочей программой дисциплины «Проектирование карьеров» объем учебной нагрузки студента составляет 144 часа или 4 зачетных единицы. Из них отводится на самостоятельную работу студентов: очной формы обучения – 53 часа, заочной – 121 часов.

По курсу «Проектирование карьеров» обязательная самостоятельная работа студентов осуществляется в следующих направлениях: освоение материалов по отдельным темам, входящим в рабочую программу дисциплины; подготовка и решение тестовых заданий; выполнение и защита контрольных работ. Данное учебное пособие предназначено для организации второй части самостоятельной работы студентов – освоение отдельных тем дисциплины и выполнение контрольных работ. Контрольные вопросы и задания предназначены для подготовки студентов очной и заочной форм обучения.

Методические указания по организации самостоятельной работы студента

В последующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «Проектирование карьеров». Она содержит названия 8 основных тем с указанием основных вопросов и разделов каждой темы. Каждая тема является основой вопросов в экзаменационном билете. При чтении лекций по курсу преподаватель указывает те темы дисциплины, которые выносятся на самостоятельную проработку студентами. Причем в экзаменационный билет может включаться один из вопросов по такой теме. Основной объем информации по каждой теме содержится в учебниках по курсу [1,2]. Для углубленного освоения темы рекомендуется дополнительная литература. Для самоконтроля и приобретения навыков решения задач по отдельным разделам дисциплины на кафедре разработки месторождений открытым способом имеется тестовая обучающая программа и мультимедийные средства обучения. Эта программа заложена в каждый компьютер дисплейного класса и может быть скопирована студентом для использования на домашнем компьютере.

При освоении указанных ниже тем рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента.

1. Ознакомьтесь со структурой темы.
2. По учебникам [1, 2] освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.
6. Решите указанные задачи. Условия задач приведены в последнем разделе данного учебного пособия. При затруднении обратитесь за консультацией к преподавателю.
7. Для самоконтроля используйте тестовую обучающую программу

При самостоятельной работе над указанными темами рекомендуется вести записи в конспектах, формируемых на лекционных занятиях по курсу, и в том порядке, в котором данные темы следуют по учебной программе.

Содержание курса. Контрольные вопросы и упражнения

Тема 1. Организация проектирования. Подготовка исходных данных для проектирования.

Цель и задачи проектирования. Процесс проектирования. Содержание проектной документации. Состав проекта. Проектные организации. Организация проектирования. Исходные материалы для проектирования. Достоверность и точность исходных данных при проектировании. [1, 2]

Дополнительная литература [3, 4].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите цели и задачи проектирования.
2. Перечислите основные исходные данные для проектирования.
3. Содержание проекта и стадии проектирования. Организация проектирования горных предприятий.
4. Назначение проекта и виды проектной документации.
5. Характеристика геологоразведочных материалов. Требования к запасам полезного ископаемого.
6. Организация проектных работ, в том числе: директивные документы (законы, нормы, правила и др.), используемые при проектировании.

Тема 2. Методы и средства проектирования.

Методы обоснования проектных решений. Технические критерии оценки проектных решений. Экономические критерии оценки проектных решений. [1, 2]

Дополнительная литература **[**3, 4**].**

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите методы обоснования проектных решений.
2. Перечислите технические критерии оценки проектных решений.
3. Назовите экономические критерии оценки проектных решений.
4. Перечислите параметры разработки, обеспечивающие экономически допустимую и экономически эффективную разработку.
5. Основные типы задач проекта и методы их решения.

Тема 3. Экономические основы проекта.

Основные понятия. Оценка эффективности проектов и их от бору для финансирования. Решения об инвестировании средств в проект. [1, 2]

Дополнительная литература **[**3, 4**].**

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Обоснуйте основные цели и эффективность разработки месторождений.
2. Дайте оценку эффективности проектов и их отбора для эффективности.
3. Какие решения принимаются касательно инвестирования средств в проекте?
4. Обоснуйте исходные стоимостные показатели открытой разработки.

Тема 4. Обоснование границ карьеров.

Границы открытой разработки. Принципы определения границ карьера. Общая характеристика методов обоснования границ открытой разработки. Современные методические подходы к определению границ карьеров. [1, 2]

Дополнительная литература [3, 4].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Границы карьера и их основные задачи при их основании.
2. Назовите принципы определения границ карьера.
3. Дайте характеристику методов обоснования границ открытой разработки.
4. Как определяются углы откоса нерабочих бортов карьера? Конструкции и размеры транспортных берм.

Тема 5. Режим горных работ. Горно-геометрический анализ карьерных полей.

Рабочая зона карьера. Понятия и определения. Порядок развития горных работ. Горно-геометрический анализ карьерных полей. [1, 2]

Дополнительная литература [3, 4].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите закономерности формирования рабочей зоны карьера.
2. Что подразумевается под термином «режим горных работ карьера»?
3. Что такое горно-геометрический анализ карьерных полей?
4. Назовите критерии оценки направления развития горных работ.
5. Рациональный календарный график вскрышных и добычных работ.

Тема 6. Проектирование производственной мощности карьера.

Факторы, определяющие производственную мощность. Календарный план горных работ. Упрощенный метод определения производительности карьера. Графики-номограммы проектирования производственной мощности. [1, 2]

Дополнительная литература [3, 4].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите факторы, определяющие производственную мощность карьера.
2. Что такое календарный план горных работ?
3. Порядок определения производственной мощности.
4. Назовите основные факторы, ограничивающие производственную мощность.

Тема 7. Поддержание производственной мощности.

Определение эффективности поддержания производственной мощности. Цель, причины и основные направления реконструкции карьера. [1, 2]

Дополнительная литература [3, 4].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите цели, причины и основные направления реконструкции карьеров.

2. Что влияет на выбор целесообразного варианта реконструкции карьеров?
3. Как определяется эффективность поддержания производственной мощности?
4. Назовите особенности горных работ при расширении контуров карьера.

Тема 8. Проектирование вскрытия. Основы проектирования генерального плана развития предприятия.

Общие сведения. Состав, структура и компоновочные решения. [1, 2]

Дополнительная литература [3, 4].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Общие сведения о генеральном плане развития предприятия.
2. Этапы проектирования вскрытия карьерного поля. Взаимосвязь вскрытия и конструкции погашенных бортов.
3. Состав, структура и компоновочные решения по генеральному плану карьера.
4. Понятие о земельном и горном отводе.
5. Назовите принципы проектирования размещения основных и вспомогательных объектов горного предприятия.

Контрольная работа «Расчет скорости углубки в карьере»

Общий порядок выполнения и оформления контрольных работ.

1. Контрольные работы проводятся после прослушивания студентами лекций по соответствующим разделам курса и изучения дополнительной литературы.

2. Перед выполнением контрольной работы студент должен проработать рекомендуемую литературу и соответствующие темы лекций, а также изучить порядок и алгоритм её выполнения.

3. Контрольные работы выполняются на основе индивидуальных исходных данных. Номера вариантов определяются преподавателем.

4. Для выполнения контрольной работы необходимо иметь при себе конспект лекций, рабочую тетрадь, чертёжные инструменты и калькулятор.

5. Результаты контрольной работы представляются в виде отчёта – технического документа, оформленного в соответствии с требованиями ГОСТа 2.105-95. Отчёт должен содержать следующие разделы: наименование и цель работы; исходные данные; краткое описание теоретических положений, лежащих в основе данной работы; основные формулы и расчёты, таблицы с результатами расчётов, графики; анализ полученных результатов и выводы.

6. Оценка за контрольную работу выставляется на основе защиты отчёта и ответов на контрольные вопросы с учётом качества оформления.

7. Отчёты по контрольным работам выполняются в виде отдельной работы со сквозной нумерацией страниц, с титульным листом стандартной формы и содержанием. На титульном листе указывается общая тематика контрольных работ, наименование студенческой группы, полные фамилия, имя и отчество студента-исполнителя, а также фамилия, имя, отчество и должность преподавателя.

Цель работы: Определить скорость углубки в карьере на основе графика $L = \ = f(T)$ А. И. Арсентьева.

Скорость углубки $У_{г.}$ (м/год) определяется по формуле:

$$У_{г.} = \frac{12H_{у}}{T},$$

где $Ну$ – высота уступа, м,

T – время подготовки одного горизонта, мес.

Теоретические положения

Основой методики расчета являются следующие положения:

- подготовка нового горизонта к эксплуатации длится от начала проходки разрезной траншеи на вышележащем горизонте до начала проходки разрезной траншеи на нижележащем;
- к началу расширения разрезной траншеи необходимо, чтобы на смежном с подготавливаемым вышележащем горизонте была образована рабочая площадка не меньше минимальной ширины, принятой проектом на разработку;
- минимальная длина разрезной траншеи должна быть равной сумме длин экскаваторного блока и участка опережения, обеспечивающего возможность одновременной разноски и дальнейшей проходки разрезной траншеи;
- расчетное время подготовки нового горизонта к эксплуатации определяется с учетом времени совмещения работы экскаваторов, проходящим вскрывающую выработку и ее расширяющим.

Условные обозначения к работе:

$H_у$ – высота уступа, м;

$L_б$ – длина экскаваторного блока, м;

$L_о$ – допустимое минимальное расстояние между экскаватором, проходящим траншею, и экскаватором, расширяющим ее, м (50-100);

$L_п$, $L_т$ – длина тупикового (петлевого) разворота: для ж. д. путей, м (130-150); для автодорог, м (30-50);

$L_{тр}$ – длина разрезной траншеи, м;

$L_В$ – длина въездной траншеи на горизонт подготовки, м;

φ – угол откоса рабочего борта, град.;

$B_{рп}$ – ширина рабочей площадки, м;

β – угол направления углубки, град.;

α – угол откоса уступа, град.;

$B_{тр}$ – ширина дна разрезной траншеи, м;

$Q_{тр}$ – производительность экскаватора при проходке разрезной траншеи, м^3/мес.;

$Q_э$ – производительность экскаватора при расширении разрезной траншеи, м^3/мес.;

$V_т$ – скорость проходки разрезной траншеи, м/мес.;

$V_о$ – скорость расширения разрезной траншеи, м/мес.;

i – уклон въездной траншеи, в тысячных;

M – число экскаваторов, работающих на расширении разрезной траншеи (не считая траншейных экскаваторов), единиц;

k – количество экскаваторных блоков на горизонте, необходимых для расширения вскрывающей выработки, единиц.

Порядок выполнения работы

Все графические построения выполняются на миллиметровой бумаге.
В варианты расчетов положены два определяющих признака:

1) способ вскрытия;

2) схема вскрытия.

Примечание: Расчетные схемы приведены в таблице «Расчетные схемы» (см. рис. 1). Параметры схем приведены в приложении 5.

Расчетные схемы

Способ вскрытия – вскрывающая выработка	Схема вскрытия (форма трассы):	
	поступательная	тупиковая (петлевая)
Разрезная траншея	Схема А	Схема В

Для построения схем А и В (рис. 1 и 2) рассчитываются скорости:

- проходки въездной траншеи;
- проходки разрезной траншеи;
- расширения разрезной траншеи.

Объем$V_{тр}$, м^3, время проходки$t_с$, мес. и длина въездной траншеи$L_в$, м, на горизонте определяются:

$$V_{тр} = \frac{H_y^2}{i}\left(\frac{B_{тр}}{2} + \frac{H_y}{3\operatorname{tg}\alpha}\right), \quad (1)$$

$$t_с = \frac{V_{тр}}{Q_{тр}}, \quad (2)$$

$$L_в = \frac{H_y}{i}. \quad (3)$$

Скорости проходки разрезной траншеи ($V_т$) и ее расширения ($V_о$), м/мес., определяются по формулам:

$$V_т = \frac{Q_{тр}}{H_y\left(B_{тр} + H_y \cdot \operatorname{ctg}\alpha\right)}, \quad (4)$$

$$V_о = \frac{M \cdot Q_э}{H_y^2 \cdot \left(\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta\right)}. \quad (5)$$

Округляется до целого в меньшую сторону $\left\lfloor M = \frac{Q_{ТР} \cdot H_y \cdot \left(\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta\right)}{Q_э \cdot \left(B_{ТР} + H_y \cdot \operatorname{ctg}\alpha\right)} \right\rfloor$ (6)

Угол откоса рабочего борта (φ) определяется по формуле:

$$\operatorname{arctg}\varphi = H_y / \left(B_{РП} + H_y \operatorname{ctg}\alpha\right). \quad (7)$$

Примечание. Максимально возможное число экскаваторов (М)на расширении траншеи определяется из условия, что скорость проходки траншеи (Vт) должна быть более или равна скорости ее расширения (Vо):

$V_т \geq V_о$.

Расчеты по схеме А

Обобщенный график $L = f(T)$ организации работ по вскрытию и подготовке нового горизонта к эксплуатации разрезной траншеей и поступательными съездами (рис. 1) рассчитывается по временным интервалам.

Время подготовки нового горизонта к эксплуатации определяется суммой временных отрезков, мес.:

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4, \quad (8)$$

где t_1 – время ввода первого экскаватора на расширении вскрывающей выработки (разрезной траншеи), мес.:

$$t_1 = \frac{L_б + L_о}{V_т}, \tag{9}$$

t_2– время расширения вскрывающей выработки (разрезной траншеи) на длину экскаваторного блока, мес.:

$$t_2 = H_у^2 \cdot \frac{L_б(\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta)}{Q_э}, \tag{10}$$

t_3– время расширения вскрывающей выработки (разрезной траншеи) на длину, необходимую для проходки въездной траншеи на нижележащем (подготавливаемом) горизонте, мес.:

$$t_3 = \frac{L_в + L_п}{V_о}, \tag{11}$$

гдеt_4– время проходки вскрывающей выработки (разрезной траншеи) на нижележащем (подготавливаемом) горизонте, мес.:

$$t_4 = \frac{(k-1)L_б + (L_в - L_п)}{V_о} - \frac{(k-1)L_б + (L_в - L_п)}{V_t}. \tag{12}$$

Количество экскаваторных блоков (k) на горизонте определяется по выражению

Округляется до целого в большую сторону $$k = \left\lceil \frac{L_{тр} + L_в + L_п}{L_б} \right\rceil, \text{ ед.} \tag{13}$$

Примечание. При железнодорожном транспорте вследствие обменно-транспортных операций на одном уступе допускается не более двух экскаваторов, при автомобильном – не более четырех-пяти.

Расчеты по схеме В

На рис. 2 показан обобщенный график $L = f(T)$ организации работ при вскрытии и подготовке нового горизонта к эксплуатации разрезной траншей и внутренними тупиковыми съездами, расположенными на нерабочем борту карьера.

Время подготовки нового горизонта к эксплуатации, мес.:

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4. \tag{14}$$

Из схемы (рис. 5.2) можно найти, что

$$t_1 = \frac{L_б + L_T + L_о}{V_T}, \tag{15}$$

где L_T – длина тупикового разъезда при железнодорожном транспорте или же петлевого заезда при автомобильном транспорте, м;

$$t_2 = H_у^2 \cdot \frac{L_Б(\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta)}{Q_э}; \tag{16}$$

$$t_3 = \frac{L_в}{V_о}; \tag{17}$$

$$t_4 = \frac{(k-1)L_б - L_в}{V_о} - \frac{(k-1)L_б - L_в}{V_т}; \quad (18)$$

Округляется до целого в большую сторону $$k = \left\lceil \frac{L_{тр} + L_в}{L_б} \right\rceil, \text{ ед.} \quad (19)$$

Форма отчетности

По результатам занятия представляется отчет, содержащий цель работы, краткую теорию рассматриваемого вопроса, расчеты, необходимые для построения графика $L = f(T)$, и собственно график подготовки нового горизонта для рассмотренных схем.

