

**МЕЖДУНАРОДНАЯ
НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ
МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ И СТУДЕНТОВ**

24-29 апреля 2009 г.

ГЕОМЕХАНИКА И ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

УДК 622.285

**ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО
СОСТОЯНИЯ ПЕРЕКРЫТИЯ МЕХАНИЗИРОВАННОЙ КРЕПИ МКЮ.2Ш-26/53
ПРИ ЕЕ ИСПЫТАНИЯХ НА ИЗГИБ С КРУЧЕНИЕМ**

ЕПИФАНЦЕВ К. В., БУРКОВ П. В.

ГОУ ВПО «Юргинский технологический институт»

Вследствие того, что в шахте по нормам сроков пользования механизированная крепь при продвижении по забою в стадии нагружения – разгружения верхняка будет находиться не менее 30 000 раз, на испытательном стенде фирмы Gluckauf ООО «Юргинский машзавод» решается задача копирования процесса работы крепи, согласно новому Российскому ГОСТу Р51152-2003 и европейскому стандарту EN 1804-1 на крепи.

Таким образом, крепь проходит испытание на 80-процентный ресурс, включающий ее нагрузку заданным давлением с амплитудой цикла от 10 до 54 МПа. Через каждые 1000 циклов графики нагружений записываются в программе «Catman Easy».

При проведении испытаний пилотной секции МКЮ.2Ш–26/53 производства ООО «Юргинский машзавод» для шахты «Заречная» (Кузбасс, г.Полысаево) были сняты 3 характеристики (остаточная деформация $S_{ост}$, деформация в пике нагружения S_p , фактическое давление в стойке P) (см. таблицу). Для создания данной секции были применены листы проката 14ХГ2САФД ТУ 14-105-699-2002.

Результаты испытаний пилотной секции МКЮ.2Ш–26/53

Схемы испытаний	Остаточная деформация				Деформация в пике нагружения				Давление, МПа
	Min $S_{ост}$, мм	P , МПа	Max $S_{ост}$, мм	P , МПа	Min S_p , мм	P , МПа	Max S_p , мм	P , МПа	
3	0	16,8	0	54	0,3	16,8	3,3	54	0,5-54
1	0,1	33,9	1,7	53,9	2,1	16,9	25,3	53,9	0,5-54
2	0,1	34,1	1,5	54,1	2,3	16,8	25,7	54,1	0,5-54
4	0,1	17,1	1,4	54,1	7,5	17,1	29,7	54,1	0,5-54
5	0,1	39	0,4	54	1,2	16,9	22,3	54	0,5-54

На основании анализа данных было принято, что при стендовых испытаниях на изгиб и кручение конструкции механизированной крепи МКЮ.2Ш-26/53 основными схемами на изгиб с кручением являются №№ 1, 2, 4, 5 (рис. 1). Испытание секции под действием не только

симметричного, но и асимметричного нагружения, в ходе которого в узлах секции возникают напряжения изгиба и кручения, приводит к весьма значительному (в 3-6 раз) росту эквивалентных напряжений в ряде узлов.

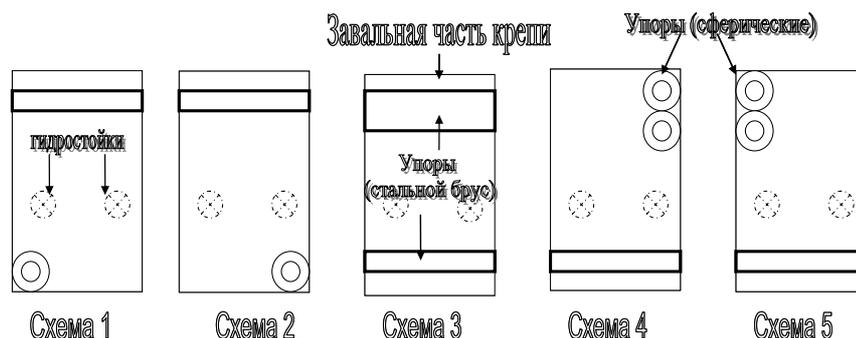


Рис. 1. Схемы испытаний механизированной крепи

Для расчета на статическую прочность по методу конечных элементов в COSMOS Works мы решили выбрать схему № 1, так как она в процессе испытаний является первой схемой на изгиб с кручением после схемы на изгиб. Следовательно, в этой схеме мы должны обнаружить пластические деформации, образованные в результате резкого изменения способа испытания. По данному расчету можно определить наиболее «опасные» участки конструкции (указано стрелкой). Напряжение сконцентрировано на листе, а также частично – на прогоне, к которому лист приварен.

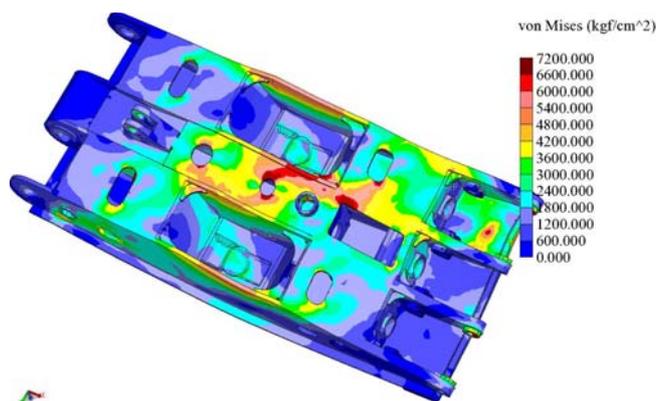


Рис. 2. Напряжения изгиба и кручения

Полученные результаты свидетельствуют о необходимости разработки методики оценки напряженно-деформированного состояния, долговечности и живучести рам, основанной на статистическом моделировании экспериментально полученных распределений напряженно-деформированного состояния.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Мышляев, Б. К. Перспективные направления создания новой техники / Б. К. Мышляев // Горный журнал. – Екатеринбург, 2003. – № 3. – С. 60-66.
2. Мышляев, Б. К. Производство современной очистной техники – основа развития подземной добычи угля в РФ / Б. К. Мышляев, С. В. Титов, И. В. Титов // Уголь. – 2007. – № 1. – С. 11-15.
3. Мальшев, Ю. Н. Развитие горнодобывающей индустрии – залог успешной работы экономики России / Ю. Р. Мальшев // Горная промышленность. – 2007. – № 1. – С. 70-75.
4. Ремезов, А. В. Распределение нагрузок на крепь по длине очистного забоя / А. В. Ремезов, Д. В. Панфилова // Уголь. – 2008. – № 11. – С. 10-11.
5. Сысоев, Н. И. Обоснование и выбор рациональных параметров механизмов связи щитовых механизированных крепей для тонких пластов / Н. И. Сысоев, А. А. Аверкин // Горное оборудование и электротехника. – 2007. – № 8. – С. 5-9.

ИССЛЕДОВАНИЕ МАССОГАБАРИТНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПЕРЕНОСНОГО ГОРНОСПАСАТЕЛЬНОГО ОСНАЩЕНИЯ В ОПЕРАТИВНЫХ ПОДРАЗДЕЛЕНИЯХ «ВГСЧ УРАЛА»

ЕВСЕЕВ В. В., ЕРМОЛАЕВ А. И.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Одним из важнейших факторов, влияющих на оперативность действий ВГСЧ, является оснащённость подразделений. В настоящий момент аварийно-спасательное оснащение ВГСЧ зачастую не соответствует современному уровню развития техники и технологий. В основном это выражается в низкой эргономичности, значительной массе и габаритах оборудования.

Исследования массогабаритных параметров минимального оснащения горноспасательного отделения проводились в условиях оперативного взвода Североуральского ВГСО Филиала «ВГСЧ Урала» ФГУП «СПО «Металлургбезопасность». Исследования включали проведение практических измерений массы минимального оснащения горноспасательного отделения, анализ распределения массы оснащения в горноспасательном отделении, разработку рекомендаций по снижению массы переносного оборудования.

Проведенные практические измерения показали, что масса минимального оснащения в значительной степени равномерно распределена между респираторщиками. Также выявлены единицы оснащения, снижение массы которых наиболее актуально. Наиболее высокой массой обладают, % от массы оснащения 1 чел.:

- респиратор – 11,5 кг (до 46)
- пакет-связка – 11,06 кг (до 30)
- пакет-перемычка – 13,5 кг (до 30)
- носилки медицинские – 13 кг (до 43)
- рукава пожарные – 15,5 кг (до 44)
- горный инструмент – 11 кг (до 35).

При этом масса, приходящаяся на одного человека, может достигать 46 кг. Средняя масса, приходящаяся на одного человека, составляет 34,5 кг.

В настоящее время не существует теоретически обоснованной и практически подтвержденной методики оценки тяжести труда горноспасателя, поэтому для ориентировочной оценки тяжести труда горноспасателя при транспортировке оборудования были использованы методические рекомендации, разработанные Центром Госсанэпиднадзора в Санкт-Петербурге. В основе расчета лежит эмпирическая формула расчета физической динамической нагрузки, кгм:

$$A = \left(P \cdot H_{\text{п}} + \frac{P \cdot L}{9} + \frac{P \cdot H_{\text{о}}}{2} \right) \cdot 6N, \quad (1)$$

где P – вес переносимого груза, кг; $H_{\text{п}}$ – высота подъема, м; $H_{\text{о}}$ – высота опускания, м; L – длина переноса груза по горизонтали, м; 6 – коэффициент, учитывающий перенос звеньев тела; N – количество одинаковых технологических циклов в течение смены.

Расчеты производились для горизонтального участка горной выработки при $N=1$, поэтому формула (1) принимает вид:

$$A = \left(\frac{P \cdot L}{9} \right) \cdot 6, \text{ кгм.} \quad (2)$$

В зависимости от рассчитанной нагрузки определяется класс условий труда. Для анализа измеренной нагрузки был построен график зависимости класса тяжести труда от массы груза и расстояния перемещения по горизонтали по формуле (2) (см. рисунок).

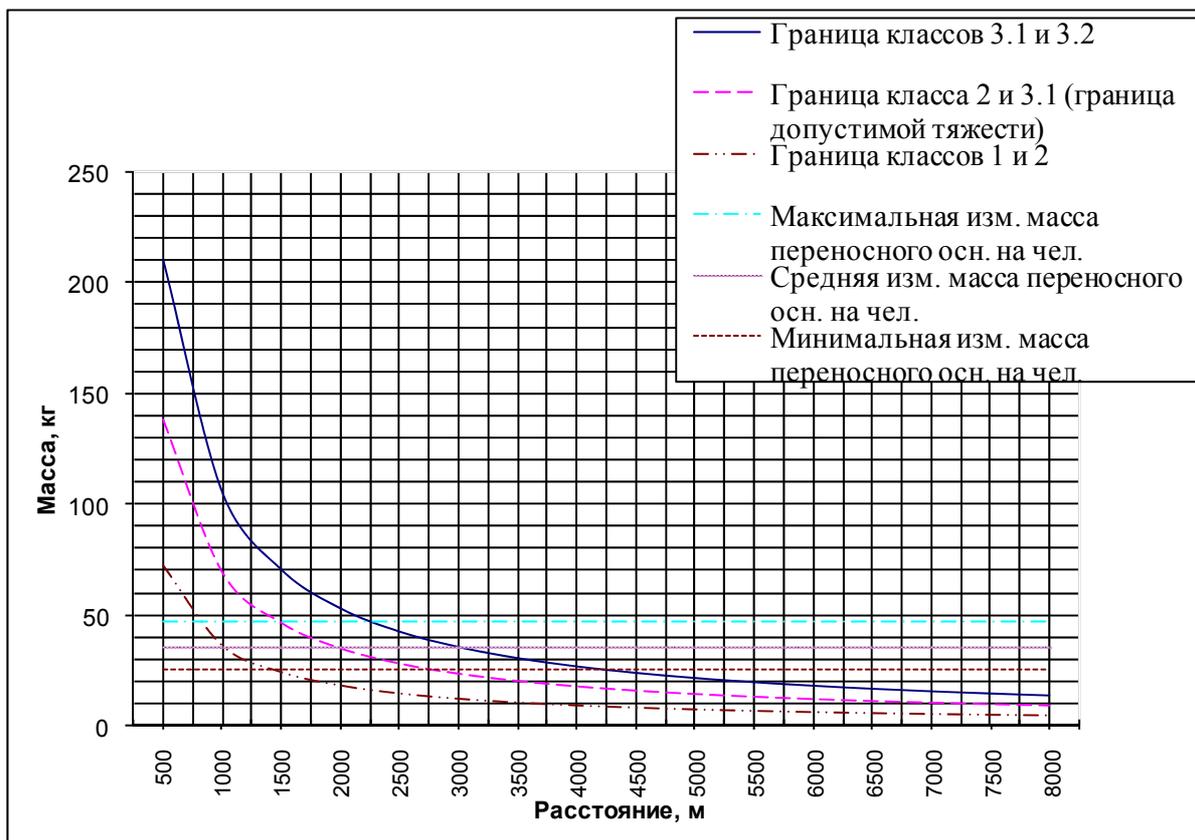


Диаграмма зависимости класса тяжести от массы груза и расстояния перемещения по горизонтали

По графику можно определить, на какое расстояние можно переносить груз определенной массы, не превышая условий допустимой тяжести. Проведенный анализ показал, что транспортировка оснащения с максимальной массой на расстояние свыше 2000-2200 м создает условия, соответствующие классу тяжелого труда второй степени (класс 3.2). Средняя масса оснащения позволяет производить транспортировку на расстояние не более 3 тыс. м без создания тяжелых условий труда. Протяженность отдельных горизонтальных горных выработок на современных добывающих предприятиях может достигать 5-7 тыс. м. В связи с этим транспортировка оборудования, имеющего большую массу, неприемлема с точки зрения сохранения работоспособности горноспасателя для выполнения аварийно-спасательных работ.

На основании анализа были предложены решения по снижению массы отдельных единиц переносного горноспасательного оснащения за счет применения современных облегченных материалов и изделий. В результате проведенной работы были достигнуты следующие результаты:

Для отделения из четырех человек снижение массы минимального оснащения составило:

- при ликвидации пожара 21,9 кг (14,1 %);
- при разведке 22,7 кг (15 %);
- при ликвидации последствий обрушения 16,9 кг (13,3 %);
- при ликвидации последствий затопления 18,7 кг (14,1 %);
- при ликвидации аварии в восстающем с КПВ 22,7 кг (14,2 %);
- при оказании помощи при несчастном случае 22,2 кг (18,1 %).

При этом снижение веса отдельных единиц оснащения составило до 40 %, максимальная масса, приходящаяся на 1 человека, снижена до 41,6 кг, средняя масса – до 30 кг, минимальная масса – до 22,1 кг. Расстояние транспортировки максимальной массы горноспасательного оснащения, при котором не превышаются условия тяжести труда, соответствующие классу 3.1, составило около

2600 м. То же значение для средней массы переносного горноспасательного оснащения увеличилось с 3000 до 3500 м.