Исходные данные

№ ВАРИАНТА	$H_у$, М	α, ГРАД.	β, ГРАД.	$B_{рп}$, М	$L_{тр}$, М	$L_б$, М	$Q_{тр}$, ТЫС.М^3/ГОД	$Q_э$, ТЫС.М^3/ГОД	I, ТЫС.	$B_{тр.}$, М	РАСЧЕТНАЯ СХЕМА
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1	10	70		45	600	300	500	600	0,080	22	
2	12	75		50	800	400	600	800	0,080	24	
3	15	60	40	60	1000	450	800	1000	0,080	24	А
4	16	65		45	800	350	600	800	0,080	22	
5	12	70		50	900	400	800	1000	0,080	24	
6	15	75		60	1000	450	1000	1200	0,080	24	
7	10	60		45	700	300	500	600	0,080	22	
8	12	65	45	50	800	350	600	800	0,080	24	В
9	15	70		60	900	450	800	1000	0,080	24	
10	10	75		45	700	350	600	800	0,080	22	
11	12	60	50	50	800	400	800	1000	0,080	24	
12	15	65		60	1000	450	1000	1200	0,080	24	
13	10	70		45	700	300	500	600	0,080	22	А
14	12	75	50	50	900	400	600	800	0,080	24	
15	15	60		60	1000	450	900	1000	0,080	24	
16	10	65		45	800	350	600	800	0,080	22	
17	12	70		50	1000	450	800	1000	0,080	24	
18	15	75	40	60	800	400	1000	1200	0,080	24	В
19	10	60		45	600	300	500	600	0,080	22	
20	12	65		50	700	350	600	800	0,080	24	
21	15	70		60	1000	400	800	1000	0,080	24	
22	10	75	45	45	700	300	600	800	0,080	22	А
23	12	65		50	800	350	800	1000	0,080	24	

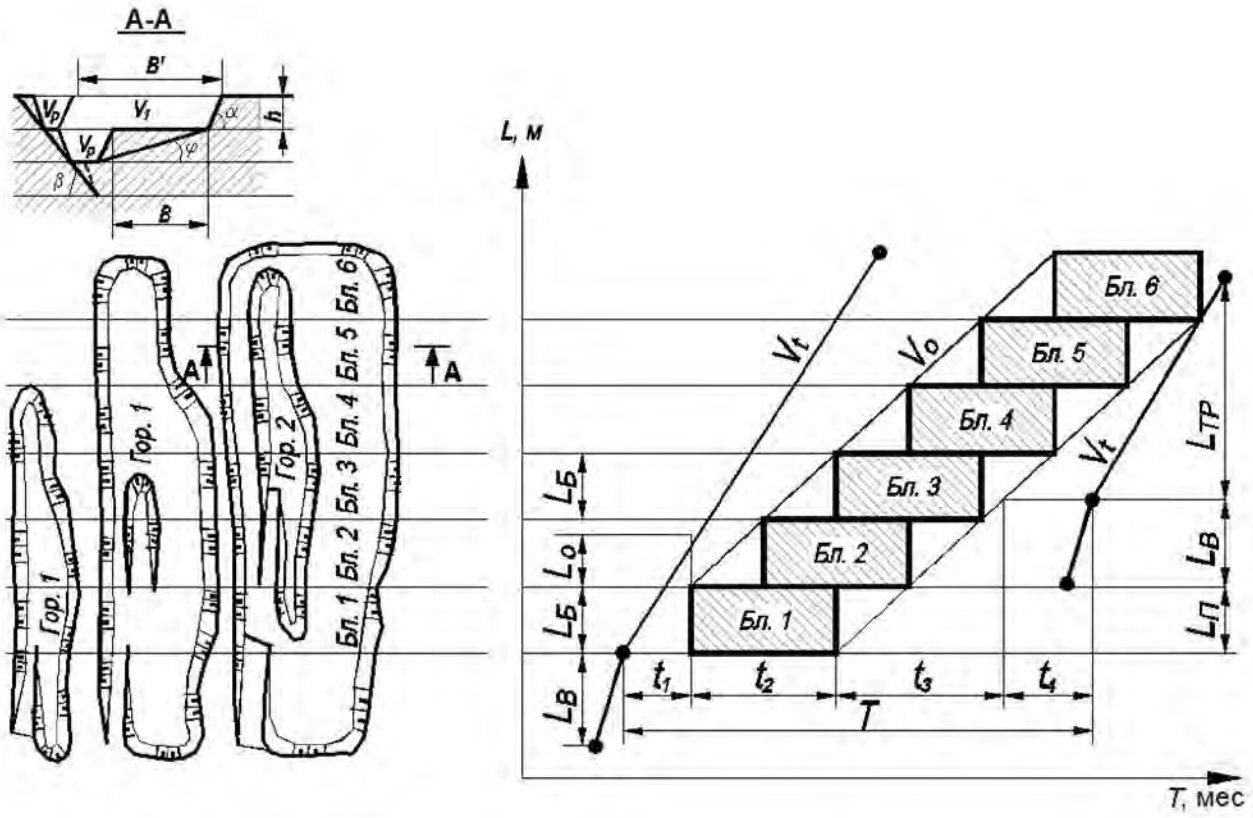


Рис. 1. Расчет скорости углубки при вскрытии съездами поступательной формы трассы (схема А)

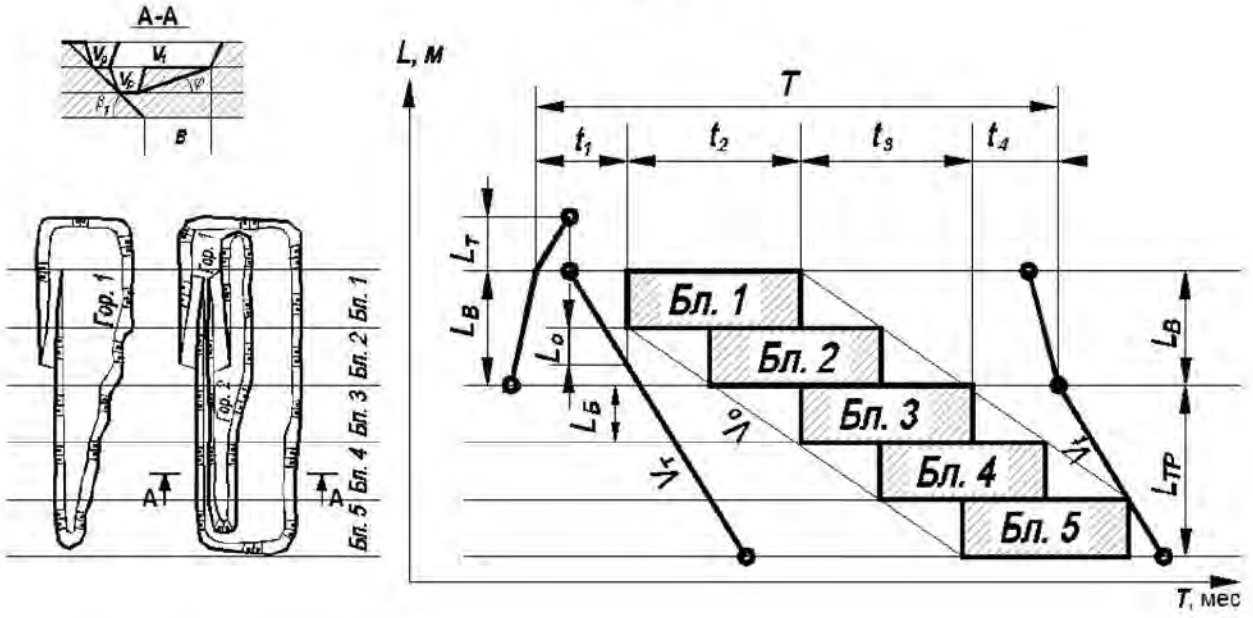


Рис. 2. Расчет скорости углубки при вскрытии съездами тупиковой (петлевой) формы трассы (схема В)

Рекомендуемая литература

1. Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В., Коваленко В.С. Проектирование карьеров: учебник. – 3-е изд., перераб. – М.: Высшая школа, 2009. – 694 с., илл.
2. Анистратов Ю.И., Анистратов К.Ю., Щадов М. И. Справочник по открытым горным работам. – М.: ООО «НТЦ Горное дело», 2010. - 700 с.
3. Хохряков В.С. Проектирование карьеров: учеб. для вузов. – 3-е изд. перераб. и доп. – М.: Недра, 1992. – 383 с.: илл.
4. Ржевский В.В. Открытые горные работы: Технология и комплексная механизация: учебник. Изд. 8-е. – М.: Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2014. – 552 с. (Классика инженерной мысли: горное дело)
5. Корнилков С.В., Беляев В.Л. Проектирование карьеров: учеб-метод пособ. по выполнению лабораторных работ по дисциплине «Проектирование карьеров» для студентов специальности 130403 – «Открытые горные работы» (ОГР) направления 130400 – «Горное дело». – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2005. – 31 с.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРОВ

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Проектирование карьеров»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Екатеринбург

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРОВ

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Проектирование карьеров»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

В учебно-методическом пособии даны рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень источников.

Учебно-методическое пособие составлено в соответствии с рабочей программой дисциплины «Проектирование карьеров» и требованиями Государственного образовательного стандарта высшего образования к обязательному минимуму содержания и уровня подготовки специалистов по специализации «Открытые горные работы» специальности 21.05.04 – «Горное дело».

Учебно-методическое пособие предназначено для студентов очного и заочного обучения, изучающих данную дисциплину, а также может быть использовано при выполнении курсового проекта, бакалаврской и дипломной работ.

Введение

Учебно-методическое пособие по выполнению практических работ «Проектирование карьеров» разработано на основе рабочей учебной программы дисциплины «Проектирование карьеров» для студентов специализации «Открытые горные работы» (ОГР) специальности 21.05.04 – «Горное дело». Оно содержит рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень литературных источников.

Основная цель практических работ – приобретение базовых знаний, умений и навыков по технологии отвалообразования и организации производственных процессов, необходимых для осуществления учебной и профессиональной деятельности.

Задачами практических работ являются:

– приобретение практических навыков по обоснованию технологических параметров карьеров;

– овладение методами расчета, необходимыми для выбора рациональной организации горных работ в конкретных условиях.

Каждая практическая работа рассчитана на два-четыре академических часа при соответствующей подготовке студента.

Общий порядок выполнения работ:

1. Практические работы проводятся после прослушивания студентами лекций по соответствующим разделам курса.

2. Перед выполнением практической работы студент должен проработать рекомендуемую литературу и соответствующие темы лекций, а также изучить порядок и алгоритм её выполнения.

3. Практические работы выполняются на основе индивидуальных исходных данных. Номера вариантов определяются преподавателем.

4. Для выполнения практической работы необходимо иметь при себе конспект лекций, рабочую тетрадь, чертёжные инструменты и калькулятор.

5. Результаты практической работы представляются в виде отчёта – технического документа, оформленного в соответствии с требованиями ГОСТа 2.105-95. Отчёт должен содержать следующие разделы: наименование и цель работы; исходные данные; краткое описание теоретических положений, лежащих в основе данной работы; основные формулы и расчёты, таблицы с результатами расчётов, графики; анализ полученных результатов и выводы.

6. Оценка за практическую работу выставляется на основе защиты отчёта и ответов на контрольные вопросы с учётом качества оформления.

7. Отчёты по практическим работам выполняются в виде отдельной работы со сквозной нумерацией страниц, с титульным листом стандартной формы и содержанием. На титульном листе указывается общая тематика практических работ, наименование студенческой группы, полные фамилия, имя и отчество студента-исполнителя, а также фамилия, имя, отчество и должность преподавателя.

Практическая работа № 1
ТОЧНОСТЬ РАСЧЕТОВ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ

Цель работы: освоение методов определения погрешности расчетов при проектировании.

При проектировании часто возникает потребность в оценке результатов. Наиболее характерными случаями являются: определение погрешности расчета по известной погрешности исходных данных и определение погрешности исходных данных по заданной погрешности расчета (обратная задача).

Различают зарождающуюся погрешность, которая появляется при вычислениях вследствие округления результатов, и остаточную погрешность метода вычисления.

Абсолютная погрешность вычисляется по следующим соотношениям:

$$\Delta = \left| X_n - \overline{X} \right|, \qquad \Delta = \sum \left| \frac{\partial f}{\partial x_i} \right| \Delta X_i$$

где X_n – приближенное число;
X – истинное значение числа;
ΔX_i – погрешность переменной X_i, входящей в функцию f;
$\frac{\partial f}{\partial X_i}$ – частная производная функции f по переменной X_i.

Относительная погрешность определяется по формуле:

$$\delta = \frac{\Delta}{\overline{X}} \cdot 100\,, \%$$

1.1. Инструменты: микрокалькуляторы, справочник по высшей математике (раздел «Дифференциальное исчисление»)

1.2. Исходные данные включают следующие параметры:

- линейные размеры элементов карьера (принимаются по исходным данным;
- угол откоса рабочего уступа $\beta = 60°$ (1,047 рад.);
- угол погашения борта карьера $\gamma_{ср} = 40°$ (0,698 рад.).

Погрешность определения:

- ширины траншеи по низу $\Delta_b = \pm 2$ м, (при b = 30 м),
- высоты уступа $\Delta_{Hy} = \pm 1$ м,
- длины траншеи $\Delta_L = \pm 15$ м,
- угла откоса бортов траншеи $\Delta_\beta = (0{,}0870$ рад$) = \pm 5°$,
- площади дна карьера $\Delta_{Sq} = \pm 2000$ м^2,
- глубины карьера $\Delta_{Hk} = \pm H_y$ м, (при $H_к = 160$ м),
- среднего угла погашения бортов карьера $\Delta\gamma_{ср} = \pm 2°$, (0,0348 рад.)
- периметра дна карьера $\Delta_P = \pm 50$ м, (при $b_{дна} = 35$ м)

Требуемая точность расчета (обратная задача):

- объема разрезной траншеи $\delta_{VT} = 5\ \%$,
- объема карьера $\delta_{VK} = 10\ \%$.

1.3. Порядок выполнения работы.

Задача 1: Определение абсолютной и относительной погрешности расчета объема разрезной траншеи и карьера по известной погрешности исходных данных.

Задача 2: Определение допустимой погрешности исходных данных по заданной погрешности расчета объема разрезной траншеи и карьера.

ЗАДАЧА 1

1.3.1. Определяем истинный объем разрезной траншеи и карьера по формулам:

$$V_T = \left(b + H_y \cdot \mathrm{ctg}\beta\right) H_y \cdot L,$$

$$V_K = S_q \cdot H_K + 0{,}5 \cdot P \cdot H_k^2 \cdot \mathrm{ctg}\gamma_{\text{ср}} + \frac{\pi}{3} \cdot H_K^3 \cdot \mathrm{ctg}^2\gamma_{\text{ср}},\ \text{м}^3.$$

1.3.2. Определяем численные значения частных производных, входящих в расчетные формулы. Варианты заданий даны в прил. I.

Таблица 1.1

ЧАСТНЫЕ ПРОИЗВОДНЫЕ	
ОБЪЕМА ТРАНШЕИ	ОБЪЕМА КАРЬЕРА
$\frac{\partial V_T}{\partial b} = H_{\text{у}} \cdot L$	$\frac{\partial V_K}{\partial S_q} = H_{\text{К}}$
$\frac{\partial V_T}{\partial H_{\text{у}}} = b \cdot L + 2H_{\text{у}} \cdot L \cdot \mathrm{ctg}\beta$	$\frac{\partial V_K}{\partial H_{\text{К}}} = S_{\text{q}} + P \cdot H_{\text{К}} \cdot \mathrm{ctg}\gamma_{\text{ср}} + \pi \cdot H_{\text{К}}^2 \cdot ctg^2\gamma_{\text{ср}}$
$\frac{\partial V_T}{\partial L} = H_{\text{у}}\left(b + H_{\text{у}} \cdot \mathrm{ctg}\beta\right)$	$\frac{\partial V_{\text{К}}}{\partial P} = 0{,}5 \cdot H_{\text{К}}^2 \cdot \mathrm{ctg}\gamma_{\text{ср}}$
$\frac{\partial V_T}{\partial \beta} = -\frac{H_{\text{у}}^2 \cdot L}{sin^2\beta}$	$\frac{\partial V_{\text{К}}}{\partial \gamma_{\text{ср}}} = -\frac{P \cdot H_{\text{К}}^2}{2 \cdot \sin^2\gamma_{\text{ср}}} - \frac{2 \cdot \pi \cdot H_{\text{К}}^3 \cdot \mathrm{ctg}\gamma_{\text{ср}}}{3 \cdot \sin^2\gamma_{\text{ср}}}$

1.3.3. Определяется абсолютная погрешность расчета разрезной траншеи и карьера по выражениям

$$\Delta V_T = \left|\frac{\partial V_T}{\partial b}\right|\Delta b + \left|\frac{\partial V_T}{\partial H_{\text{у}}}\right|\Delta H_{\text{у}} + \left|\frac{\partial V_T}{\partial L}\right|\Delta L + \left|\frac{\partial V_T}{\partial \beta}\right|\Delta\beta,\ \text{м}^3$$

$$\Delta V_K = \left|\frac{\partial V_{\text{К}}}{\partial S_q}\right|\Delta S_g + \left|\frac{\partial V_{\text{К}}}{\partial H_{\text{К}}}\right|\Delta H_{\text{К}} + \left|\frac{\partial V_{\text{К}}}{\partial P}\right|\Delta P + \left|\frac{\partial V_{\text{К}}}{\partial \gamma_{\text{ср}}}\right|\Delta\gamma_{\text{ср}},\ \text{м}^3$$

1.3.4. Определяется относительная ошибка вычисления V_T и V_K по формулам:

$$\delta_{V_T} = \frac{\Delta V_T}{V_T} \cdot 100 \text{ , \%}$$

$$\delta_{V_К} = \frac{\Delta V_К}{V_К} \cdot 100 \text{ , \%.}$$

ЗАДАЧА 2: (обратная)

1.3.5. По известной относительной погрешности расчета Определяем абсолютную погрешность расчета объема разрезной траншеи и карьера по формулам:

$$\Delta V_T = \frac{V_T \cdot \delta V_T}{100}, \qquad \Delta V_K = \frac{V_K \cdot \delta V_K}{100}.$$

1.3.6. Определяем абсолютную погрешность исходных данных по формуле

$$\Delta X_i = \frac{\Delta V_T \left(\Delta V_K\right)}{n \cdot \left|\frac{\partial V}{\partial X_i}\right|}$$

где n – число переменных, входящих в функциональную зависимость (в нашем случае n = 4);

$\left|\frac{\partial f}{\partial X_i}\right|$ – частные производные функции по переменной X_i (например, для разрезной траншеи X_i – соответствует b, $H_У$, L, β).

1.4. Форма отчетности. По результатам практического занятия представляется отчет, содержащий краткую теорию существа вопроса, таблицу частных производных функций V_T и V_K, а также результаты расчетов по предложенной методике.

Практическая работа № 2

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГЛУБИНЫ КАРЬЕРА СРАВНЕНИЕМ КОНТУРНОГО И ГРАНИЧНОГО КОЭФФИЦИЕНТОВ ВСКРЫШИ

Цель работы: Определение глубины карьера на поперечном разрезе сравнением контурного ($К_К$) и граничного ($К_{ГР}$) коэффициентов вскрыши по условию:

$$К_{ГР} \geq К_К$$

при $К_К = \Delta V / \Delta P$, м^3/м^3

где ΔV ΔP – соответственно приращение объема полезного ископаемого и вскрышных пород при увеличении глубины карьера на $\Delta H_К$, тыс.м^3.

2.1. ***Исходные данные*** оформлены в виде задания на бланке (рис. 2.1), которое включает:

- поперечный разрез месторождения;
- линии погашения бортов карьера;
- дополнительные данные – масштаб чертежа, высота уступа, граничный коэффициент вскрыши принимаются каждым студентом в зависимости от варианта индивидуального задания.

2.2. ***Порядок выполнения работы***

2.2.1. На поперечный разрез наносятся тонкие горизонтальные линии. Расстояние между ними равно высоте уступа (Hy) в масштабе чертежа. Проставляются отметки горизонтов от поверхности до нижней границы поперечного разреза (например: гор.-10; гор. -20; гор. -30; и т. д.).

2.2.2. Назначается исходная глубина горных работ (в пределах 160÷180 м). На поперечном разрезе отстраиваются контуры карьера, соответствующие этой глубине. Углы погашения бортов вычерчиваются параллельно показанным в бланке задания. Ширина дна карьера принимается в пределах 30÷40 м.

2.2.3. Задается величина приращения (ΔH_K) глубины карьера. Рекомендуется принимать:

$$\Delta H_K = \pm Hy$$

2.2.4. По выбранной ΔH_K отыскиваются последующие контуры карьера. Рекомендуется назначать не менее 3-4 вариантов конечной глубины открытой разработки.

2.2.5. Между соседними границами конечных контуров карьера подсчитываются объемы дополнительно вынимаемой руды (ΔP) и вскрыши (ΔV). Для упрощения вычислений криволинейные контакты полезного ископаемого и вмещающих пород следует заменить отрезками прямых. Объемы ΔP и ΔV вычислять по формулам геометрии, как сумму площадей правильных фигур (параллелограммов, трапеций, треугольников).

2.2.6. Результаты вычислений заносятся в табл. 2.1.

Например:

Таблица 2.1

НАТУРНЫЕ КОЭФФИЦИЕНТЫ ВСКРЫШИ

НАЧАЛЬНАЯ ГЛУБИНА КАРЬЕРА, М	H_K, М	ΔV, ТЫС.М^3	ΔP, ТЫС.М^3	K_K, М^3/М^3
156	180	2466	834	2,96
	204	900	620	1,45

	228	2107	180	11,71

2.2.7. По данным табл. 2.1. строится график $K_K = f(H_K)$ изменения контурного коэффициента вскрыши с глубиной карьера. Точка пересечения функции $K_K = f(H_K)$ и $K_{ГР}$ = const дает значение экономически целесообразной глубины открытой разработки (рис. 2.1).

2.2.8. Рассчитанные контуры карьера вычерчиваются контрастным цветом (красным, синим, зеленым) на поперечном разрезе.

2.3. Форма отчетности. Отчет о проделанной работе должен содержать порядок определения глубины карьера, таблицу контурных коэффициентов вскрыши (табл. 2.1), график $K_K = f(H_K)$. Бланк задания с выделенными контурами карьера прилагается к отчету.

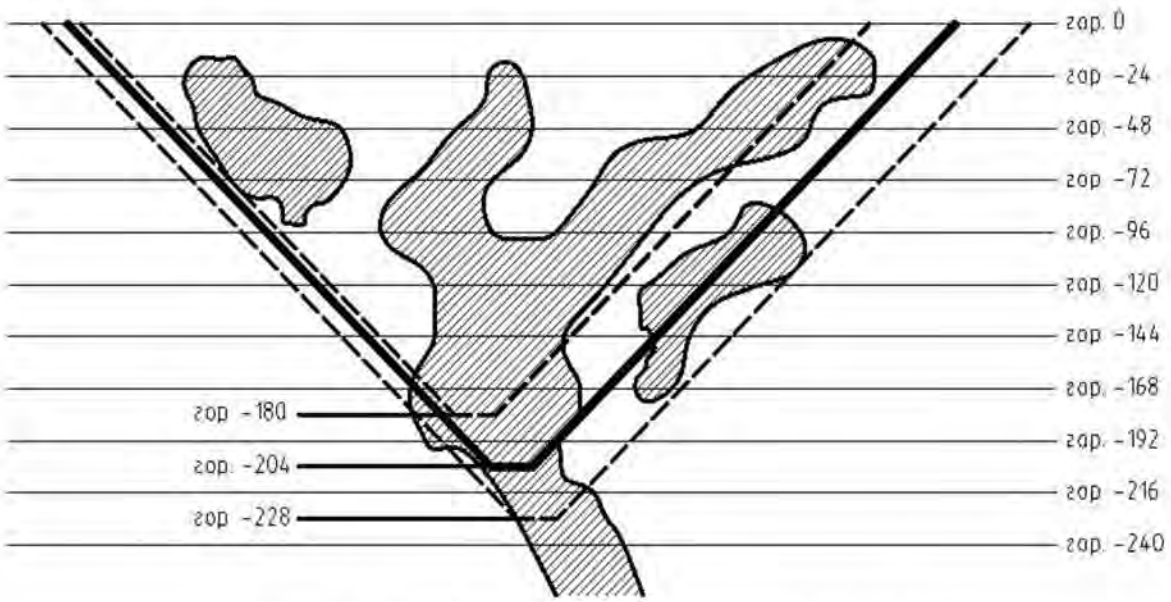


Рис. 2.1. Исходные данные и схема для расчета контурных коэффициентов вскрыши

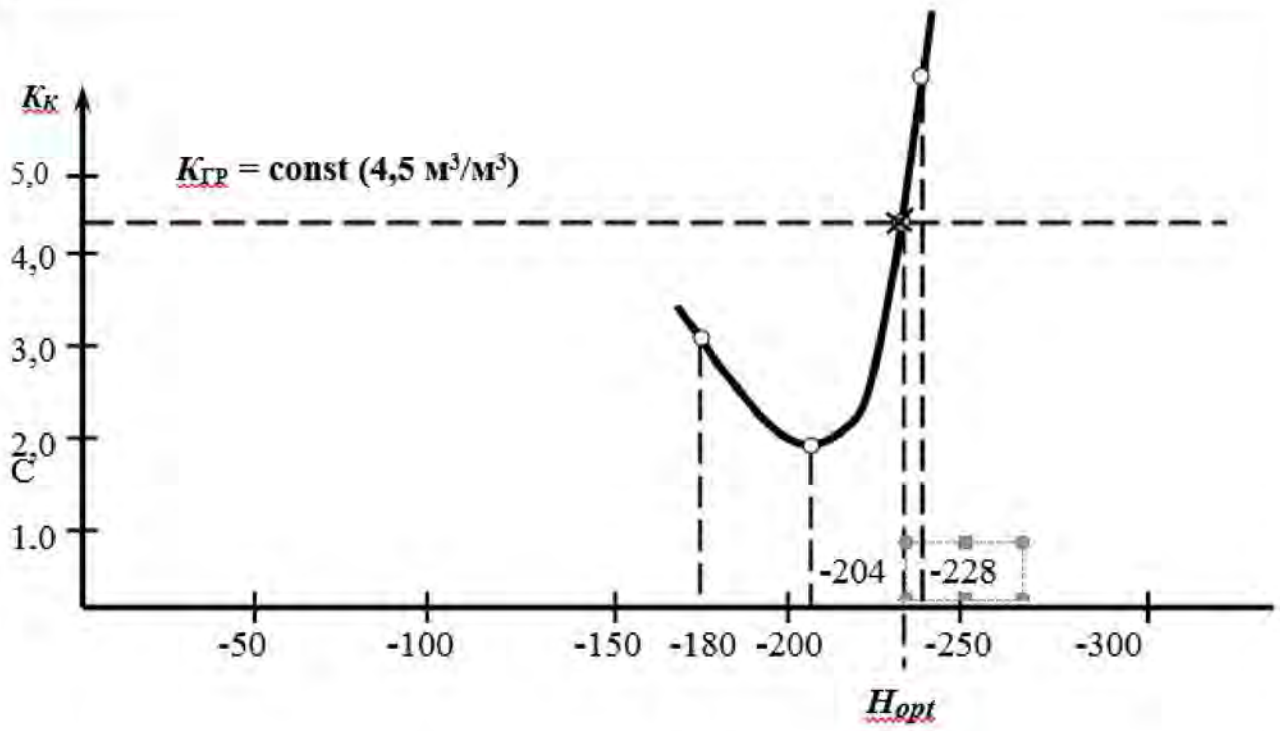


Рис. 2.2. График вида $K_K = f(H_K)$

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 3
ЛИНЕЙНЫЙ ГРАФИЧЕСКИЙ МЕТОД ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКОГО АНАЛИЗА

Цель работы: Изучение сущности упрощенного линейного графического метода горно-геометрического анализа на поперечных разрезах, разработанного В. С. Хохряковым; исследование режима вскрышных и добычных работ в карьере.

Горно-геометрический анализ предназначен для обоснования элементов системы разработки, очередности и порядка отработки карьерного поля календарного плана разработки месторождения, исследования схемы вскрытия. Горно-геометрический анализ – это метод обоснования режима горных работ карьера.

График горно-геометрического анализа представляет собой зависимость объемов вскрыши (V) и полезного ископаемого (P), извлекаемых из карьера при ведении горных работ с заданными параметрами (высота уступа H_y, угол откоса рабочей зоны φ, направление развития горных работ β и т. д.), от глубины карьера (H_K) при крутом и наклонном залеганиях полезного ископаемого или размеров карьера (L, B) в плане при горизонтальном и пологом их залегании.

Режим горных работ представляется зависимостями вида:

$$\Sigma P,\ \Sigma V = f(H) \text{ или } \Sigma V = f(\Sigma P).$$

3.1. Исходные данные оформлены в виде бланка задания на отдельном листе (рис. 3.1), которое включает:

- поперечный разрез месторождения с нанесенными конечными контурами карьера и направлением понижения горных работ. Стрелками *A, B, C* показаны варианты направления понижения горных работ;
- данные для отстройки линии откосов рабочих бортов карьера: масштаб чертежа, высота уступа, угол откоса рабочего борта, длина карьера по простиранию.

3.2. Порядок выполнения работы

3.2.1. Ознакомившись с заданием, необходимо вычертить на поперечном разрезе карьера заданное направление углубки горных работ. На рис. 3.1. выделено направление "*B*" означающее вскрытие карьерного поля по центру залежи временными съездами.

3.2.2. Отметки горизонтов заносятся в табл. 3.1 объемов горной массы.

3.2.3. На поперечный разрез наносятся положения откосов рабочих бортов карьера для заданного направления развития горных работ при их понижении. Для этого из точек пересечения средней линий каждого уступа с линией понижения горных работ проводятся отрезки прямых до пересечения их с рассчитанным на предыдущем занятии контуром карьера или дневной поверхностью. Наклон отрезков прямых соответствует углу откоса рабочей зоны (φ). На рис. 3.1 отметка дна рабочей зоны на гор. -96 м соответствует точке 1. Отрезки 1-2 и 1-3 характеризуют среднюю линию наклонного слоя вынимаемой горной массы при понижении рабочей зоны карьера с гор. -48 м на гор. -72 м.

3.2.4. Масштабной линейкой производится замер общей длины отрезков, соответствующих ординатам руды и вскрыши в каждом выделенном наклонном слое. На рис. 3.1 ордината руды соответствует сумме длин отрезков 4-5, 1-6, 7-8, а ординаты вскрыши – отрезков 3-5, 4-1, 6-7 и 8-2.

Данные замеров и вычислений заносятся в табл. 3.1.

Примечание: Площади руды и вскрыши в каждом наклонном слое (этапе горных работ) определяются отдельно со стороны левого и правого бортов как площади трапеций.

Например, площадь руды ($S_Р$) и площадь вскрыши ($S_В$) на гор. -96 м можно выразить:

$$S_Р = S_{Р.Л} + S_{Р.П} = (4\text{-}5)h_Л + (1\text{-}6;\ 7\text{-}8)h_П$$
$$S_В = S_{В.Л} + S_{В.П} = (3\text{-}5;\ 4\text{-}1)h_Л + (6\text{-}7;\ 8\text{-}2)h_П$$

$h_Л$, $h_П$ – толщина наклонного слоя по левому и правому рабочим бортам; при углубке на один горизонт;

$S_{Р.Л}$, $S_{Р.П}$ – площадь руды, соответственно по левому и правому рабочим бортам в наклонном слое;

$S_{Р.Л}$, $S_{Р.П}$ – то же по вскрыше.

$$h_Л = H_У \cdot \Delta_Л; \qquad h_П = H_У \cdot \Delta_П$$

Значение $\Delta_Л$ и $\Delta_П$ даны в табл. 3.2.

3.2.5. Результаты измерений заносятся в табл. 3.1 объемов горной массы в строку 1 и 5. Для примера: в табл. 3.1 внесены ординаты руды и вскрыши, соответствующие наклонному слою гор. -72 м. Переход к абсолютным величинам (строки 2 и 7) осуществляются умножением ординат (мм) на заданный масштаб чертежа.

3.2.6. Площади наклонных слоев (строки 3 и 8) получают умножением ординат в строках 2 и 7 на величину дискретного понижения рабочей зоны (в нашем примере – 24 м).

3.2.7. Объемы вскрыши и руды по слоям вычисляются умножением соответствующих слоевых площадей на длину месторождения по простиранию, т. е. числа в сроках 3 и 8 умножаются на заданную длину залежи (L). *Объемы вскрыши в торцах не учитываются, поскольку залежь вытянутая и указанными объемами можно пренебречь.*

3.2.8. Нарастающие объемы руды и вскрыши определяются последовательным суммированием текущих объёмов в каждом наклонном слое. Они характеризуют объемы горных работ, произведенные с начала разработки месторождения до рассматриваемого их положения.

3.2.9. Текущий коэффициент вскрыши вычисляется делением показателей строки 4 на показатели строки 9. Средний с начала разработки коэффициент вскрыши определяется делением в каждой колонке показателей в строке 5 на строку 10.

3.3. Форма отчетности.

По результатам практического занятия представляется заполненная таблица объемов горной массы, коэффициентов вскрыши и бланк исходной информации со всеми необходимыми построениями: (табл. 3.1).