Полученные в результате настоящих исследований данные свидетельствуют о том, что снижение массы минимального оснащения горноспасательного отделения положительно влияет на условия труда горноспасателя. Однако было установлено, что уменьшение массы оснащения с применением выпускаемых материалов и изделий недостаточно для снижения тяжести труда при транспортировке оснащения на расстояние 5000-7000 м. Поэтому для дальнейшего снижения тяжести труда, возможно, будет целесообразно пересмотреть таблицу минимального оснащения горноспасательного отделения либо применить средства механизации для доставки горноспасательного оснащения по горным выработкам.

УДК 622.35.097

ПРОБЛЕМА ВЫХОДА НЕГАБАРИТА И ПУТИ ЕГО СНИЖЕНИЯ НА ПРИМЕРЕ ИСЕТСКОГО ЩЕБЕНОЧНОГО ЗАВОДА

БУСАРЕВ А. С., КОКУНИН Р. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Ведение массовых взрывов на карьерах может сопровождаться повышенным содержанием негабарита во взорванной горной массе. Процент выхода негабарита может меняться при различных горнотехнических условиях, а также зависит от применяемых параметров взрывных сетей и схем коммутации зарядов. Поэтому на каждом месторождении, где планируется применение буровзрывных работ, должны быть проведены опытные серии взрывов и подобраны наиболее оптимальные схемы и параметры ведения взрывных работ, которые должны учитываться в типовом проекте буровзрывных работ.

Взорванная горная масса представляет собой разрушенный массив горных пород, разделенный на отдельные куски, различные по размерам и форме. Минимальные размеры таких кусков могут быть менее одного миллиметра, вплоть до пыли. Максимальные размеры определяются параметрами взрывных работ. Максимальный размер габаритного куска во взорванной горной массе определяется техническими параметрами грузоподъемного, грузотранспортного и грузоприемного



оборудования – это грузоподъемность, линейные размеры ковша экскаватора или погрузчика, грузоподъемность транспортного средства и размеры его кузова, линейные размеры приемного бункера ДСУ и т. д. Размеры кусков горной массы, превышающие принятые на предприятии размеры максимального габаритного куска, называются негабаритами. На Исетском щебеночном заводе размер максимального габаритного куска принят 1 метр. Процент выхода негабарита составляет 9-12 % (рис. 1).

Рис. 1. Склад негабарита на Исетском щебеночном заводе

Причины такого высокого содержания негабаритных кусков во взорванной горной массе могут быть разные. Это может быть состояние самого массива горных пород, например, высокая трещиноватость, неоднородность или наличие различных включений, резко отличающихся по физико-механическим свойствам. В таком случае процент выхода негабарита может меняться в

зависимости от места проведения взрывных работ – на одном горизонте или на разной глубине. Если массив достаточно однороден и процент выхода негабарита завышен, тогда необходимо корректировать принятые схемы и параметры взрывных работ. В любом случае к процессу ведения буровзрывных работ нужно подходить комплексно и тщательно подбирать схемы взрывания в зависимости от различных условий.

Если избежать выхода негабарита невозможно, необходимо принять схему для его разделки. Рассмотрим два распространенных способа разделки негабарита: первый производится методом шпуровых зарядов, второй – методом разделки негабарита с помощью бутобоя – гидромолота, навешанного на экскаватор (рис. 2).

Рис. 2. Гидромолот на базе экскаватора Hitachi на разделке негабарита



В первом случае в теле негабарита бурится шпур, в котором размещается взрывчатое вещество. Количество взрывчатого вещества тщательно подбирается в зависимости от массы негабарита. Такой способ достаточно трудоемкий, также требует остановки всех работ на карьере на период зарядки, коммутации и взрывания негабаритных кусков (рис. 3, а). Для проведения данных работ требуется привлечение опытных специалистов. При высоком выходе негабарита такие работы приводят к значительным простоям оборудования, нарушению ритмичности работ, так как после взрыва необходимо возвращать на места рабочих и оборудование, монтировать электрическую сеть и т. д. Это ведет к значительному увеличению дополнительных операций и затрат времени. Также следует отметить повышенную опасность ведения таких работ.

Во втором случае для разделки негабарита необходимо наличие гидроклиновой машины. Приобретение такой машины требует значительных затрат порядка 3-5 млн. руб. за каждую единицу. Исетский щебеночный завод арендует такое оборудование у сторонней организации. Разделка негабарита гидроклином производится более оперативно, чем мелко-шпуровым способом. Гидроклин следует сразу за экскаватором, осуществляя дробление заранее разложенного негабарита (рис. 3, б). Техничко-экономический расчет показал, что применение гидроклиновой установки менее затратно, чем мелко-шпуровая разделка негабарита, тем не менее годовые затраты на дробление негабарита составляют порядка 7,4 млн. руб. в год.

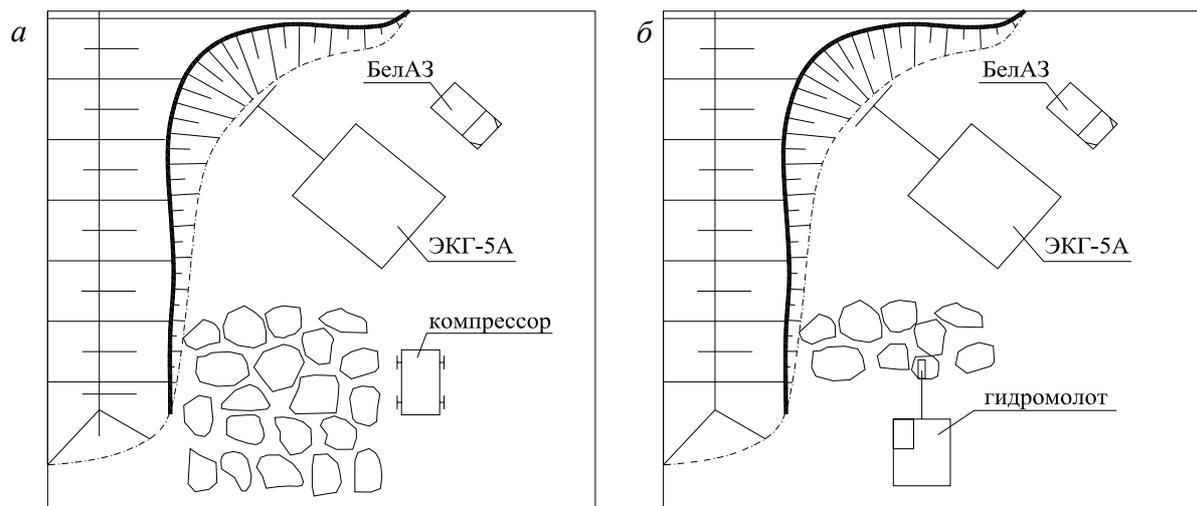


Рис. 3. Способы разделки негабарита:
а – методом шпуровых зарядов; б – методом разделки негабарита гидромолотом

Таким образом, необходимо провести серию опытных взрывов по технологии, снижающей процент выхода негабарита, и оценить затраты на ее реализацию. Наиболее выгодно применить схемы, позволяющие снизить выход негабарита за счет организации работ с применением существующего оборудования и не меняя перечень расходных материалов. Такие схемы необходимо рассмотреть в первую очередь. Нужно стремиться к снижению выхода негабарита до нуля, при этом не будет необходимости в его дальнейшей разделке. Однако даже при тщательном выборе параметров ведения буровзрывных работ, по разным обстоятельствам выход негабарита может все же составлять 1-2 %, следовательно, совсем исключить процесс разделки негабарита практически не удастся.