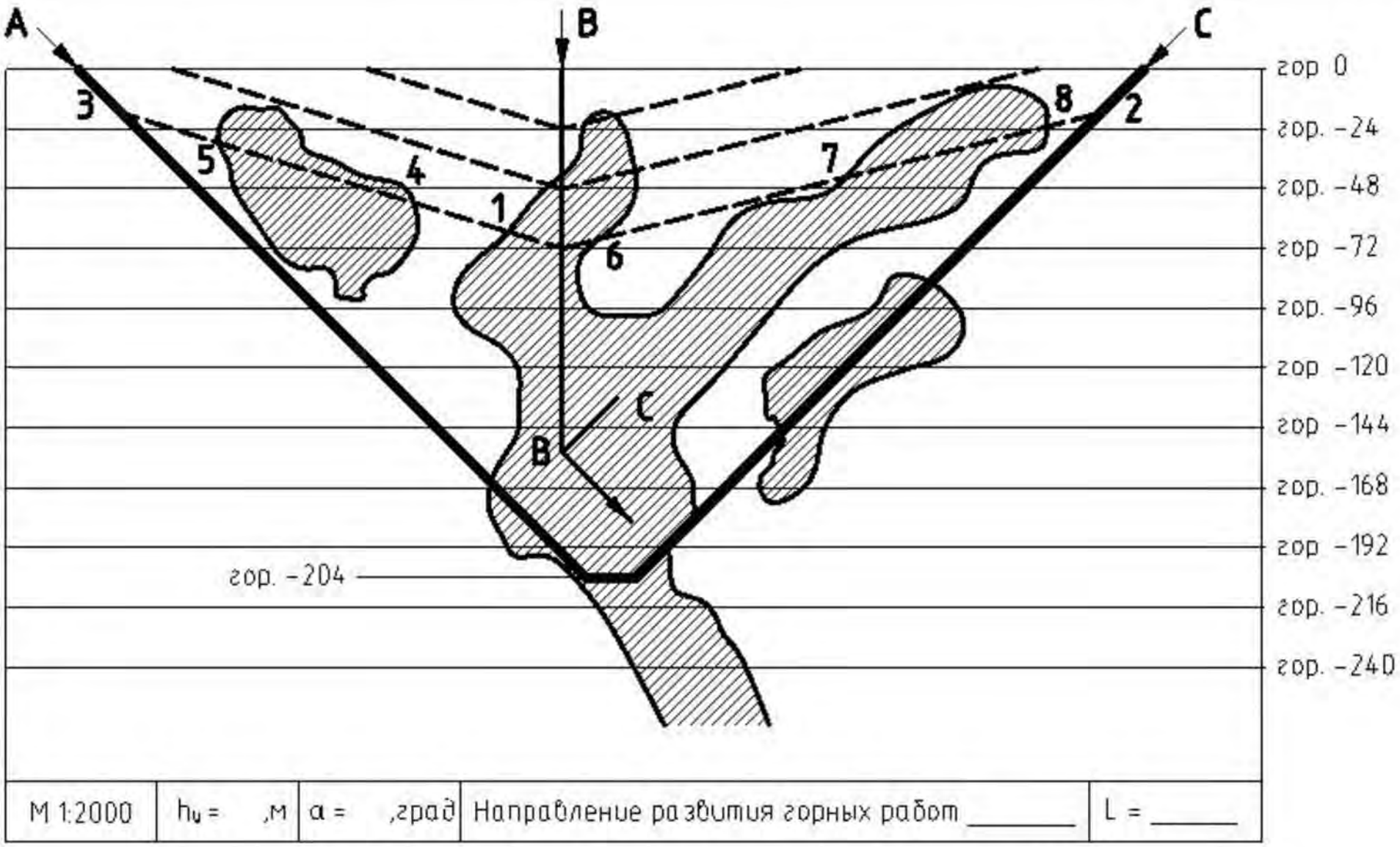


Рис. 3.1. Исходные данные и схема для расчета таблицы режима горных работ

Таблица 3.1

ОБЪЕМЫ ВСКРЫШИ И РУДЫ ПО ЭТАПАМ ПОНИЖЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В КАРЬЕРЕ

№ П/П	ПОКАЗАТЕЛЬ	ЕД. ИЗМ.	ГЛУБИНА (ОТМЕТКА ГОРИЗОНТА)												
			ВСКРЫША												
1	Ордината	мм													
2	Ордината	м													
3	Площадь	$м^2$													
4	Объем	тыс.·$м^3$													
			РУДА												
5	Ордината	мм													
6	Ордината	м													
7	Площадь	$м^2$													
8	Объем	тыс.·$м^3$													
9	Нарастающий объем вскрыши	тыс.·$м^3$													
10	Нарастающий объем ПИ	тыс.·$м^3$													
11	Текущий коэффициент вскрыши	$м^3/м^3$													
12	Средний коэффициент вскрыши	$м^3/м^3$													

Таблица 3.2

ПОПРАВОЧНЫЕ КОЭФФИЦИЕНТЫ

УГОЛ НАКЛОНА ЛИНИИ НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ, ГРАД.	ЗНАЧЕНИЕ $l_Л$					ЗНАЧЕНИЕ $l_П$				
	ПРИ УГЛЕ НАКЛОНА РАБОЧЕГО БОРТА, ГРАД.									
	5	10	15	20	25	5	10	15	20	25
90	0,996	0,985	0,966	0,939	0,906	0,996	0,985	0,966	0,940	0,906
80	0,981	0,953	0,921	0,879	0,830	1,011	1,016	1,013	1,001	0,981
70	0,964	0,921	0,872	0,817	0,752	1,025	1,048	1,059	1,064	1,052
60	0,946	0,883	0,816	0,742	0,662	1,047	1,086	1,114	1,137	1,151
50	0,891	0,835	0,745	0,654	0,551	1,069	1,131	1,181	1,203	1,261

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 4
РАСЧЕТ СКОРОСТИ УГЛУБКИ В КАРЬЕРЕ

Цель работы: Определить скорость углубки в карьере на основе графика $L = =f(T)$ А. И. Арсентьева.

Скорость углубки $У_{Г.}$ (м/год) определяется по формуле:

$$У_{Г.} = \frac{12H_{У}}{T},$$

где $H_У$ – высота уступа, м,

T – время подготовки одного горизонта, мес.

Теоретические положения

Основой методики расчета являются следующие положения:

- подготовка нового горизонта к эксплуатации длится от начала проходки разрезной траншеи на вышележащем горизонте до начала проходки разрезной траншеи на нижележащем;
- к началу расширения разрезной траншеи необходимо, чтобы на смежном с подготавливаемым вышележащем горизонте была образована рабочая площадка не меньше минимальной ширины, принятой проектом на разработку;
- минимальная длина разрезной траншеи должна быть равной сумме длин экскаваторного блока и участка опережения, обеспечивающего возможность одновременной разноски и дальнейшей проходки разрезной траншеи;
- расчетное время подготовки нового горизонта к эксплуатации определяется с учетом времени совмещения работы экскаваторов, проходящим вскрывающую выработку и ее расширяющим.

4.1. Условные обозначения к работе:

$H_У$ – высота уступа, м;

$L_б$ – длина экскаваторного блока, м;

$L_о$ – допустимое минимальное расстояние между экскаватором, проходящим траншею, и экскаватором, расширяющим ее, м (50-100);

$L_п$, $L_т$ – длина тупикового (петлевого) разворота: для ж.д. путей, м (130-150); для автодорог, м (30-50);

$L_{тр}$ – длина разрезной траншеи, м;

$L_В$ – длина въездной траншеи на горизонт подготовки, м;

φ – угол откоса рабочего борта, град.;

$B_{рп}$ – ширина рабочей площадки, м;

β – угол направления углубки, град.;

α – угол откоса уступа, град.;

$B_{тр}$ – ширина дна разрезной траншеи, м;

$Q_{тр}$ – производительность экскаватора при проходке разрезной траншеи, м^3/мес.;

$Q_э$ – производительность экскаватора при расширении разрезной траншеи, м^3/мес.;

$V_т$ – скорость проходки разрезной траншеи, м/мес.;

$V_о$ – скорость расширения разрезной траншеи, м/мес.;

i – уклон въездной траншеи, в тысячных;

M – число экскаваторов, работающих на расширении разрезной траншеи (не считая траншейных экскаваторов), единиц;

k – количество экскаваторных блоков на горизонте, необходимых для расширения вскрывающей выработки, единиц.

4.2. Порядок выполнения работы

Все графические построения выполняются на миллиметровой бумаге.

В варианты расчетов положены два определяющих признака:

1)способ вскрытия;

2)схема вскрытия.

Примечание: Расчетные схемы приведены в таблице. 4.1 (см.рис. 4.1).Параметры схем приведены в приложении 5.

Таблица 4.1 - Расчетные схемы

Способ вскрытия – вскрывающая выработка	Схема вскрытия (форма трассы):	
	поступательная	тупиковая (петлевая)
Разрезная траншея	Схема А	Схема В

Для построения схем А и В (рис. 4.1 и 4.2) рассчитываются скорости:

- проходки въездной траншеи;
- проходки разрезной траншеи;
- расширения разрезной траншеи.

Объем$V_{тр}$, м^3, время проходкиt_c, мес. и длина въездной траншеи$L_в$, м, на горизонте определяются:

$$V_{тр} = \frac{H_у^2}{i}\left(\frac{B_{тр}}{2} + \frac{H_у}{3\operatorname{tg}\alpha}\right), \quad (4.1)$$

$$t_c = \frac{V_{тр}}{Q_{тр}}, \quad (4.2)$$

$$L_в = \frac{H_у}{i}. \quad (4.3)$$

Скорости проходки разрезной траншеи ($V_т$) и ее расширения ($V_о$), м/мес., определяются по формулам:

$$V_т = \frac{Q_{тр}}{H_у\left(B_{тр} + H_у \cdot \operatorname{ctg}\alpha\right)}, \tag{4.4}$$

$$V_о = \frac{M \cdot Q_э}{H_у^2 \cdot \left(\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta\right)}. \tag{4.5}$$

Округляется до целого в меньшую сторону $\left\lfloor M = \frac{Q_{ТР} \cdot H_у \cdot \left(\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta\right)}{Q_э \cdot \left(B_{ТР} + H_у \cdot \operatorname{ctg}\alpha\right)} \right\rfloor$ (4.6)

Угол откоса рабочего борта(φ) определяется по формуле:

$$\operatorname{arctg}\varphi = H_у / \left(B_{РП} + H_у \operatorname{ctg}\alpha\right). \tag{4.7}$$

Примечание. Максимально возможное число экскаваторов *(M)* на расширении траншеи определяется из условия, что скорость проходки траншеи ($V_т$) должна быть более или равна скорости ее расширения ($V_о$):

$$V_т \geq V_о.$$

4.2.1. Расчеты по схеме А

Обобщенный график $L = f(T)$ организации работ по вскрытию и подготовке нового горизонта к эксплуатации разрезной траншеей и поступательными съездами (рис. 5.1)рассчитывается по временным интервалам.

Время подготовки нового горизонта к эксплуатации определяется суммой временных отрезков, мес.:

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4, \tag{4.8}$$

где t_1 – время ввода первого экскаватора на расширении вскрывающей выработки (разрезной траншеи), мес.:

$$t_1 = \frac{L_б + L_о}{V_т}, \tag{4.9}$$

t_2– время расширения вскрывающей выработки (разрезной траншеи) на длину экскаваторного блока, мес.:

$$t_2 = H_у^2 \cdot \frac{L_б\left(\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta\right)}{Q_э}, \tag{4.10}$$

t_3– время расширения вскрывающей выработки (разрезной траншеи) на длину, необходимую для проходки въездной траншеи на нижележащем (подготавливаемом) горизонте, мес.:

$$t_3 = \frac{L_в + L_п}{V_о}, \tag{4.11}$$

где t_4 – время проходки вскрывающей выработки (разрезной траншеи) на нижележащем (подготавливаемом) горизонте, мес.:

$$t_4 = \frac{(k-1)L_б + (L_в - L_п)}{V_о} - \frac{(k-1)L_б + (L_в - L_п)}{V_t}. \quad (4.12)$$

Количество экскаваторных блоков (k) на горизонте определяется по выражению

Округляется до целого в большую сторону

$$k = \left\lceil \frac{L_{тр} + L_в + L_п}{L_б} \right\rceil, \text{ ед.} \quad (4.13)$$

Примечание. При железнодорожном транспорте вследствие обменно-транспортных операций на одном уступе допускается не более двух экскаваторов, при автомобильном – не более четырех-пяти.

4.2.2. Расчеты по схеме В

На рис. 5.2 показан обобщенный график $L = f(T)$ организации работ при вскрытии и подготовке нового горизонта к эксплуатации разрезной траншей и внутренними тупиковыми съездами, расположенными на нерабочем борту карьера.

Время подготовки нового горизонта к эксплуатации, мес.:

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4. \quad (4.14)$$

Из схемы (рис. 5.2) можно найти, что

$$t_1 = \frac{L_б + l_T + L_о}{V_T}, \quad (4.15)$$

где L_T – длина тупикового разъезда при железнодорожном транспорте или же петлевого заезда при автомобильном транспорте, м;

$$t_2 = H_у^2 \cdot \frac{L_Б(\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta)}{Q_э}; \quad (4.16)$$

$$t_3 = \frac{L_в}{V_о}; \quad (4.17)$$

$$t_4 = \frac{(k-1)L_б - L_в}{V_о} - \frac{(k-1)L_б - L_в}{V_т}; \quad (4.18)$$

Округляется до целого в большую сторону

$$k = \left\lceil \frac{L_{тр} + L_в}{L_б} \right\rceil, \text{ ед.} \quad (4.19)$$

4.3. Форма отчетности

По результатам занятия представляется отчет, содержащий цель работы,

краткую теорию рассматриваемого вопроса, расчеты, необходимые для построения графика $L = f(T)$, и собственно график подготовки нового горизонта для рассмотренных схем.

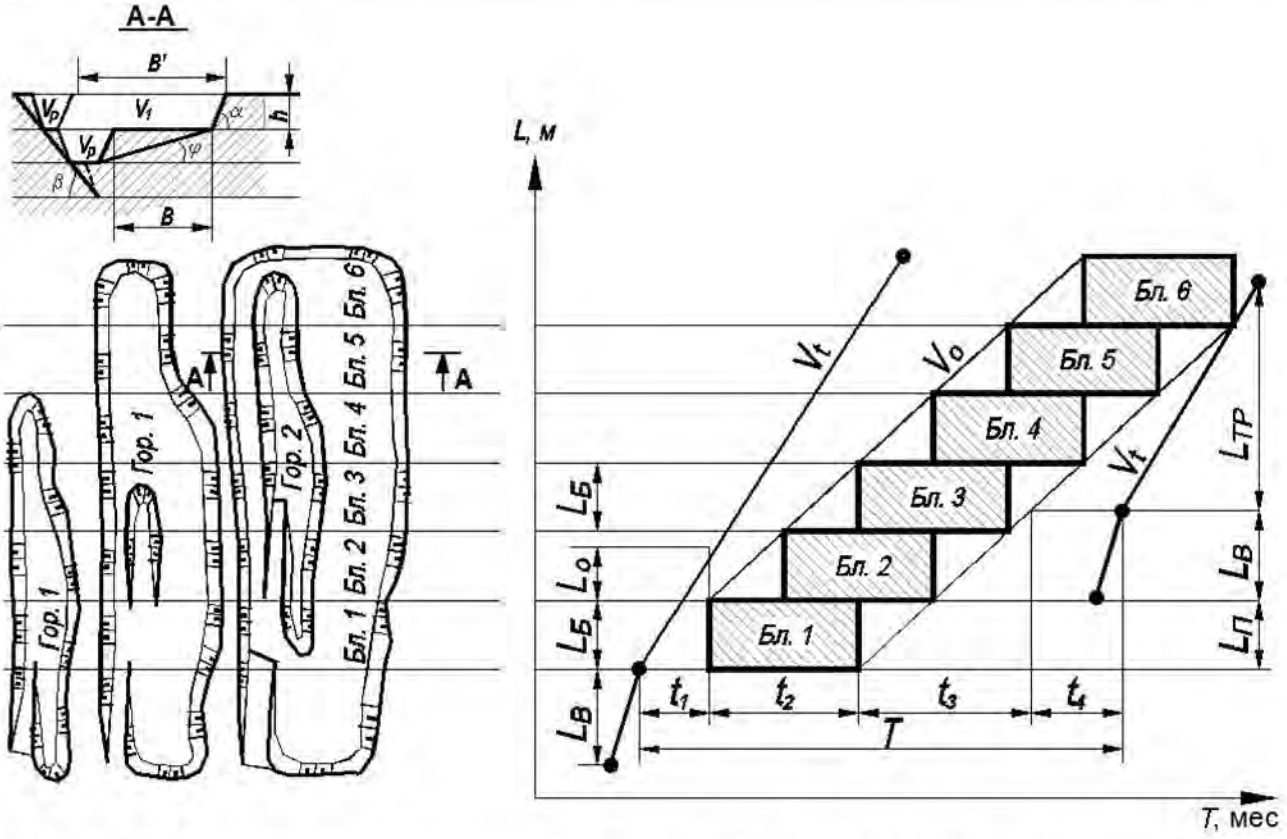


Рис. 4.1. Расчет скорости углубки при вскрытии съездами поступательной формы трассы
(схема А)

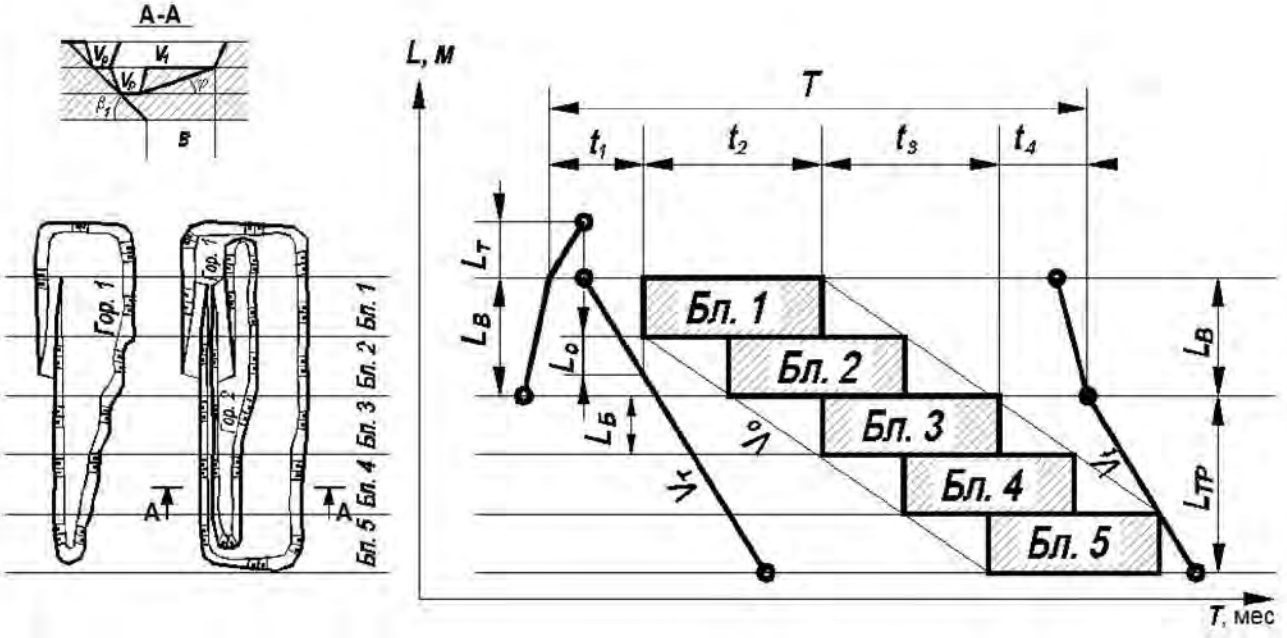


Рис. 4.2. Расчет скорости углубки при вскрытии съездами тупиковой (петлевой) формы трассы

(схема В)

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 5
ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ КАРЬЕРА

Цель работы: Определить производительность карьера по полезному ископаемому и вскрыше; сроки строительства карьера, ввода его в эксплуатацию.

5.1. Исходные данные – таблицы режима горных работ, рассчитанные на занятиях № 3, 4.

Примечание. Исходные данные и результаты расчетов представляются в виде графиков-номограмм режима горных работ (рис. 5.1).

5.2 Порядок выполнения работы

5.2.1. По данным таблицы режима горных работ строятся графики-номограммы. В левой части графиков-номограмм приводятся результаты горно-геометрического анализа карьера (извлекаемые в процессе разработки карьера объемы полезного ископаемого и вскрышных пород нарастающим итогом по горизонтам отработки с углом откоса рабочей зоны $\gamma = \quad = \gamma_р$), в правой части – разработанные календарные графики добычи полезного ископаемого и выемки пород вскрыши.

5.2.2. На первом этапе осуществляется трансформация верхней части графика $\sum P = f(H)$ – изменения объемов выемки полезного ископаемого (P) с глубиной карьера (H) в график $\sum P = f(T)$ нарастающих объемов полезного ископаемого (P) во времени разработки карьера (T).

Главным регулирующим трансформацию параметром является скорость углубки карьера ($У_Г$), измеряемая в метрах в год.

Для этого в левой части графиков-номограмм (рис. 5.1) по оси абсцисс H последовательно откладываются и отмечаются отрезки, соответствующие скорости углубки карьера ($У_Г$), т. е. ежегодному углублению рабочей зоны.

Примечание. Перпендикуляр, проведенный к любой точке графика $\sum P = f(H)$ от оси абсцисс H – любой точки, характеризующей текущую глубину разработки, соответствует объему полезного ископаемого, извлекаемому из карьера к этому моменту.

Скорость углубки (УГ) принимается по данным работы №4.

5.2.3. По полученным ординатам добычи полезного ископаемого ($\sum P$), установленным на основании годового понижения горных работ, в правой части графиков (рис. 5.1) строится кривая вида $\sum P = f(T)$. При этом каждая точка графика устанавливает соответствие достигнутой глубины и разработки по оси H с годом выемки по оси T.

Примечание. Ординаты графика $\sum P = f(T)$ характеризуют накопленные с начала разработки объемы полезного ископаемого и вскрыши к моменту окончания t-го года ведения горных работ. Кривая $\sum P = f(T)$ состоит из отрезков прямых, разница ординат точек которых характеризует объем полезного ископаемого, извлекаемый из карьера за год разработки t.

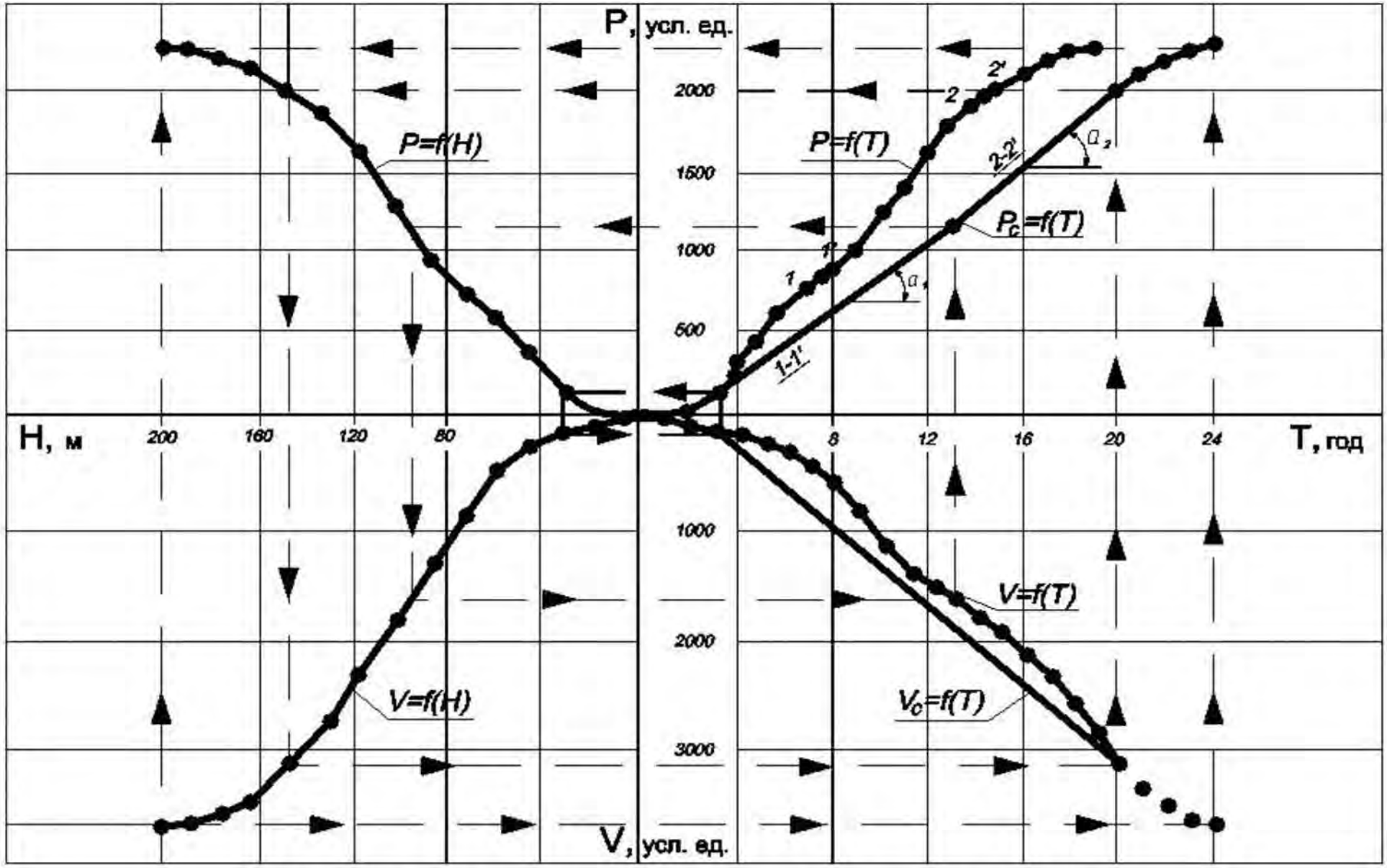


Рис. 5.1. Графики номограммы определения производительности карьера по руде и вскрыше

В результате построений получается неусредненный график, состоящий из отрезков прямых, годовые приращения которых характеризуют производительность карьера в каждый данный год разработки. Участок кривой с наибольшим углом наклона к оси абсцисс T обеспечит производительность карьера по полезному ископаемому не только большую по сравнению с другими, но и максимально достижимую на данном этапе по горнотехническим возможностям.

5.2.4. На втором этапе полученный построениями график – $\sum P = f(T)$ стабилизируется по периодам разработки. Для этого на графике $\sum P = f(T)$ выделяется начальный период разработки (период горно-капитальных работ и развития производительности по руде), характеризующийся отсутствием добычи руды или минимальными значениями добычи по сравнению с последующими годами разработки. Этот период будет характеризовать длительность строительства карьера и выхода его на полную производственную мощность.

5.2.5. В дальнейшем стабилизация производительности по полезному ископаемому на графике-номограмме – осуществляется по отдельным периодам (I_1, T_2, ... T_n), продолжительных которых находится в пределах 7-10 лет, исключая периоды развития мощности и затухания горных работ в карьере.
Стабильная производительность в каждом периоде эксплуатации карьера принимается по **минимальному** ее значению, достигнутому в один из отрезков времени разработки, карьера (один год). Во всех остальных годах разработки производительность снижается до принятого в периоде значения. Соответствующие участки кривой $\sum P_c = f(T)$ в рассматриваемом периоде выполаживаются, скорость углубки карьера уменьшается по сравнению с начально-принятым максимальным значением (рис. 5.1). Делается проверка на длительность каждого выделенного периода разработки карьера со стабильной производительностью по полезному ископаемому в течение не менее чем 7-10 лет.

5.2.6. На основании выделенных расчетных периодов разработки со стабильной производительностью по полезному ископаемому определяется производительность карьера по вскрыше (V), для чего строится график вида $\sum V = f(T)$. При определении производительности карьера по вскрыше, в первую очередь, устанавливается минимальный, нестабилизированный объем выемки вскрышных пород, обеспечивающий выполнение принятых годовых объемов добычи полезного ископаемого (графи $\sum V_{c\,(1.2)} = f(T)$).
Для этого по каждому году разработки по графику $\sum P_c = f(T)$ берется ордината объема полезного ископаемого, извлекаемого из карьера при работе со стабильной производительностью по руде, и через график $\sum P = f(H)$ определяется абсцисса глубины карьера на данный год разработки. Разница между соседними отметками глубины карьера на оси абсцисс дает скорость понижения работ в карьере. По ординатам понижения работ в карьере по графику $\sum V = f(H)$ определяются объемы выемки вскрыши.

Примечание. В период горно-капитальных работ, когда из карьера извлекаются практически только объемы вскрышных пород, т. е. до начала первого периода эксплуатации, скорость понижения горных работ принимается максимальной, равной принятой скорости углубки, и трансформация графика по вскрыше проводится так же, как по руде.

График $\sum V=f(T)$ выемки пород вскрыши строится на основе графика $\sum V = f(H)$ режима вскрышных работ так, производительность карьера по породам вскрыши определяется тангенсом угла наклона участков кривой $\sum V = f(T)$ к оси абсцисс T, как и производительность карьера по руде производительность по вскрыше постоянна по периодам, как это показано на рис. 5.1. Продолжительность периодов усреднения по вскрыше принимается 7-10 (до 12 лет).

Примечание. Календарный график работы карьера по вскрыше выравнивается за счет переноса части объемов на более ранние периоды работы.

Усреднительные прямые проводятся по касательной к точкам графика $\sum V = f(T)$ или как можно ближе к ним, таким образом, чтобы прямые не пересекали кривую $\sum V = f(T)$. В этом случае в карьере гарантируется сохранение рабочих площадок шириной не менее расчетной.

Примечание. Иногда в процессе усреднения необходимо уменьшение производительности по вскрыше в первый эксплуатационный период в связи с требованиями рационального графика режима горных работ. В этом случае усреднительные прямые могут пересекать кривую $\sum V = f(T)$, координаты точек этих пересечений показывают сроки и объемы консервации (расконсервация) объемов вскрыши и периоды работы карьера с новыми параметрами системы разработки.

5.2.7. Определяются сроки строительства, развития и ввода в эксплуатацию производственных мощностей с указанием объемов работ по добыче полезного ископаемого и выемке вскрыши. По нормам технологического проектирования устанавливается пусковая производительность и динамика наращивания мощности карьера (табл. 5.1). На графике $\sum P_C = f(T)$ определяется объем добычи полезного ископаемого по годам освоения мощности, длительность периода освоения мощности и развития ее до проектной величины. Затем на графике $\sum V_C = f(T)$ выделяется срок строительства карьера и определяется объем горно-строительных работ.

Примечание. Пусковая производительность карьера принимается не менее 30 % расчетной производительности по полезному ископаемому при годовом объеме добычи более 20 млн. т и не менее 50 % при годовой производительности 4-20 млн. т. На карьерах с годовым объемом добычи до 4 млн т при вводе карьера в эксплуатацию должна быть освоена его расчетная (100 %) производительность.

При достижении пусковой производительности по полезному ископаемому карьер считается сданным в эксплуатацию.

На графике $\sum P_C = f(T)$ этому моменту соответствует абсцисса точки с приращением ординат равным или большим производительности пускового комплекса по полезному ископаемому.

Примечание. Сроки освоения расчетной производительности карьера после пуска его в эксплуатацию должны быть не более приведенных в табл. 5.1. В случае несоблюдения этого условия

требуется предусмотреть меры по увеличению скорости понижения горных работ в период строительства карьера и освоения его производственной мощности.

Таблица 5.1

СРОКИ ОСВОЕНИЯ РАСЧЕТНОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА

ГОДОВАЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ПУСКОВЫХ КОМПЛЕКСОВ ПО ПОЛЕЗНОМУ ИСКОПАЕМОМУ, МЛН Т	ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТЬ ОСВОЕНИЯ ПРОЕКТНОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ, МЕС.	ОБЪЕМ ДОБЫЧИ В ПРОЦЕНТАХ ОТ ГОДОВОЙ ПРОЕКТ НОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ		
		1-Й ГОД	2-Й ГОД	3-Й ГОД
До 5	9	85	100	-
5-15	15	70	99	100
15-30	18	65*	98	100
Более 30	24	60	90	100

5.2.8. Устанавливается срок службы карьера (с учетом времени наращивания и затухания добычи полезного ископаемого, но без учета периода строительства). Если карьер является единственным в составе горно-обогатительного комбината, срок его разработки принимается после, приведенных выше расчетов, но не меньше нормативного (табл. 5.2).

Таблица 5.2

СРОКИ СЛУЖБЫ КАРЬЕРОВ ПО ОТРАСЛЯМ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

СРОК СЛУЖБЫ КАРЬЕРА, ГОДЫ	ГОДОВАЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ, МЛН Т		
	УГОЛЬНЫЕ КАРЬЕРЫ	КАРЬЕРЫ ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ	КАРЬЕРЫ ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ
5-10	1-2	–	2-5
15-20	–	5-10	5-10
25-30	3-5	10-20	10
35-40	10-12	20	–

5.3. Форма отчетности. По результатам занятия представляется отчёт, содержащий краткую теорию рассматриваемого вопроса, графики-номограммы режима горных работ с указанием периодов разработки. Результаты расчетов сводятся в табл. 5.3. Вычерчивается календарный график отработки карьера вида $V,Q = F(T)$.

Таблица 5.3

ПЕРИОДЫ РАЗРАБОТКИ КАРЬЕРА

ПЕРИОДЫ РАЗРАБОТКИ	ГОДОВАЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ КАРЬЕРА		ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТЬ ПЕРИОДА, ЛЕТ
	ПО РУДЕ, ТЫС. $М^3$	ПО ВСКРЫШЕ, ТЫС. $М^3$	
Строительство карьера (на один из годов)			
Освоение производственной мощности (по годам)			
Работа с проектной мощностью: – 1-й период – 2-й период – …			
Затухание горных работ			

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

ВАРИАНТЫ ИНДИВИДУАЛЬНЫХ ЗАДАНИЙ

НОМЕР ВАРИАНТА	МАСШТАБ, М	ВЫСОТА УСТУПА $H_у$, М	УГОЛ ОТКОСА РАБОЧЕЙ ЗОНЫ φ, ГРАД	НАПРАВЛЕНИЕ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ	ДЛИНА ЗАЛЕЖИ, L, М	ГРАНИЧНЫЙ КОЭФФИЦИЕНТ ВСКРЫШИ, $К_{гр}$ $М^3/М^3$
1	1:2000	12	10	В	1100	4,5
2	1:2000	12	10	В	1100	4,5
3	1:2000	12	10	С	1100	4,5
4	1:2000	12	10	А	1200	4,5
5	1:2000	12	10	В	1200	4,5
6	1:2000	12	10	С	1200	5,0
7	1:2000	12	10	А	1300	5,0
8	1:2000	12	10	В	1300	5,0
9	1:2000	12	10	С	1300	6,0
10	1:2000	15	15	С	1100	5,0
11	1:2000	15	15	А	1100	5,0
12	1:2000	15	15	В	1100	5,5
13	1:2000	15	15	С	1200	5,5
14	1:2000	15	15	А	1200	5,5
15	1:2000	15	15	В	1200	5,5
16	1:2000	15	15	С	1300	5,5
17	1:2000	15	15	А	1300	5,5
18	1:2000	15	15	В	1300	5,5
19	1:2000	15	15	В	1100	6,0
20	1:2000	15	10	В	1100	6,0
21	1:2000	15	10	С	1100	6,0
22	1:2000	15	10	А	1200	6,0
23	1:2000	15	10	В	1200	6,0
24	1:2000	15	10	С	1000	6,0
25	1:2000	15	10	А	1300	6,0