Учитывая вышеизложенное, можно сделать вывод: принятие схем и параметров буровзрывных работ, правильный выбор оборудования должны определяться технико-экономическим обоснованием и опираться на опыт, полученный в результате проведенных испытаний. Необходимо также учитывать удачные схемы применения буровзрывных работ на других предприятиях.

УДК 622.35.097.002.2

ПРИМЕНЕНИЕ БЕСТРАНШЕЙНОГО ВСКРЫТИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

КОКУНИН Р. В., БУСАРЕВ А. С.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Бестраншейное вскрытие в настоящее время широко практикуется на карьерах природного камня Италии, Португалии, Испании и ряда других стран. Применялось оно и в отечественной практике.

В качестве примера можно привести отработанный в настоящее время Шабровским тальковым комбинатом карьер «Старая линза» (рис. 1). Для транспортной связи рабочих горизонтов с поверхностью на нем были использованы кабельные краны.

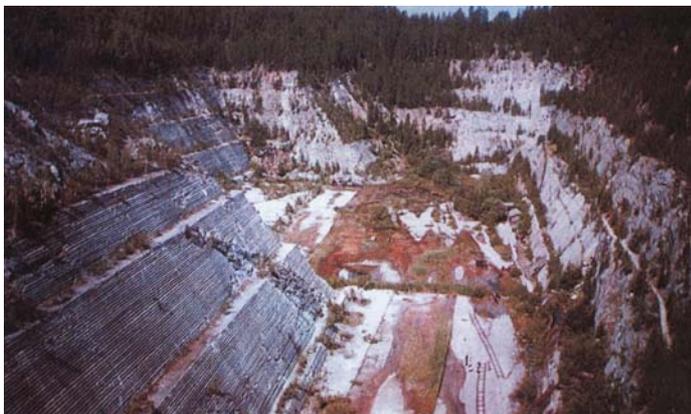


Рис. 1. Отработанный карьер «Старая линза» Шабровского талькового комбината

В зарубежной практике в основном используются деррик-краны, которые применяются при разработке небольших по производственной мощности карьеров. При увеличении мощности карьера транспортные схемы усложняются с установкой дополнительных деррик-кранов. Иногда используется ступенчатая схема передачи грузов с рабочих горизонтов на транспортные с перегрузкой в направлении сверху вниз или наоборот. Использование этих схем позволяет значительно сократить затраты на строительство и эксплуатацию капитальных транспортных коммуникаций. Однако применение деррик-кранов во многих случаях при протяженном месторождении не может быть эффективным из-за их стационарности и относительно небольшого радиуса действия крана (не более 50 м).

Проведенными нами исследованиями было установлено, что при разработке многих месторождений природного камня более целесообразно использование серийно выпускающихся в настоящее время козловых, полукозловых и башенных кранов различных модификаций. Вопросы применения передвижных кранов различных модификаций были рассмотрены нами в работах [1, 2, 3, 4]. Эти краны могут успешно использоваться как на разработке новых месторождений, так и на

расконсервации погашенных бортов действующих или временно не эксплуатирующихся месторождений природного камня. Особенно эффективно применение таких кранов при разработке протяженных крутопадающих месторождений с небольшой мощностью залежи, когда вскрытие их традиционным способом наклонной траншеей внутреннего или внешнего заложения экономически не оправдывается, даже при высокой стоимости и эксклюзивности горной породы, разрабатываемой на блоки.

В качестве примера можно привести схемы вскрытия Южно-Файзуллинского месторождения родонита [1] (рис. 2). Ранее на месторождении производилась добыча марганцевой руды. Дальнейшая отработка месторождения на марганец оказалась нецелесообразной.

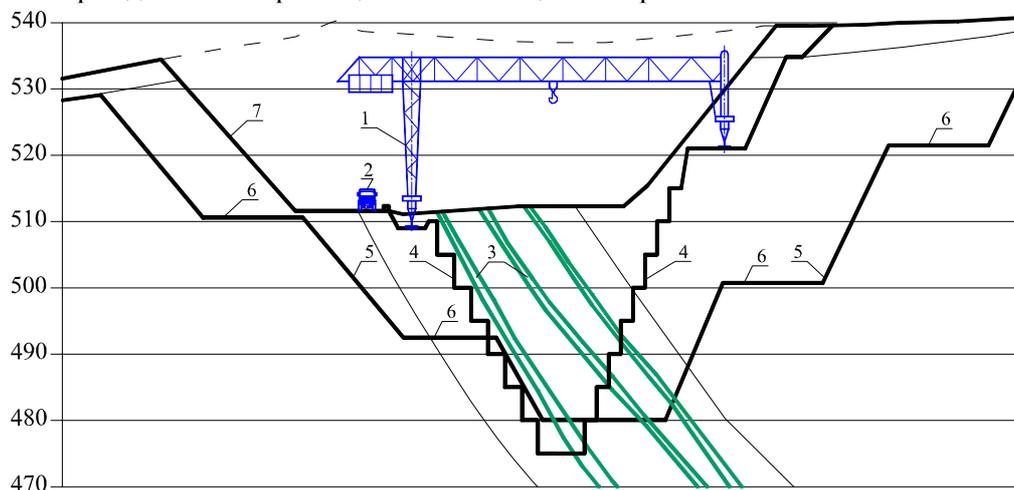


Рис. 2. Пример вскрытия Южно-Файзуллинского месторождения родонита с помощью полукосозлового крана:

- 1 – полукосозловый кран; 2 – автомобиль на погрузке; 3 – залежи родонита; 4 – контур карьера на конец разработки при вскрытии месторождения полукосозловым краном; 5 – контур карьера на конец разработки при вскрытии месторождения спиральными съездами; 6 – транспортные бермы; 7 – контур существующего карьера

Однако месторождение представлено уникальными залежами поделочного родонита. Дальнейшая отработка его возможна либо путем вскрытия спиральными съездами с удалением вскрышных горных пород по контуру 5 на рис. 2, либо бестраншейного вскрытия с использованием для транспортной связи полукосозлового крана. В этом случае потребуется незначительная выемка дополнительного объема вскрышных пород по контуру 4. Техничко-экономические расчеты показали, что в первом случае при вскрытии спиральными съездами для отработки запасов до горизонта +480 м потребуется вынуть дополнительно 404,1 тыс. м³ вскрышных горных пород, в то время как при бестраншейной схеме вскрытия объем дополнительных вскрышных пород составит 23,6 тыс. м³. Если вычесть затраты на приобретение полукосозлового крана, то экономический эффект составит 15,8 млн. рублей. При бестраншейной схеме вскрытия сократятся эксплуатационные затраты на транспорт и содержание дополнительных транспортных коммуникаций, на отвалообразование вынутых вскрышных пород, упростится схема погрузки блочного камня в автотранспорт. Сократятся площади отчуждаемых земель под карьер и отвалы, а, следовательно, и дополнительная плата за землю.