Приложение 2

Исходные данные к работе № 4

№ варианта	$H_у$, м	AA, град	B, град	$B_{р.п.}$, м	$L_{тр}$, м	$L_б$, м	$Q_{тр}$, тыс. м^3/год	$Q_э$, тыс. м^3/год	i, доли ед	$B_{тр}$, м	Расчетная схема
1	10	70		45	600	300	500	600	0,080	22	
2	12	75		50	800	400	600	800	0,080	24	
3	15	60	40	60	1000	450	800	1000	0,080	24	А
4	16	65		45	800	350	600	800	0,080	22	
5	12	70		50	900	400	800	1000	0,080	24	
6	15	75		60	1000	450	1000	1200	0,080	24	
7	10	60		45	700	300	500	600	0,080	22	
8	12	65	45	50	800	350	600	800	0,080	24	В
9	15	70		60	900	450	800	1000	0,080	24	
10	10	75		45	700	350	600	800	0,080	22	
11	12	60		50	800	400	800	1000	0,080	24	
12	15	65		60	1000	450	1000	1200	0,080	24	
13	10	70	50	45	700	300	500	600	0,080	22	А
14	12	75		50	900	400	600	800	0,080	24	
15	15	60		60	1000	450	900	1000	0,080	24	
16	10	65		45	800	350	600	800	0,080	22	
17	12	70		50	1000	450	800	1000	0,080	24	
18	15	75	40	60	800	400	1000	1200	0,080	24	В
19	10	60		45	600	300	500	600	0,080	22	
20	12	65		50	700	350	600	800	0,080	24	
21	15	70		60	1000	400	800	1000	0,080	24	
22	10	75	45	45	700	300	600	800	0,080	22	А
23	12	65		50	800	350	800	1000	0,080	24	

Рекомендуемая литература

1. Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В., Коваленко В.С. Проектирование карьеров: учебник. – 3-е изд., перераб. – М.: Высшая школа, 2009. – 694 с., илл.
2. Анистратов Ю.И., Анистратов К.Ю., Щадов М. И. Справочник по открытым горным работам. – М.: ООО «НТЦ Горное дело», 2010. - 700 с.
3. Хохряков В.С. Проектирование карьеров: учеб. для вузов. – 3-е изд. перераб. и доп. – М.: Недра, 1992. – 383 с.: илл.
4. Ржевский В.В. Открытые горные работы: Технология и комплексная механизация: учебник. Изд. 8-е. – М.: Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2014. – 552 с. (Классика инженерной мысли: горное дело)
5. Корнилков С.В., Беляев В.Л. Проектирование карьеров: учеб-метод пособ. по выполнению лабораторных работ по дисциплине «Проектирование карьеров» для студентов специальности 130403 – «Открытые горные работы» (ОГР) направления 130400 – «Горное дело». – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2005. – 31 с.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	4
Практическая работа № 1 «Точность расчетов при проектировании»	5
Практическая работа № 2 «Расчет параметров бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте «Определение глубины карьера сравнением контурного и граничного коэффициентов вскрыши»	7
Практическая работа № 3 «Линейный графический метод горно-геометрического анализа»	10
Практическая работа № 4 «Расчет скорости углубки в карьере»	15
Практическая работа № 5 «Проектирование производственной мощности карьера»	20
Приложение 1	25
Приложение 2	26
Рекомендуемая литература	27

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ

К САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ И ВЫПОЛНЕНИЮ КОНТРОЛЬНЫХ РАБОТ ПО ДИСЦИПЛИНЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ПРОЦЕССОВ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Специальность – ***21.05.04 Горное дело***

Специализация № 3 – ***Открытые горные работы***

Форма обучения: очная, заочная

Квалификация выпускника: **горный инженер (специалист)**

Автор: Лель Ю. И., профессор, д. т. н.

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение 2

1. Методические указания по организации самостоятельной работы студентов 2

2. Содержание курса. Контрольные вопросы и упражнения 3

3. Контрольные работы 6

3.1. Контрольная работа № 1 «Расчет отвальных работ при использовании на отвале шагающих экскаваторов (драглайнов)»..... 7

3.2. Контрольная работа № 2 «Расчет плановых объемов горных работ по процессам» 8

Рекомендуемая литература 10

Введение

Самостоятельная работа студентов является важнейшей составной частью образовательной программы подготовки специалистов по специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Открытые горные работы».

В соответствии с рабочей программой дисциплины «Взаимодействие процессов открытых горных работ» объем учебной нагрузки студента составляет 108 часов или 3 зачетных единицы. Из них отводится на самостоятельную работу студентов: очной формы обучения – 44 часа, заочной – 88 часов.

По курсу «Взаимодействие процессов открытых горных работ» обязательная самостоятельная работа студентов осуществляется в следующих направлениях: освоение материалов по отдельным темам, входящим в рабочую программу дисциплины; подготовка и решение тестовых заданий; выполнение и защита контрольных работ. Данное учебное пособие предназначено для организации второй части самостоятельной работы студентов – освоение отдельных тем дисциплины и выполнение контрольных работ. Контрольные вопросы и задания предназначены для подготовки студентов очной и заочной форм обучения.

Методические указания по организации самостоятельной работы студента

В последующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «Взаимодействие процессов открытых горных работ». Она содержит названия 8 основных тем с указанием основных вопросов и разделов каждой темы. Каждая тема является основой вопросов в экзаменационном билете. При чтении лекций по курсу преподаватель указывает те темы дисциплины, которые выносятся на самостоятельную проработку студентами. Причем в экзаменационный билет может включаться один из вопросов по такой теме. Основной объем информации по каждой теме содержится в учебниках по курсу [1,2]. Для углубленного освоения темы рекомендуется дополнительная литература. Для самоконтроля и приобретения навыков решения задач по отдельным разделам дисциплины на кафедре разработки месторождений открытым способом имеется тестовая обучающая программа и мультимедийные средства обучения. Эта программа заложена в каждый компьютер дисплейного класса и может быть скопирована студентом для использования на домашнем компьютере.

При освоении указанных ниже тем рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента.

1. Ознакомьтесь со структурой темы.
2. По учебникам [1, 2] освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.
6. Решите указанные задачи. Условия задач приведены в последнем разделе данного учебного пособия. При затруднении обратитесь за консультацией к преподавателю.
7. Для самоконтроля используйте тестовую обучающую программу

При самостоятельной работе над указанными темами рекомендуется вести записи в конспектах, формируемых на лекционных занятиях по курсу, и в том порядке, в котором данные темы следуют по учебной программе.

2. Содержание курса. Контрольные вопросы и упражнения

Темы 1-2. Технологические основы отвальных работ. Технология отвалообразования при автомобильном, железнодорожном и конвейерном транспорте.

Основные параметры отвалов, выбор месторасположения отвалов. Расчет приемной способности отвальных тупиков, параметров отвальных работ и производительности отвального оборудования.

Основные понятия термины и значение отвалообразования в общем комплексе открытых горных работ. Параметры отвалов и процесса отвалообразования. Способы отвалообразования и их оценка. Приемная способность отвального тупика. Выбор места под отвалы и сооружение первоначальных отвальных насыпей.

Технология и организация работ при автомобильном транспорте и бульдозерном отвалообразовании. Методика расчета бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте. Технология отвалообразования при железнодорожном транспорте. Характеристика оборудования и организация работ при плужном отвалообразовании. Оборудование, применяемое при экскаваторном отвалообразовании, и требования, предъявляемые к нему. Расчет параметров экскаваторных отвалов. Отвалообразование с помощью драглайнов. Технологические схемы отвалообразования драглайнами и расчет их параметров. Технология отвалообразования при конвейерном транспорте. Расчет параметров отвалов при использовании полноповоротных, неполноповоротных и неповоротных отвалообразователей. Технико-экономические показатели и область применения различных способов отвалообразования. Рекультивация отвалов. Основные правила безопасности при производстве отвальных работ. Направления совершенствования отвальных работ [1-4].

Дополнительная литература [7,8].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Какие факторы оказывают влияние на выбор способа отвалообразования?
2. Назовите достоинства, недостатки и область применения отвалообразования мехлопатами при железнодорожном транспорте.
3. Какими рабочими параметрами экскаватора определяется ширина отвальной заходки при отвалообразовании мехлопатами?
4. Назовите основные правила конструирования многоярусных отвалов.
5. Как увеличить приемную способность отвальной заходки?
6. Назовите основные факторы, определяющие устойчивость отвалов.
7. Суть, достоинства и недостатки плужного отвалообразования.
8. Достоинства и недостатки бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте.
9. Порядок развития бульдозерных отвалов по высоте и в плане (дать схемы).
10. Факторы, определяющие выбор бульдозера на отвале.
11. Виды и назначение участков на бульдозерном автомобильном отвале (показать на схеме).
12. Параметры безопасной установки автосамосвала на бульдозерном отвале при разгрузке.
13. Принцип расчета высот подъярусов при отвалообразовании мехлопатой.
14. Суть коэффициента «заваленности» при бульдозерном отвалообразовании. Его значения. На что он влияет?
15. Выведите формулу приемной способности экскаваторного отвального тупика по транспортным условиям при железнодорожном транспорте.
16. Развитие в плане плужных отвалов? Абзетцерных? (Дать схемы).
17. Направления совершенствования отвальных работ.
18. Параметры забоя мехлопаты при отвалообразовании (дать схему в разрезе, взаимосвязь параметров).
19. Нарисовать схему отвалообразования драглайнов с нижней отсыпкой отвального уступа.

20. Область применения отвалообразования драглайнами с верхней отсыпкой отвального уступа.
21. Выберите параметры отвального тупика (экскаваторное отвалообразование) и рассчитайте приемную способность отвальной заходки: ЭКГ-5А, породы скальные, $R_ч$ = 9,0 м, $R_р$ = 9,5 м.
22. Факторы, определяющие выбор месторасположения отвалов.

Тема 3-4. Структуры механизации. Параметрическая взаимосвязь процессов. экономическая взаимосвязь процессов. Общие принципы организации производственных процессов.

Общие понятия о структурах комплексной механизации открытых разработок. Структура механизации и принципы её комплексности. Классификации структур механизации. Порядок проектирования структуры комплексной механизации. Параметрическая взаимосвязь процессов открытых горных работ. Долгосрочные и текущие параметры технологических процессов.

Принципы экономической организации параметров процессов. Оптимальные текущие и долгосрочные параметры процессов. Общие принципы организации процессов (ритмичность, максимальное использование мощностей оборудования, независимость протекания процессов, экономичность). Определение коэффициентов неравномерности работы карьерного оборудования. Рациональные комплекты оборудования структур механизации [1-4].

Дополнительная литература [7,8].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Что такое структура механизации (СМ)?
2. Назовите важнейшие принципы комплексности СМ.
3. В чем принципиальное отличие СМ первого класса от второго? Третьего от четвертого?
4. Приведите примеры СМ разных классов.
5. Назовите главные факторы, определяющие выбор: моделей выемочной машины, бурового станка, вида транспорта.
6. Докажите наличие параметрической взаимосвязи между процессами: БВР и экскавации, экскавации и транспорта.
7. Сформулируйте суть экономической взаимосвязи процессов. Покажите ее на примере.
8. Назовите тенденции изменения экономических показателей процессов при увеличении: диаметра скважин, вместимости ковша экскаватора, грузоподъемности автомашин.
9. Объясните, почему рационально увеличение оптимального среднего куска в трудновзрываемых породах? Для крупных экскаваторов?
10. Как изменяется удельный расход ВВ от $d_{ср}$? Взрываемости пород?
11. Почему рационально увеличивать диаметр скважин в крепких породах? При увеличении емкости ковша экскаватора?
12. Назовите оптимальную СМ 1В класса при объеме работ 10 млн. м^3 в год, мощности вскрыши 18 м и залежи 12 м.
13. Выберите оптимальную СМ 2А класса при объеме работ 15 млн. м^3 в год, мощности вскрыши 25 м и залежи 10 м.
14. Выберите оптимальные модели экскаватора и бурстанка в СМ 4В класса в породах IV класса, объеме работ 12 млн. м^3 в год.
15. Выберите оптимальную грузоподъемность автомашины при грузообороте 15 млн. т, расстоянии откатки 5 км.

Тема 5-7. Организация основных производственных процессов. Производительность комплексов карьерного оборудования.

Общие принципы организации процессов. Организация буровых работ. организационные особенности выемочно-транспортных работ при железнодорожном и автомобильном транспорте. Производительность комплексов.

Порядок обуривания экскаваторных блоков. Схемы передвижения станков в блоке. Определение оптимального объема взрывного блока. Варианты взрывных работ по периодичности и объему взрывного блока. Особенности ведения взрывных работ на узких и нормальных рабочих площадках. Организация совместной работы экскаваторов и буровых станков. Технико-экономические показатели взрывных работ.

Организация выемочно-погрузочных работ при железнодорожном транспорте. Зависимость производительности экскаватора от схемы путевого развития на уступах. Выбор рациональной схемы путевого развития. Порядок отработки смежных заходок при железнодорожном транспорте. Схемы переукладки железнодорожных путей при экскавации развалов. Зависимость производительности экскаваторов и поездов от их количества в карьере.

Организация выемочно-транспортных работ при автомобильном транспорте. Методические основы формирования экскаваторно-автомобильных комплексов. Вероятностные методы расчета необходимого числа автосамосвалов в комплексе. Эксплуатация экскаваторно-автомобильных комплексов по закрытому и открытому циклам. Общая организация работы автотранспорта в карьере. Производительность и технико-экономические показатели работы экскаваторно-автомобильных и экскаваторно-железнодорожных комплексов.

Влияние на производительность карьерного оборудования срока эксплуатации машин и глубины разработки. Производительность элементарного грузопотока. Интегральная производительность грузопотоков в карьере. Зависимость производительности комплекса от числа элементарных грузопотоков. Коэффициенты согласованности работы системы [1, 2, 4].

Дополнительная литература [7,8].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Нарисуйте схемы передвижения бурстанков при разных сетках скважин.
2. Когда рационально закреплять бурстанки за экскаваторами?
3. Отметьте плюсы и минусы взрывания больших по объему блоков.
4. От каких факторов зависит объем взрывблока?
5. Назовите рациональную периодичность массовых взрывов.
6. Назовите размер оптимальных переходящих резервов обуренной массы. Взорванной массы.
7. Когда применяют каскадное взрывание?
8. Выделите основные факторы управления производительностью экскаватора при ж.-д. транспорте. При автотранспорте.
9. Почему с увеличением дальности откатки число загружаемых в автомашину ковшей увеличивается?
10. Как изменяется коэффициент использования экскаваторов с увеличением числа автомашин в потоке? Дальности откатки?
11. Что такое мощность грузопотока? Комплекса?
12. Почему и как изменяется мощность комплекса с увеличением числа элементарных грузопотоков?
13. Как влияет глубина карьера и срок эксплуатации машин (экскаваторов, станков и т.д.) на их производительность?

Тема 8. Планирование объемов работ по процессам.

Общие положения планирования объемов. Принципы и порядок планирования объемов работ по процессам. Общие положения планирования объемов. Этапы, расчетные зависимости. Выделение рабочих зон в выемочной панели. Планирование ремонтов оборудования. Технологический график работ и признаки его рациональности [1-4].

Дополнительная литература [7,8].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Как определяются месячные объемы работ: экскавации? Взрывания? Бурения?
2. Постройте зоны работ на уступе: при $V = 100$ тыс. м^3; $\vec{В}_{i-1} = 50$ тыс. м^3; $\vec{Б}_{i-1} = 20$ тыс. м^3; $B_1 = 120$ тыс. м^3; $Б_1 = 100$ тыс. м^3.
3. Определите наработку на текущий ремонт эксмкаватораЭКГ-15 в породах группы В, группы Г.
4. Для случая задачи 3 определите вид ремонта экскаватора, имеющего общую наработку к расчетному месяцу 9.0 млн. м^3.
5. Назовите принципы рациональности технологического графика работ.
6. Когда рационально проводить ремонты оборудования? Переукладку путей?
7. Рассчитать объем буровых работ на уступе при $V_i = 120$ тыс. м^3; $V_{i+1} = 120$ тыс. м^3; $\vec{Б}_{i-1} = 60$ тыс. м^3; $\vec{В}_{i-1} = 40$ тыс. м^3; $В_1 = 150$ тыс. м^3. Показать зоны на уступе.
8. Выделите на уступе расчетные зоны работ при: $\vec{Б}_{i-1} = 0$; $\vec{В}_{i-1} = 100$ тыс. м^3; $V_i = 120$ тыс. м^3; $В_i = 1\times80$ тыс. м^3; $Б_1 = 120$ тыс. м^3. Транспорт железнодорожный, развал убирается в две заходки.
9. Постройте зоны работ, если объемы (тыс. м^3): $V_i = 120$; $В_i = 100$; $Б_i = 130$; $\vec{В}_{i-1} = 60$; $\vec{Б}_{i-1} = 60$; $V_{i+1} = 100$.
10. При условиях $В_i = 120$ тыс. м^3; $V_{i+1} = 150$ тыс. м^3; $\vec{Б}_{i-1} = 60$ тыс. м^3 – принят на месяц объем буровых работ $Б_i = 100$ тыс. м^3. Правильно ли?

3. Контрольные работы

Общий порядок выполнения и оформления контрольных работ.

1. Контрольные работы проводятся после прослушивания студентами лекций по соответствующим разделам курса и изучения дополнительной литературы.