В настоящее время на территории Свердловской области бестраншейное вскрытие применено на ряде месторождений природного камня. Например, бестраншейное вскрытие в комбинации с траншейным применяется на Сибирском и Южно-Султаевском гранитных карьерах, расположенных в окрестностях Екатеринбурга, где в качестве грузоподъемного устройства применяются деррик-краны. В качестве обособленного применения бестраншейного вскрытия можно привести пример вскрытия месторождения гранитов «Сосновый Бор» расположенного на территории МО «Город Алапаевск» Свердловской области (рис. 3), где грузотранспортная связь забоев с поверхностью осуществляется гусеничным краном ДЭК-251.

В перспективе бестраншейное вскрытие может быть применено на Северном участке Ново-Ивановского месторождения мрамора, расположенного недалеко от г. Полевской, и Таркинском месторождении сиенитов, находящемся в черте г. Кушва.



Рис. 3. Месторождение гранита «Сосновый Бор»
вскрыто бестраншейным способом

Таким образом, можно сделать вывод, что к бестраншейному вскрытию месторождений природного камня на сегодняшний день проявляется все больший интерес, и в перспективе оно может получить достаточное распространение.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бычков, Г. В. Рациональные схемы связи забоев с поверхностью и оценка эффективности их при вскрытии месторождений природного камня / Г. В. Бычков, Р. В. Кокунин // Камень вокруг нас. – 2004. – № 8. – С. 18-21.
2. Кокунин, Р. В. Бестраншейные схемы вскрытия рабочих горизонтов на карьерах природного камня с применением башенных кранов / Р. В. Кокунин // Добыча, обработка, применение природного камня: сб. научн. тр. – Магнитогорск: МГТУ, 2005. – С. 67-72.
3. Кокунин, Р. В. Проходка опытных карьеров с применением козловых кранов при разведке месторождений природного камня / Кокунин Р. В., Кокунина Л. В. // Камень вокруг нас. – 2005. – № 10. – С. 14-16.
4. Кокунин, Р. В. Вскрытие горизонтальных месторождений природного камня с применением козлового крана / Р. В. Кокунин, С. В. Рудов // Камень вокруг нас. – 2005. – № 10. – С. 14-19.
5. Шелест, А. Т. Расчет устойчивости уступов, нагруженных оборудованием для подъема блоков, на карьерах строительных материалов: учебно-методическое пособие по выполнению лабораторной работы по дисциплине «Технология добычи природного камня» для студентов специальности 130403 – «Открытые горные работы» (ОГР) направления 130400 – «Горное дело» / А. Т. Шелест, Г. В. Бычков, В. Л. Беляев [и др.] – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2005. – 44 с.

ПРОБЛЕМЫ ПРИ МЕХАНИЗИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ КАРНАЛЛИТОВОГО ПЛАСТА Вк НА ВЕРХНЕКАМСКОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ КАЛИЙНО-МАГНИЕВЫХ СОЛЕЙ

ВАНДЫШЕВ А. М., ИВАНЧИН Е. А.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Добычу карналлита на Верхнекамском месторождении калийно-магниевых солей до 2007 г. осуществляли два калийных предприятия – «Уралкалий» и «Сильвинит». На сегодняшний день после затопления Первого Березниковского рудника ОАО «Уралкалий» добыча карналлита ведется только на Первом Соликамском руднике ОАО «Сильвинит».

Карналлитовый пласт Вк отличается от пластов сильвинитового состава интенсивной складчатостью, газообильностью и выбросоопасностью пород. Мощность пласта Вк достигает 15 м. Он состоит из 6 слоев, разделенных между собой каменной солью мощностью 0,2-0,85 м. В пласте имеются также глинистые прослои мощностью до 3 см. Междупластовая соль В-Г, являющаяся кровлей пласта Вк, имеет мощность 1,8-2,2 м. Пять ее нижних слоев общей мощностью около 1,0 м переслаиваются глинистыми прослойками, которые значительно снижают сцепление между слоями каменной соли и уменьшают ее устойчивость к обрушению. Для пласта Вк характерно резкое колебание отметок его кровли. Почва пласта имеет более сглаженный рельеф. Оси складок простираются в диапазоне от меридионального направления до северо-западного. Глубина залегания пласта Вк колеблется в пределах 265-325 м. Общее падение пласта – на 2-4 градуса. Мощность водозащитной толщи над пластом Вк изменяется от 92 до 106 м.

Карналлитовый пласт Вк является наиболее опасным по газу из-за значительной газонасыщенности и большого содержания горючих газов (водорода и метана). Газонасыщенность карналлитового пласта Вк максимальна в части пласта, примыкающей к междупластовой соли В-Г. Поэтому одной из важнейших проблем является обеспечение безопасности применения технологического оборудования и, прежде всего, с электрическим приводом в условиях высокой газообильности карналлитового пласта ($1,7 \text{ м}^3/\text{м}^3$ при коэффициенте неравномерности 1,8).

Газодинамические явления происходят при ведении горных работ в очистных и подготовительных выработках, в основном, из шестого слоя карналлитового пласта при отработке пласта Вк или из газоносного карналлитового пласта Г в местах нарушения сплошности (разрывов) соли В-Г. При послонной отработке пласта Вк комбайновыми комплексами на руднике СКРУ-1 газодинамических явлений из нижележащих слоев пласта Вк практически не наблюдается.

Особенностью восточного крыла шахтного поля рудника СКРУ-1 ОАО «Сильвинит» является преимущественное распространение пласта Б смешанного (карналлит+сильвинит) и карналлитового составов. Участки распространения пласта Б смешанного и карналлитового составов являются выбросоопасными. Пласт каменной соли Б-В, отделяющий выбросоопасный пласт Б от пласта Вк, имеет относительно небольшую мощность, которая на восточном крыле шахтного поля изменяется от 1,2 до 1,8 м. На таких участках шахтного поля при отработке пласта Вк в очистных камерах возможны газодинамические явления в виде внезапных разрушений пород почвы, сопровождающихся газовыделением.

Для предотвращения газодинамических явлений при механизированной отработке карналлитового пласта Вк применяется торпедирование массива, под которым понимается взрывание зарядов взрывчатого вещества в шпурах или скважинах с целью образования в массиве области повышенной трещиноватости, обеспечивающей снижение горного давления в призабойной зоне пласта, его дегазацию и предотвращение выбросов соли и газа. При механизированной выемке пласта Вк комбайнами торпедирование производится в процессе отработки первого выемочного слоя пласта, а также перед отработкой последнего выемочного слоя над участками, где пласт Б имеет карналлитовый или смешанный (карналлит+сильвинит) состав при недостаточной мощности пласта каменной соли Б-В.

Практика механизированной выемки карналлита показала, что данный способ разгрузки и дегазации массива при проходке разрезной выработки методом торпедирования выбросоопасного 6-го слоя пласта Вк имеет ряд недостатков, основным из которых является сейсмическое воздействие

взрыва на приконтурный массив. В результате того, что действующий при торпедировании паспорт буровзрывных работ составлен для средних условий и не учитывает конкретных особенностей залегания и свойств пласта, режим торпедирования 6-го слоя пласта Вк часто оказывается неустойчивым и переходит в режим сотрясательного взрывания. Это приводит к развязыванию газодинамических разрушений стенок горных выработок в виде вывалов, осыпаний боковых пород, выбросов породы и газа из целиков, а также явлений комбинированного типа. В результате газодинамических явлений могут быть нарушены проектные параметры камерной системы разработки и, как следствие, существенно снижена несущая способность междукамерных целиков.

Следует отметить, что газодинамические явления при разработке карналлита происходят не только в момент торпедирования массива, т. е. в отсутствие в забое рабочих и техники. Не исключены сложные газодинамические явления в виде внезапных выбросов соли и газа с последующим обрушением кровли пласта Вк на больших площадях и выделением больших объемов газов, которые наблюдаются во время отработки комбайном уже предварительно дегазированных участков.

Следовательно, для повышения эффективности и безопасности горных работ при механизированной добыче карналлита необходимо провести детальный анализ и экспериментальные исследования рациональных параметров и способов дегазации данного пласта.

УДК 622.235.12

ОПТИМИЗАЦИЯ РЕЖИМОВ БУРЕНИЯ ШПУРОВ ПРИ ПРОХОДКЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

КАРАСЁВ К. А.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Разрушение горных пород является основным технологическим процессом при строительстве шахт, разработке месторождений и обогащении полезных ископаемых. Степень оптимальности принятых параметров техники и технологии данного процесса определяет эффективность горного производства в целом.

Выбор рациональной буровой техники и оптимальных режимов ее работы в данных горно-геологических условиях определяется по минимуму затрат на процесс бурения*:

$$C_{\text{б}} = \frac{mC_{\text{м}}}{P_{\text{бур}}} + \frac{C_{\text{к}}}{S_{\text{к}}}, \quad (1)$$

где m – число бурильных машин; $C_{\text{м}}$ – стоимость машино-смены; $P_{\text{бур}}$ – производительность бурения; $C_{\text{к}}$ – стоимость бурового инструмента; $S_{\text{к}}$ – стойкость бурового инструмента, т. е. его пробег до замены.

Производительность бурения, как и стойкость инструмента, определяются сложным взаимодействием свойств горных пород и технологическими параметрами бурения. Для их определения используются соответствующие расчетные формулы, основанные на разработанных нами критериях эффективности процесса. Известно, что производительность бурения возрастает с увеличением усилий подачи, энергии и частоты вращения или ударов. Напротив, стойкость бурового инструмента в этом случае снижается. Разнонаправленность действия данных факторов приводит к тому, что зависимость (1) имеет экстремум (минимум функции).

Наиболее удобным способом анализа процесса бурения является графический способ. Учитывая, что для большинства станков имеется возможность регулировать усилие подачи $P_{\text{У}}$, именно эту величину целесообразно принять в качестве аргумента. Зависимой величиной (функцией) является стоимость 1 м шпура. Путем анализа графика $C=f(P_{\text{У}})$, построенного для различных буровых машин (рис. 1), выбирают ту из них, которая обеспечивает наименьшие затраты на бурение.

* Латышев, О. Г. Разрушение горных пород / О. Г. Латышев – М.: Теплотехник, 2007. – 672 с.

Оптимальному режиму бурения соответствует экстремум графика, показывающий минимум забойных затрат.

Если технические возможности буровой машины допускают регулирование частоты n или энергию ударов Q , то производят построение серии графиков $C=f(P_V)$ при ступенчатом изменении в допустимых пределах мощности машины $N=nQ/60$, Вт. Оптимальным будет тот режим бурения, который обеспечит глобальный (наименьший из всех) экстремум. При этом следует иметь в виду, что если оптимальная мощность бурового станка меньше технических возможностей, то применительно к вращательно-ударному бурению целесообразно принимать максимально возможную частоту вращения n при уменьшении энергии удара Q для обеспечения расчетной мощности станка. В этом случае создают наиболее благоприятные условия бурения с точки зрения уменьшения износа и затупления бурового инструмента.

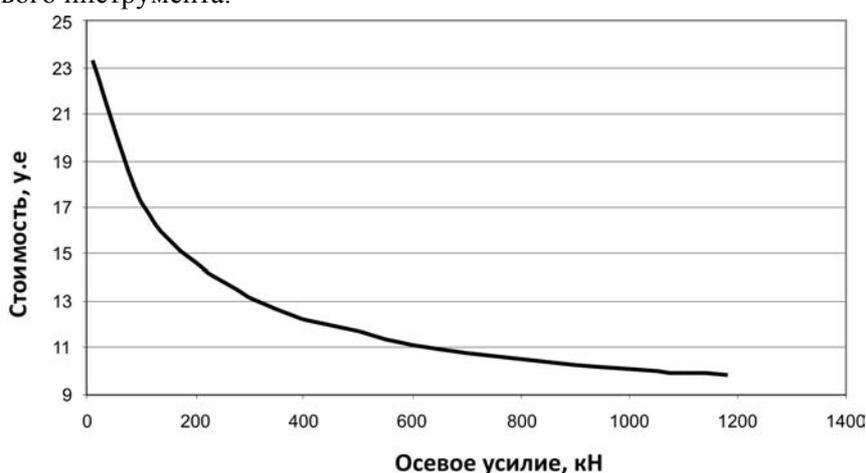


Рис. 1. Зависимость затрат на бурении от усилий подачи

Специфика горных работ состоит в том, что, помимо прямых нормируемых затрат в общей стоимости выработки, большой удельный вес имеют общешахтные и накладные расходы. Поэтому вполне может сложиться ситуация, когда при использовании более мощных буровых станков даже с большими забойными затратами общая стоимость выработки будет наименьшей за счет высокой скорости бурения и, следовательно, большей скорости проходки. Для учета этого вычисляются общие затраты на бурение с учетом коэффициента увеличения скорости проходки K_V

$$C(K) = C_0 (A + B/K_V), \quad (2)$$

где A и B – доля условно-постоянных и пропорциональных затрат в прямых нормируемых расходах.

Сравнивая величины C_0 и $C(K)$, окончательно выбирают тот буровой станок и режимы бурения, которые обеспечивают минимум забойных затрат (рис. 2).

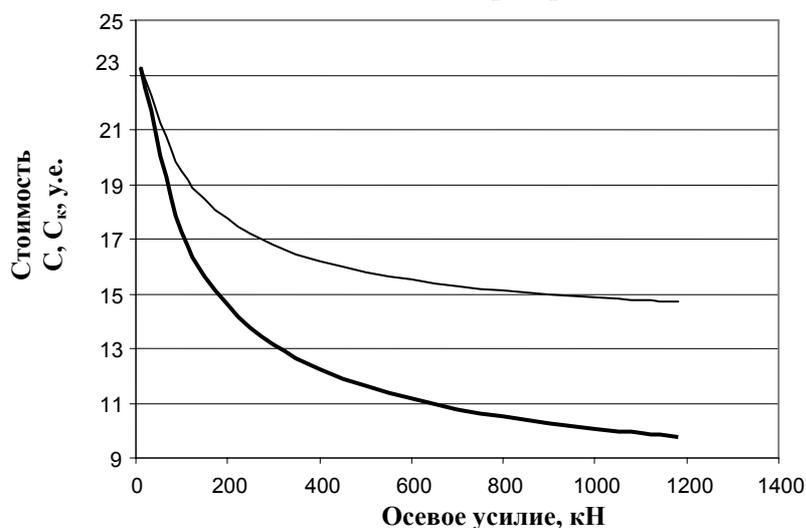


Рис. 2. Затраты на бурение с учетом коэффициента увеличения скорости проходки

ОБЛИЦОВОЧНЫЕ КАМНИ ИЗ ПОРОД СРЕДНЕЙ ПРОЧНОСТИ РЕСПУБЛИКИ БАШКОРТОСТАН

БЫЧКОВ Г. В., КАЗАКОВ А. В., ЕПИФАНОВ П. С.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В практике камнерезного дела к породам средней и малой прочности относят мрамора, мраморизованные известняки, доломиты, серпентиниты, магнезиты и другие породы.