2. Перед выполнением контрольной работы студент должен проработать рекомендуемую литературу и соответствующие темы лекций, а также изучить порядок и алгоритм её выполнения.

3. Контрольные работы выполняются на основе индивидуальных исходных данных. Номера вариантов определяются преподавателем.

4. Для выполнения контрольной работы необходимо иметь при себе конспект лекций, рабочую тетрадь, чертёжные инструменты и калькулятор.

5. Результаты контрольной работы представляются в виде отчёта – технического документа, оформленного в соответствии с требованиями ГОСТа 2.105-95. Отчёт должен содержать следующие разделы: наименование и цель работы; исходные данные; краткое описание теоретических положений, лежащих в основе данной работы; основные формулы и расчёты, таблицы с результатами расчётов, графики; анализ полученных результатов и выводы.

6. Оценка за контрольную работу выставляется на основе защиты отчёта и ответов на контрольные вопросы с учётом качества оформления.

7. Отчёты по контрольным работам выполняются в виде отдельной работы со сквозной нумерацией страниц, с титульным листом стандартной формы и содержанием. На титульном листе указывается общая тематика контрольных работ, наименование студенческой группы,

полные фамилия, имя и отчество студента-исполнителя, а также фамилия, имя, отчество и должность преподавателя.

3.1. Контрольная работа № 1 «Расчет отвальных работ при использовании на отвале шагающих экскаваторов (драглайнов)»

Цель работы: освоить методику расчета параметров экскаваторного отвалообразования с помощью шагающих экскаваторов с нижней отсыпкой отвальной заходки и с последовательной отсыпкой нижнего и верхнего ярусов.

Задачи работы:

- определение высоты верхнего яруса (при работе с верхней и нижней отсыпкой);
- определение ширины отвальной заходки;
- определение приемуой способности отвала;
- расчет числа отвальных тупиков и протяженности фронта отвалообразования.

Исходные условия:

В соответствии с вариантом задаются (табл. 1):

Таблица 1

Исходные данные к контрольной работе № 1 «Расчет отвальных работ при использовании на отвале шагающих экскаваторов (драглайнов)»

№ задания	γ, т/м^3	$H_о$, м	Модель экскаватора	$V_{см}$, м^3/смену	Модель думпкара	$n_в$	$L_т$, км	$L_{оп}$, км
1	1,7	20	ЭШ-11.75	10	6ВС-60	6	2,0	2,5
2	2,1	25	ЭШ-20.90	12	ВС-85	7	1,5	0,6
3	2,0	30	ЭШ-15.100	14	ВС-85	8	1,8	0,8
4	2,1	35	ЭШ-25-90	16	2ВС-105	9	2,0	1,0
5	1,6	40	ЭШ-20.100	18	2ВС-105	9	1,0	0,6
6	1,9	32	ЭШ-15.110	20	ВС-145	10	1,2	0,8
7	1,7	30	ЭШ-40.100	21	ВС-145	10	1,5	0,9
8	2,0	38	ЭШ-30.110	28	ВС-170	6	2,0	1,0
9	1,65	25	ЭШ-25.120	16	ВС-170	7	1,6	0,5
10	2,1	35	ЭШ-65.100	20	ВС-145	8	1,0	0,6
11	1,7	45	ЭШ-40.130	19	ВС-145	6	1,0	1,0
12	1,8	41	ЭШ-100.100	25	2ВС-105	7	2,1	1,2
13	1,8	43	ЭШ-100.125	23	2ВС-105	6	1,5	0,6
14	1,9	22	ЭШ-11.75	8	6ВС-60	7	1,6	0,8
15	2,0	25	ЭШ-20.90	10	6ВС-60	7	1,7	0,9
16	2,1	30	ЭШ-15.100	12	ВС-85	7	1,2	1,0
17	1,6	31	ЭШ-25.90	14	ВС-85	8	1,5	1,2
18	1,8	37	ЭШ-20.100	16	2ВС-105	8	2,0	1,0
19	1,7	40	ЭШ-15.110	12	2ВС-105	9	2,5	0,9
20	1,9	41	ЭШ-40.100	14	ВС-145	9	2,4	0,8
21	1,8	43	ЭШ-30.110	16	ВС-145	6	1,2	0,7
22	2,0	44	ЭШ-25.120	18	ВС-170	6	1,3	0,8
23	2,0	42	ЭШ-65.100	20	ВС-170	6	1,4	0,9
24	2,1	43	ЭШ-40.130	28	ВС-170	7	1,5	1,0
25	1,6	45	ЭШ-100.100	24	ВС-170	7	1,6	1,2

- модель экскаватора;
- высота нижнего яруса $H_о$, м;
- схема отвалообразования; тип складируемых пород и плотность пород в целике γ, т/м^3;
- сменный объем отвальных работ $V_{см}$, тыс. м^3/ смену;
- модель думпкара;
- число вагонов в поезде $n_в$;

– длина отвального тупика $L_т$, км;
– расстояние от отвала до обменного пункта $L_{оп}$, км.

Дополнительные условия:

– четные варианты – схема с последовательной отсыпкой нижнего и верхнего ярусов, нечетные – схема с нижней отсыпкой отвального уступа;
– четные варианты – мягкие связные (глинистые) породы, нечетные – мягкие несвязные (песчаные) породы.

Порядок выполнения работы

1. При схеме с верхней и нижней отсыпкой (четные варианты) рассчитывается высота верхнего яруса по методике, изложенной в [3, с. 96]. Рабочие параметры экскаваторов принимаются по [3, с. 132, табл. 20].

2. Определяется ширина отвальной заходки (как при нижней, так и при одновременно нижней и верхней отсыпке) по методике, изложенной в [3, с. 97].

3. Определяется приемная способность отвального тупика (W, млн. м^3) по формуле (1.14) [6].

4. Определяется сменная производительность отвального тупика по производительности отвального экскаватора и по транспортным условиям [6, формулы (1.15) – (1.24)]. Сменная производительность драглайна определяется по методике, изложенной в [5, формулы (3.10) – (3.15)].

5. Рассчитывается число отвальных тупиков и протяженность фронта отвалообразования [6, формулы (1.24) – (1.29)].

6. Составляется паспорт отвалообразования. Пример паспорта отвалообразования представлен в [3, рис. 2, с. 97]. Паспорт составляется в стандартном масштабе с указанием числовых значений определяющих параметров. Недостающие данные для составления паспорта (угол откоса яруса для различных пород, коэффициенты разрыхления и т.п.) взять из [6, табл. 1.3].

7. Форма отчетности.

По результатам контрольной работы представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется одним листом А4 или А3.

3.2. Контрольная работа № 2 «Расчет плановых объемов горных работ по процессам».

Цель работы: освоить методику планирования горных работ по процессам.

Задачи работы:

– рассчитать переходящие объемы горной массы на следующий месяц за планируемым;
– определить номинальные объемы работ;
– определить число взрывов в панели за месяц;
– определить расчетные объемы работ по процессам;
– установить фактические переходящие резервы;
– выделить расчетные зоны на уступе.

Исходные условия:

В соответствии с вариантом задаются (табл. 2):

– объем выемочных работ (примерный) на планируемый месяц V_i, тыс. м^3;

– объем выемочных работ (примерный) на месяц, следующий за планируемым V_{i+1}, тыс. м^3;
– перешедшие объемы резервов обуренной горной массы $\vec{Б}_{i-1}$, тыс. м^3;
– перешедшие объемы резервов взорванной горной массы $\vec{В}_{i-1}$, тыс. м^3;
– оптимальный объем взрывного блока $V_{в}^{опт}$, тыс. м^3.

Порядок выполнения работы

1. Определяются переходящие объемы обуренной и взорванной горной массы на следующий месяц за планируемым [4, формулы (3.5), (3.6)].

2. Определяется номинальные объемы погрузочных, взрывных и буровых работ [4, формулы (3.1) – (3.4)].

3. Определяется число взрывов в панели за месяц [4, с. 86].

4. Определяются расчетные объемы погрузочных, взрывных и буровых работ [4, с. 84].

5. Устанавливаются фактические переходящие резервы обуренной и взорванной горной массы [4, с. 87].

6. Выделяются расчетные зоны на уступе [4, с. 87, рис. 3.2].

Таблица 1

Исходные данные к контрольной работе № 2
«Расчет отвальных работ при использовании на отвале шагающих экскаваторов (драглайнов)»

№ задания	Месячный объем выемочных работ, тыс. м^3		Переходящие резервы, тыс. м^3		Оптимальный объем взрывного блока $V_{в}^{опт}$, тыс. м^3
	V_i	V_{i+1}	$\vec{Б}_{i-1}$	$\vec{В}_{i-1}$	
1	500	400	100	200	100-150
2	100	120	120	0	60-80
3	120	130	0	100	80-110
4	300	310	150	120	120-160
5	80	100	40	60	80-120
6	60	80	50	30	60-80
7	75	90	0	40	40-60
8	175	180	120	80	100-120
9	65	70	70	0	70-95
10	75	60	30	40	30-50
11	120	110	60	50	70-90
12	135	140	70	80	60-80
13	145	130	55	0	50-70
14	160	150	85	90	100-140
15	250	210	80	110	150-170
16	210	190	120	140	1250-1690
17	190	185	0	100	90-120
18	225	210	90	0	100-140
19	425	400	150	140	100-140
20	325	300	210	180	150-190
21	165	150	85	95	95-115
22	175	160	0	100	85-110
23	185	195	0	120	115-135
24	220	210	110	0	120-160
25	235	250	150	140	140-180

7. Форма отчетности.

По результатам контрольной работы представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется схемой расчетных зон горных работ на уступе с указанием вида и объема работ в каждой зоне.

Рекомендуемая литература

1. Ржевский, В. В. Открытые горные работы. Производственные процессы : учебник для студентов вузов, обучающихся по специальности "Технология и комплексная механизация открытой разработки месторождений полезных ископаемых" / В. В. Ржевский. - Изд. 8-е. - Москва: ЛЕНАНД, 2016. - 512 с.

2. Репин, Н. Я. Перемещение и складировании е горных пород: учебное пособие для студентов вузов, обучающихся по специальности "Открытые горные работы" направления подготовки "Горное дело" / Н. Я. Репин, Л. Н. Репин. - Изд. 2-е, стер. - Москва: Горная книга, 2016. - 221 с.: рис., табл., фот. - (Процессы открытых горных работ; № 9).

3. Репин, Н. Я. Практикум по дисциплине "Процессы открытых горных работ": учебное пособие для студентов вузов, обучающихся по специальности "Открытые горны работы" направления подготовки "Горное дело" / Н. Я. Репин, Л. Н. Репин. - [2-е изд., стер.]. - Москва: Горная книга, 2018. - 156 с.: рис., табл. - (Процессы открытых горных работ; № 7).

4. Сорокин Л.А. Взаимодействие процессов на карьерах. Учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 96 с.

5. Процессы открытых горных работ. Выемочно-погрузочные работы: учебно-методическое пособие / Ю. И. Лель, Ю. В. Стенин, Д. А. Шлохин, И. А. Глебов; под ред. Ю. И. Леля; Урал. гос. горный ун-т. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 53 с.

6. Взаимодействие процессов открытых горных работ: учебно-методическое пособие / Ю. И. Лель, Ю. В. Стенин, И. А. Глебов; под ред. Ю. И. Леля; Урал. гос. горный ун-т. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 42 с.

7. Томаков П. И. Структуры комплексной механизации карьеров с техникой циклличного действия. – М.: Недра, 1976. – 232 с.

8. Русский И. И. Отвальное хозяйство карьеров. 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1971. – 240 с.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ПРОЦЕССОВ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Под редакцией доктора технических наук,
профессора Ю. И. Леля

Екатеринбург

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ПРОЦЕССОВ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Под редакцией доктора технических наук,
профессора Ю. И. Леля

УДК 622.221
П84

Р е ц е н з е н т: *Н. В. Мартынов*, канд. техн. наук, доцент кафедры разработки месторождений открытым способом УГГУ

Печатается по решению Учебно-методического совета Уральского государственного горного университета.

В учебно-методическом пособии даны рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень источников.

Учебно-методическое пособие составлено в соответствии с рабочей программой дисциплины «Взаимодействие процессов открытых горных работ» и требованиями Государственного образовательного стандарта высшего образования к обязательному минимуму содержания и уровня подготовки специалистов по специализации «Открытые горные работы» специальности 21.05.04 – «Горное дело».

Учебно-методическое пособие предназначено для студентов очного и заочного обучения, изучающих данную дисциплину, а также может быть использовано при выполнении курсового проекта, бакалаврской и дипломной работ.

УДК 622.221

© Уральский государственный горный университет, 2019
© Лель Ю. И., Стенин Ю. В., Глебов И. А., 2019

Введение

Учебно-методическое пособие по выполнению практических работ «Выемочно-погрузочные работы» разработано на основе рабочей учебной программы дисциплины «Взаимодействие процессов открытых горных работ» для студентов специализации «Открытые горные работы» (ОГР) специальности 21.05.04 – «Горное дело». Оно содержит рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень литературных источников.

Основная цель практических работ – приобретение базовых знаний, умений и навыков по технологии отвалообразования и организации производственных процессов, необходимых для осуществления учебной и профессиональной деятельности.

Задачами практических работ являются:

– приобретение практических навыков по обоснованию технологических параметров отвалообразования в карьерах;

– овладение методами расчета, необходимыми для выбора рациональной организации технологических процессов в конкретных горнотехнических условиях эксплуатации.

Каждая практическая работа рассчитана на два-четыре академических часа при соответствующей подготовке студента.

Общий порядок выполнения работ:

1. Практические работы проводятся после прослушивания студентами лекций по соответствующим разделам курса.

2. Перед выполнением практической работы студент должен проработать рекомендуемую литературу и соответствующие темы лекций, а также изучить порядок и алгоритм её выполнения.

3. Практические работы выполняются на основе индивидуальных исходных данных. Номера вариантов определяются преподавателем.

4. Для выполнения практической работы необходимо иметь при себе конспект лекций, рабочую тетрадь, чертёжные инструменты и калькулятор.

5. Результаты практической работы представляются в виде отчёта – технического документа, оформленного в соответствии с требованиями ГОСТа 2.105-95. Отчёт должен содержать следующие разделы: наименование и цель работы; исходные данные; краткое описание теоретических положений, лежащих в основе данной работы; основные формулы и расчёты, таблицы с результатами расчётов, графики; анализ полученных результатов и выводы.

6. Оценка за практическую работу выставляется на основе защиты отчёта и ответов на контрольные вопросы с учётом качества оформления.

7. Отчёты по практическим работам выполняются в виде отдельной работы со сквозной нумерацией страниц, с титульным листом стандартной формы и содержанием. На титульном листе указывается общая тематика практических работ,

наименование студенческой группы, полные фамилия, имя и отчество студента-исполнителя, а также фамилия, имя, отчество и должность преподавателя.

Практическая работа № 1

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ЭКСКАВАТОРНЫХ ОТВАЛОВ

Цель работы: освоить методику расчета параметров экскаваторного отвалообразования при железнодорожном транспорте.

Задачи работы:

1. Выбор модели отвального экскаватора.
2. Расчет параметров отвального яруса.
3. Определение приемной способности отвала.
4. Расчет числа отвальных тупиков и протяженности фронтов отвалообразования.
5. Составление паспорта экскаваторного отвалообразования.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 270-285; 2, с. 192-210] изучить основные технологические параметры экскаваторных отвалов, схемы отвалообразования и методику расчета производительности отвального оборудования.

Исходные условия

В соответствии с вариантом (табл. 1.1) задаются:

- тип складируемых пород (скальные, песчаные, глинистые);
- плотность пород в целике γ, т/м^3;
- сменный объем отвальных работ $V_{см}$, тыс. м^3/смену;
- модель думпкара;
- число вагонов в поезде $n_в$;
- длина отвального тупика $L_т$, км;
- расстояние от отвала до обменного пункта $L_{оп}$, км.

Порядок выполнения работы

1. Выбирается модель отвального экскаватора (табл. 1.2).

Выбор модели экскаватора производится на основе принципов комплексности механизации согласно рекомендациям по рациональным сочетаниям и количественным соотношениям погрузочного, транспортного и отвального оборудования в комплексах [4, 6, 7].

1. В соответствии с типом складируемых пород принимаются (табл. 1.3):
   - высота отвального яруса $H_о$, м;
   - угол откоса отвального яруса $\alpha_о$, град.;
   - коэффициент разрыхления свежеотсыпанных пород в отвале $k_р$;
   - остаточный коэффициент разрыхления пород в отвале $k_{р.о}$;
   - угол откоса борта приямка $\beta_п$, град.

2. В соответствии с расчетной схемой (рис. 1.1) определяется:

2.1. Коэффициент уплотнения (усадки) пород в отвале ($k_у$)

$$k_у = \frac{k_р - k_{р.о}}{k_{р.о}} \qquad (1.1)$$

где $k_р$ – коэффициент разрыхления свежеотсыпанных пород;

$k_{р.о}$ – остаточный коэффициент разрыхления.