Несмотря на широкое разнообразие карбонатных толщ в недрах Башкортостана в республике разведано всего одно месторождение мрамора и два месторождения известняков, однако добычные работы на этих месторождениях пока не развиты. Потребности строительной индустрии в этом виде облицовочного камня удовлетворяются путем завоза их из других регионов России, ближнего и дальнего зарубежья: с известных месторождений Челябинской, Свердловской областей, Закавказья, Китая, Индии и Турции. Связано это не с ослаблением внимания геологов к поискам этого вида минерального сырья, а с геодинамическими условиями формирования и развития земной коры территории Южного Урала на всем протяжении протерозоя, приведшие к ослаблению внутренней целостности и прочности его отложений.

В Республике Башкортостан ведется целенаправленное изучение новых месторождений облицовочного камня средней прочности. За последние годы здесь выявлен ряд проявлений карбонатных пород, которые могут стать заменителями мрамора, а по некоторым показателям даже превзойти их по декоративности, прочности и долговечности. Среди них – водорослевые (строматолитовые) известняки пестроцветной окраски Белорецкого района, являющиеся уникальной разновидностью цветного мрамора (Инзерские и Мулдакаевские месторождения), и проявления мраморизованных известняков Абзелиловского района республики (Амангильдинское, Янгельское и Рыскужинское месторождения). В настоящее время Амангильдинское, Янгельское и Рыскужинское месторождения разведаны, и некоторые из них переданы недропользователям – в их числе Янгельское и Рыскужинское месторождения мраморизованных известняков, выявленные в полосе развития карбонатных пород кизильской свиты карбона и ирендыкской свиты девона, а также Инзерское и Мулдакаевское месторождения строматолитовых известняков, залегающие в древних толщах катавской свиты верхнего протерозоя. Органогенные известняки Янгельского месторождения кремово-серого цвета или цвета слоновой кости, хорошо полируются, обладают высокими декоративными качествами. Прочность – 73 МПа, морозостойкость – F25, пористость – 2,1 %. Они пригодны для изготовления облицовочных материалов преимущественно внутреннего применения. Запасы оценены до глубины 35 м в количестве 1,3 млн. м³.

Учитывая возможность прироста запасов этого неординарного камня, целесообразно организовать поиски на Северо-Янгельском (Янгельское II) и Абдряшевском участках, приуроченных к полосе развития пород кизильской свиты.

Мраморизованные известняки Рыскужинского месторождения характеризуются голубовато-белой окраской, иногда с пестрой расцветкой, принимают зеркальную полировку, а в тонких пластинках просвечивают. Запасы этого вида облицовочного камня могут обеспечить годовую производительность карьера на амортизационный срок 25 лет. В дополнение к ресурсам этого месторождения в ирендыкской зоне развития карбонатов ведутся поиски участков белого камня лучшего качества на Амангильдинской площади.

В Белорецком районе, в пределах горно-таежной части Башкортостана, находятся месторождения строматолитовых известняков. В настоящее время подготовлено для геологического изучения (разведки) с проходкой опытного карьера Мулдакаевское месторождение.

Здесь известняки водорослевой структуры, пестроцветные, редкой декоративности – имеют концентрически зональные или столбчатые рисунки от красных до зеленых оттенков. Прочность – 60 МПа, пористость – 1,6 %, истираемость – 2 г/см², Мрз – 25. Ожидаемая блочность II-IV групп – 17,3 %. Недостатком объекта является его удаленность от транспортных магистралей. С этих позиций более предпочтительными для первоочередного изучения и освоения оказались аналогичные по запасам и декоративным качествам строматолитовые известняки Инзерского месторождения, расположенного в 1 км от асфальтированного шоссе Уфа – Белорецк. На месторождении сняты

вскрышные породы, завершено строительство опытного карьера с попутной добычей блочного камня владельцем – ДП «Кристалл» ООО «Диор». Литотека образцов мраморов и мраморизованных известняков и серпентинитов Республики Башкортостан приведена на рисунке.



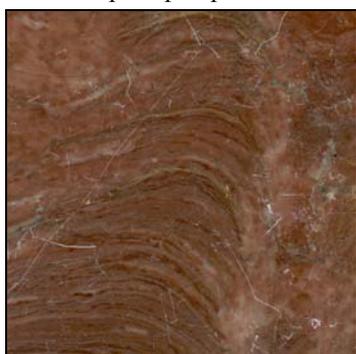
Абдулкаримовское,
мрамор черный



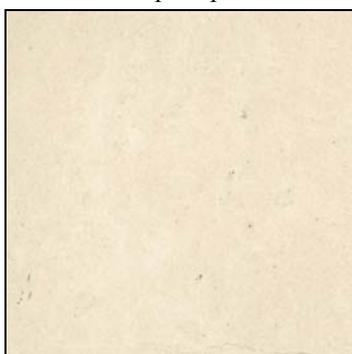
Верхнеиремское,
мрамор



Алакульское,
мрамор



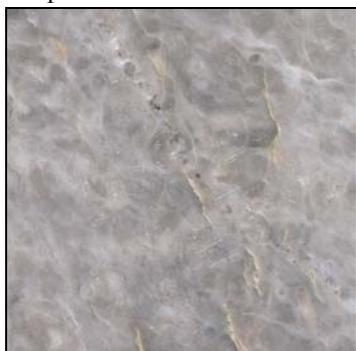
Инзерское,
строматолитовый известняк



Янгельское I,
мраморизованный известняк



Янгельское II,
мраморизованный известняк



Рыскужинское,
мраморизованный известняк



Амангельдинское,
мраморизованный известняк



Худолазское,
известняк

Литотека образцов месторождений и проявлений мраморов,
известняков Республики Башкортостан

Для расширения ассортимента облицовочных камней средней прочности в республике предусматривается вовлечение в геологическое изучение доломитов Верхне-Авзянского проявления и магнезитов Исмакаевского месторождения, последние лежат в толще доломитов, которые также могут стать самостоятельным объектом в качестве сырья для облицовочного камня. Определенный интерес представляют магнезиты Калканского (Учалинский район), Кызыл-Ташского, Катайского месторождения Егорова Шишка (Белорецкий район).

Специальных поисков мягких облицовочных камней в республике не проводилось, хотя они временами и использовались в практике строительного дела. В эту группу камней включены уже разведанные, но для других целей, Охлебининское месторождение гипса и ангидрита с промышленными запасами 15 млн. т в Иглинском районе, Мало-Мещеринское месторождение органогенного известняка в Благовещенском районе, с объемом запасов 4,5 млн. м³ и ряд

малоизученных проявлений серпентинита из Зауральских районов Башкортостана (Кирябинское, Абзаковское, Аскардовское). Породы этой группы имеют существенные преимущества в связи с низкой себестоимостью получаемой продукции из-за малой их твердости. К тому же обладая большими ресурсами, они могут в случае вовлечения их при освоении покрыть все потребности республики и других регионов России как в стеновых камнях, так и в облицовочном материале. Например, оолитовые известняки Мало-Мещеринского месторождения и ближайшего от него Павловского проявления уже давно используются не только как стеновой камень, но и как облицовочный материал при строительстве крупных сооружений. Им облицованы часть зданий Курултая, Дома Союзов, Русского драмтеатра в г. Уфе и др. объекты. Гипсы и ангидриты Охлебнинского месторождения также, уже в процессе разведочных работ, оценены в качестве облицовочного камня и признаны годными для этих целей. Современная технология использования гипса и ангидрита в строительном деле в качестве облицовочного материала позволяет применять их как в натуральном необработанном виде, так и в переработанном состоянии.