Таблица 1.1

Исходные данные к практической работе № 1

«РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ЭКСКАВАТОРНЫХ ОТВАЛОВ»

№ задания	Складируемые породы		$V_{см}$, тыс. м³/смену	Модель думпкара	Число вагонов в поезде $n_в$	$L_т$, км	$L_{оп}$, км
	тип	γ, т/м³					
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Скальные	2,5	4,0	6ВС-60	6	2,0	0,5
2	То же	2,6	6,0	ВС-85	7	1,5	0,6
3	«	2,7	8,0	ВС-85	8	1,8	0,8
4	«	2,8	10,0	2ВС-105	9	2,0	1,0
5	«	2,9	12,0	ВС-145	9	1,0	0,6
6	«	2,5	14,0	ВС-145	10	1,2	0,8
7	«	2,6	16,0	ВС-170	10	1,5	0,9
8	«	2,7	4,0	6ВС-60	6	2,0	1,0
9	«	2,8	6,0	ВС-85	7	1,6	0,5
10	«	2,9	8,0	2ВС-105	8	1,0	0,6
11	Мягкие несвязные (песчаные)	1,6	4,0	2ВС-105	6	1,0	1,0
12	То же	1,7	4,5	6ВС-60	7	2,1	1,2
13	«	1,8	5,0	ВС-85	6	1,5	0,6
14	«	1,6	6,0	ВС-85	7	1,6	0,8
15	«	1,7	7,0	2ВС-105	7	1,7	0,9
16	«	1,8	8,0	2ВС-105	7	1,2	1,0
17	«	1,6	8,5	ВС-145	8	1,5	1,2
18	«	1,7	9,0	ВС-145	8	2,0	1,0
19	«	1,8	10,0	ВС-145	9	2,5	0,9
20	«	1,8	12,0	ВС-145	9	2,4	0,8
21	Мягкие связные (глинистые)	2,0	4,0	2ВС-105	6	1,2	0,6
22	То же	2,1	5,0	2ВС-105	6	1,3	0,7
23	«	1,9	6,0	2ВС-105	6	1,4	0,8
24	«	2,0	7,0	2ВС-105	7	1,5	0,9
25	«	2,1	8,0	2ВС-105	7	1,6	1,0
26	«	1,9	9,0	2ВС-105	7	1,7	1,1
27	«	2,0	10,0	ВС-145	8	1,8	1,2

Продолжение табл. 1.1

1	2	3	4	5	6	7	8
28	Мягкие связные (глинистые)	2,1	11,0	ВС-145	8	1,9	1,3
29	То же	1,9	12,0	ВС-145	8	2,0	1,4
30	«	2,0	12,5	ВС-170	8	2,1	1,5

3.1. Высота слоя уплотнения (Δh, м)

$$\Delta h = k_{\text{у}} H_{\text{о}}, \qquad (1.2)$$

где $H_{\text{о}}$ – высота отвального яруса, м.

Таблица 1.2

Параметры карьерных экскаваторов

Параметр	Модель экскаватора			
	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-10	ЭКГ-12,5
Вместимость ковша E, м^3	5,2	8,0	10,0	12,5
Максимальный радиус черпания $R_{\text{ч max}}$, м	14,5	18,4	18,4	22,5
Максимальный радиус разгрузки $R_{\text{р max}}$, м	12,3	16,3	16,3	19,9
Максимальная высота разгрузки $H_{\text{р max}}$, м	6,7	9,2	8,6	10,0
Высота разгрузки при максимальном радиусе разгрузки $H_{\text{р}}$, м	4,26	5,7	5,7	7,6
Ширина хода $B_{\text{х}}$, м.....	5,2	6,98	6,98	9,4
Длина хода $L_{\text{х}}$, м.....	6,1	8,2	8,2	13,0

Таблица 1.3

Рекомендуемые параметры экскаваторного отвалообразования [2]

Тип складируемых пород	Высота яруса $H_{\text{о}}$, м	Угол откоса яруса α, град.	Угол откоса приямка β, град.	Коэффициент разрыхления	
				свежеотсыпанных пород $k_{\text{р}}$	остаточный $k_{\text{р.о}}$
Скальные	30-40	40-45	55-60	1,35-1,40	1,08-1,15
Песчаные.....	25-30	30-35	40-45	1,10-1,15	1,01-1,015
Глинистые	15-20	35-40	45-50	1,30-1,35	1,06-1,07

3.2. Высота верхнего подъяруса ($H_{\text{в}}$, м)

Высота верхнего подъяруса должна удовлетворять условиям

$$\begin{cases} H_{\text{в}} \le H_{\text{р}} - \Delta h; \\ H_{\text{в}} \le \dfrac{R_{\text{р. max}} - 0{,}5L_{\text{х}} - \Delta h \operatorname{ctg} \alpha_{\text{о}} - 0{,}6}{\operatorname{ctg} \alpha_{\text{о}}} \end{cases}, \qquad (1.3)$$

где $H_р$ – высота разгрузки при максимальном радиусе разгрузки, м; $R_{р.\ max}$ – максимальный радиус разгрузки, м; $L_х$ – длина хода экскаватора, м; $\alpha_о$ – угол откоса отвального яруса, град.

Выбирается наименьшее значение $H_в$, полученное из формул (1.3). Если $H_в$ принимает отрицательные значения, уменьшается высота отвального яруса $H_о$ и пересчитывается высота слоя уплотнения Δh.

3.4. Высота нижнего подъяруса ($H_н$, м)

$$H_н = H_о - H_в . \tag{1.4}$$

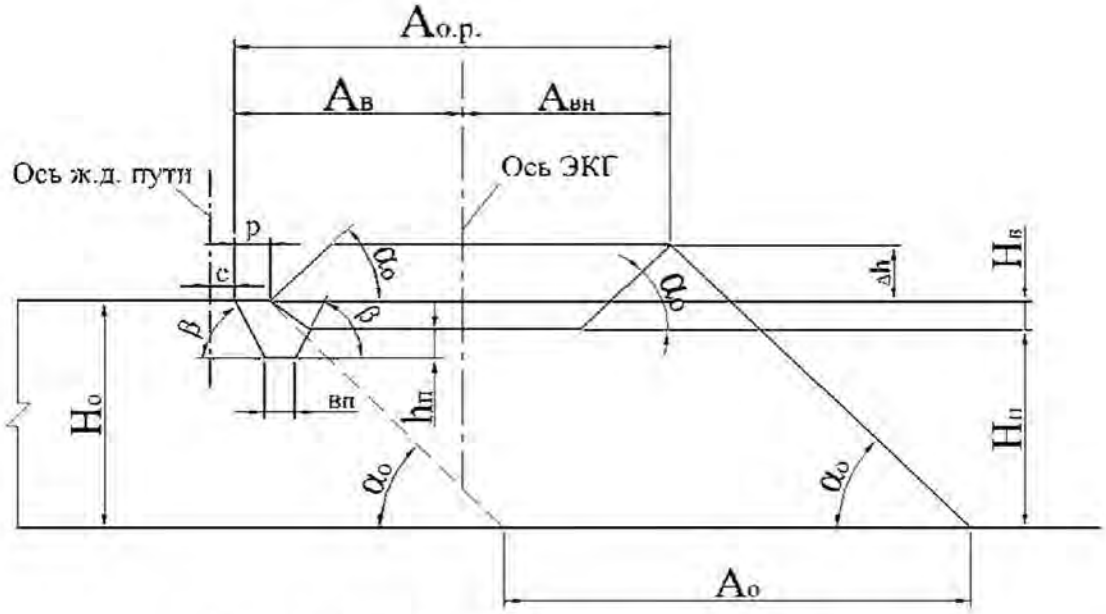


Рис. 1.1. Схема к расчету параметров отвального яруса

$H_о$ – высота отвального яруса; $H_н$ – высота нижнего подъяруса; $H_в$ – высота верхнего подъяруса; Δh – высота слоя уплотнения; $\alpha_о$ – угол откоса отвального яруса; $h_п$ – глубина приямка; $b_п$ – ширина приямка по дну; β – угол откоса борта приямка; $A_{о.р}$ – расчетная ширина отвальной заходки; $A_в$ – ширина внутренней части отвальной заходки; $A_{в.н}$ – ширина внешней части отвальной заходки; $A_о$ – фактическая ширина отвальной заходки; C – расстояние от оси железнодорожного пути до верхней бровки приямка; P – дальность разгрузки породы на уровне рельсового пути

4. Определяется ширина отвальной заходки.

4.1. Расчетная ширина отвальной заходки ($A_{о.р}$)

$$A_{о.р} = A_в + A_{в.н}, \tag{1.5}$$

где $A_в$ – ширина внутренней части отвальной заходки, м; $A_{в.н}$ – ширина внешней части отвальной заходки, м.

$$A_в = \sqrt{R_ч^2 - \left(\frac{l_п}{2}\right)^2}, \tag{1.6}$$

$$A_{в.н} = R_р , \tag{1.7}$$

где $R_р$ – радиус разгрузки, м; принимается $R_р \approx (0{,}85 \div 0{,}90)\ R_{р\ max}$; $R_{р\ max}$ – максимальный радиус разгрузки экскаватора, м; $R_ч$ – радиус черпания, м; принимается $R_ч \approx (0{,}85 \div 0{,}90)\ R_{ч\ max}$; $R_{ч\ max}$ – максимальный радиус черпания экскаватора, м; $l_п$ – длина приямка, м.

Таким образом

$$A_{о.р} = \sqrt{R_ч^2 - \left(\frac{l_п}{2}\right)^2} + R_р. \quad (1.8)$$

Размеры приямка принимаются из условия, что одновременно в приямок разгружается один вагон [3].

$$l_п = (1{,}5...2{,}0)\, l_в, \quad (1.9)$$

где $l_в$ – длина вагона, м (табл. 1.4).

Глубина приямка ($h_п$, м)

$$h_п \le h_{к\,max}, \quad (1.10)$$

где $h_{к\,max}$ – максимальная глубина копания экскаватора, м.

Принимается $h_п$ = 1,5 м для ЭКГ-5А, $h_к$ = 1,8÷2,0 м для ЭКГ-8И, ЭКГ-10 и ЭКГ-12,5.

Ширина приямка по дну $b_п$ = 3÷4 м.

Расстояние от оси железнодорожного пути до верхней бровки приямка C = 1,6÷2,0 м.

Дальность разгрузки породы на уровне рельсового пути P = 1,5÷2,0 м.

Ширина внутренней части отвальной заходки должна удовлетворять условию

$$A_в \ge H_в \operatorname{ctg}\beta + 2h_п \operatorname{ctg}\beta + b_п + B_х/2 + 0{,}6. \quad (1.11)$$

Если условие не выполняется, то применяется более мощный экскаватор или сокращается длина приямка. Минимальная длина приямка должна удовлетворять условию

$$l_п \ge 1{,}2\, l_в. \quad (1.12)$$

Фактическая ширина отвальной заходки ($A_о$, м)

$$A_о = A_{о.р} + \Delta h \operatorname{ctg}\alpha_о - P. \quad (1.13)$$

Таблица 1.4

Параметры думпкаров

Параметр	Модель думпкара				
	6ВС-60	ВС-85	2ВС-105	ВС-145	ВС-170
Грузоподъемность $Q_в$, т	60	85	105	145	170
Вместимость кузова $V_в$, м^3...	26,2	38	50	68	75
Длина вагона $l_в$, м.....	11,8	12,2	14,9	17,63	16,95

5. Определяется приемная способность отвального тупика ($W_т$, млн. м^3)

$$W_т = \frac{10^{-6} L_т A_о H_о}{k_{р.о}}, \quad (1.14)$$

где $L_т$ – длина отвального тупика, м; $A_о$ – фактическая ширина отвальной заходки, м; $H_о$ – высота отвального яруса, м.

6. Рассчитывается сменная производительность отвального тупика.

Сменная производительность отвального тупика определяется:

6.1. производительностью отвального экскаватора ($П_э$, м^3/смену)

$$П_э = Q_т\, T_{см}\, k_и\,, \qquad (1.15)$$

где $Q_т$ – техническая производительность экскаватора на отвале, м^3/ч (табл. 1.5); $T_{см}$ – продолжительность смены, ч ($T_{см}$ = 8 ч); $k_и$ – коэффициент использования сменного времени экскаватора ($k_и \approx 0{,}80$).

Таблица 1.5

Техническая производительность экскаваторов при работе на отвале ($Q_т$, м^3/ч)

Категория пород по трудности экскавации	Модель экскаватора			
	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-10	ЭКГ-12,5
IV (скальные).....	365	495	600	715
II (песчаные и глинистые)...	530	720	875	1035

6.2. Приемной способностью отвального тупика по транспортным условиям ($П_т$, м^3/смену)

$$П_т = N_п\, Q_п\,, \qquad (1.16)$$

где $N_п$ – количество поездов, которые могут разгрузиться в тупике в течение смены, шт.; $Q_п$ – объем породы в поезде, м^3.

$$Q_п = \frac{n_в Q_в}{\gamma}\,, \qquad (1.17)$$

где $n_в$ – число думпкаров в поезде, шт.; $Q_в$ – грузоподъемность думпкара, т; γ – плотность пород в целике, м^3.

$$N_п = \frac{T_{см} k_и}{T_о}\,, \qquad (1.18)$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, ч; ($T_{см}$ = 8 ч); $k_и$ – коэффициент использования сменного времени ($k_и \approx 0{,}8$); $T_о$ – время обмена составов, ч.

Время обмена составов (рис. 1.2) рассчитывает по формуле

$$T_о = T_д^г + T_р + T_д^п + \tau, \qquad (1.19)$$

где $T_д^г$ – время движения груженого состава от забоя экскаватора до обменного пункта, ч; $T_д^п$ – время движения порожнего состава от обменного пункта до забоя отвального экскаватора, ч; $T_р$ – продолжительность разгрузки состава, ч; τ – время на связь при обмене составов, ч ($\tau \approx 0{,}2$ ч) при телефонной или радиосвязи).

$$T_д^г = T_д^п = \frac{L}{v_{ср}} = \frac{L_{о.п} + 0{,}5 L_т}{v_{ср}}, \qquad (1.20)$$

где L – среднее расстояние транспортирования от отвального экскаватора до обменного пункта, км; $v_{ср} \approx v_г \approx v_п$ – средняя скорость движения состава на отвале, км/ч ($v_{ср} \approx 15$ км/ч); $v_г$, $v_п$ – соответственно скорость движения груженого и порожнего состава на отвале, км/ч.

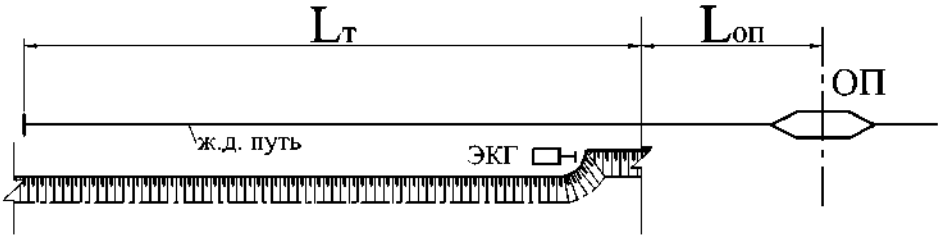


Рис. 1.2. Схема к расчету времени обмена составов на отвале:
$L_т$ – длина отвального тупика; $L_{о.п}$ – расстояние от отвала до обменного пункта;
ОП – обменный пункт

Продолжительность разгрузки состава ($T_р$, ч)

$$T_р = \frac{t_р n_в}{60}, \quad (1.21)$$

где $t_р$ – продолжительность разгрузки одного думпкара, мин ($t_р \approx 1{,}5$ мин).

7. Определяется длительность экскавации породы, перевозимой одним составом ($T_э$, ч)

$$T_э = \frac{Q_п}{Q_т}, \quad (1.22)$$

где $Q_п$ – объем породы в составе, м^3; $Q_т$ – техническая производительность экскаватора на отвале, м^3/ч.

8. Устанавливаем условие, по которому определяется сменная

Если $T_э \geq T_о$, то сменная производительность отвального тупика ($П_о$) определяется производительностью экскаватора

$$П_о = П_э. \quad (1.23)$$

Если $T_э \leq T_о$, то сменная производительность отвального тупика определяется приемной способностью тупика по транспортным условиям ($П_т$)

$$П_о = П_т. \quad (1.24)$$

9. Рассчитывается число отвальных тупиков и протяженность фронта отвалообразования.

9.1. Число рабочих тупиков ($N_р$)

$$N_р = \frac{V_{см}}{П_о}, \quad (1.25)$$

где $V_{см}$ – сменный объем отвальных работ, тыс. м^3/смену; $П_о$ – сменная производительность отвального тупика, тыс. м^3/смену. $N_р$ округляется до целого в большую сторону.

9.2. Число резервных тупиков ($N_{рез}$)

$$N_{рез} \approx (0{,}2 \div 0{,}4)\, N_р. \quad (1.26)$$

9.3. Полное число отвальных тупиков ($N_т$)

$$N_т = N_р + N_{рез}. \quad (1.27)$$

9.4. Протяженность активного фронта отвальных работ ($L_{ф.а}$, км)

$$L_{ф.а} = L_т N_р. \quad (1.28)$$

9.5. Общая протяженность фронта отвальных работ ($L_{ф.о}$, км)

$$L_{ф.о} = L_т N_т. \quad (1.29)$$