Систематизация и обновление всей имеющейся информации по природному камню республики выполнена в последние годы авторским коллективом специалистов Уральского государственного горного университета во главе с Ю. А. Поленовым и В. В. Григорьевым, подготовившим подробный отчет по результатам законченной многоплановой работы по заказу Управления по геологии и использованию недр Республики Башкортостан.

Представленные в настоящей работе материалы не являются исчерпывающими, а являются лишь иллюстрацией существующего состояния сырьевой базы Республики Башкортостан.

В настоящее время в Республике Башкортостан ведутся целенаправленные работы по различным направлениям геологоразведочных работ по расширению минерально-сырьевой базы облицовочного камня из пород средней прочности. Суммарные ожидаемые запасы облицовочного камня средней прочности при реализации этих мероприятий превысят 15 млн. м³ и позволят по объему полностью удовлетворить потребности республики, а часть блоков реализовывать за ее пределы.

УДК 622.684.004.18:622.271.3

МОДЕЛИРОВАНИЕ РАСХОДА ТОПЛИВА КАРЬЕРНЫМИ АВТОСАМОСВАЛАМИ ПРИ ЭКСПЛУАТАЦИИ НА ТРАССАХ РАЗЛИЧНОЙ СЛОЖНОСТИ

МУСИХИН С. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Автомобильный транспорт большинства крупных карьеров эксплуатируется в нижней зоне карьера на глубинах 250-350 и более метров. Им перевозят горную массу до внутрикарьерных перегрузочных пунктов, периодически перемещающихся по мере развития горных работ.

Типичными представителями таких карьеров являются карьеры ОАО «Комбинат Ураласбест».

В настоящее время здесь эксплуатируются 72 единицы карьерных автосамосвалов, в том числе 6 ед. 120-тонных (2 ед. – БелАЗ-7512, пробег с начала эксплуатации 920 и 550 тыс. км, двигатель 8ДМ-21А; 6 ед. – БелАЗ-75125М, пробег с начала эксплуатации от 520 до 640 тыс. км, двигатель КТТА-38С; 40 ед. – 55-тонных БелАЗ-7555В, пробег с начала эксплуатации от 40 до 320 тыс. км, двигатель КТТА-19С с наработкой с начала эксплуатации от 1,3 до 24 тыс. моточасов; 26 ед. – 30-тонных БелАЗ-7540В, пробег с начала эксплуатации от 75 до 440 тыс. км, двигатель ЯМЗ-240ПМ2).

Движение автосамосвалов осуществляется по дорогам, состоящим из участков с кратковременным сроком службы, выполненным без покрытия, с неровной поверхностью и высоким коэффициентом сопротивления качению и, относительно постоянных участков со щебеночными и асфальтобетонными покрытиями, со сроком службы от одного года и более. При этом в зоне работы автосамосвалов БелАЗ-7540В транспортирование горной массы осуществляется по дорогам с постоянной частью, в основном со щебеночным покрытием. Транспортирование с верхних

горизонтов, где работают в основном 120-тонные автосамосвалы, происходит по дорогам, около 20 % которых имеют асфальтобетонное покрытие. В зоне работы автосамосвалов БелАЗ-7555В до 40 % постоянных автодорог имеют асфальтобетонное покрытие. Ширина проезжей части автодорог колеблется от 16,5 до 21 м.

С 2007 г. на карьерах комбината активно осваивается автоматизированная система управления автотранспортом на базе системы спутниковой навигации: GPS NAVSTAR (Global Positioning System Navigation Satellite Timing and Ranging, США). Это позволяет повысить эффективность использования дизельного топлива карьерными автосамосвалами благодаря улучшению контроля их работы в карьере.

В связи с понижением горных работ и соответствующим повышением стесненности карьерного пространства усложнились трассы движения автосамосвалов. Наряду с увеличением числа поворотов и снижением их радиусов появились трассы с перегибами в профиле.

Так, на Южном карьере из 112 вариантов трасс 75 вариантов содержат участки с перегибом и дополнительным подъемом от 8 до 60 м, а на Центральном карьере имеются 72 участка с дополнительным подъемом от 7 до 96 м. Действующие в настоящее время для технологических автосамосвалов комбината ОАО «Ураласбест» нормы расхода топлива недостаточно точно учитывают это. По отчетным данным, на многих маршрутах, в особенности там, где имеет место перегиб трассы, фактический расход до 50-60 % отличается, как правило, в большую сторону от нормативных значений.

Поэтому для карьеров комбината ОАО «Ураласбест» были проведены экспериментальные и теоретические исследования с целью совершенствования и корректировки действующей методики планирования расхода топлива.

Согласно результатам замеров, величина отклонения факта от нормы составляет для автосамосвалов БелАЗ-7555В от -17 до +22 %; для автосамосвалов БелАЗ-7512 – от +7 до +63 %; в среднем она составляет -1,1 и +34 %, соответственно.

Замеры расхода топлива производились на автосамосвалах БелАЗ-7555В и БелАЗ-7512 с помощью системы контроля расхода топлива FMS и цифрового высокоточного датчика LLS – емкостного измерителя уровня жидкости (топлива). Оборудование FMS представляет собой «черный ящик» размером с сигаретную пачку, который подключается к проводке автомобиля через специальную платформу, оно непрерывно записывает количество топлива в баке, пробег транспортного средства и контролирует, включен двигатель или нет. Система FMS обладает высокой информативностью, не влияет на работу топливной аппаратуры, исключает нештатное вмешательство в ее работу, проста в монтаже и эксплуатации.

По результатам выполненных замеров, установлены фактические значения среднечасовых расходов топлива на отдельных операциях транспортного цикла, в том числе – на принудительном холостом ходу груженых и порожних автосамосвалов при спуске по внутрикарьерным съездам.

Согласно проведенным опытным измерениям, фактический расход топлива, зафиксированный с помощью системы контроля расхода топлива FMS, на автосамосвалах БелАЗ-7512 составлял на различных трассах 30,8-34,8 л/рейс; на автосамосвалах БелАЗ-7555В – 10,0-28,8 л/рейс.

На основании теоретических исследований, с учетом опытных данных, разработаны модель расхода топлива карьерными автосамосвалами, работающими на трассах различной сложности в плане и в профиле (1) и модель расхода топлива на нулевой пробег автосамосвала (2). Формулы применимы как для традиционного расчета, так и для автоматизированного расчета по программе в среде Microsoft Excel.

$$Q_{ц,н} = Q_{пост} + Q_{вр,дор} + K \left(\sum_j l_j \sigma_j + 0,001 H_{под} + \sum_k 0,03 \frac{200 - R_k}{200} \right) + \frac{H_{сп} g_{х.гр}^{пп}}{1000 i_p V_{сп}} + N \left(1,32 \sum_j l_j w_j + 0,001 H_{сп} + \sum_k 0,03 \frac{200 - R_k}{200} \right) + \frac{H_{под} g_{х.пор}^{пп}}{1000 i_p V_{сп}}, \quad (1)$$

где $Q_{ц,н}$ – расход топлива в литрах за транспортный цикл по n -ому маршруту перемещения горной массы, л/цикл; $Q_{пост}$ – постоянная часть расхода топлива за транспортный цикл, связанная с погрузочно-разгрузочными и маневровыми операциями, л/цикл; $Q_{вр,дор}$ – расход топлива на движение

автосамосвала по временным дорогам (дорогам без покрытий), л/цикл; $H_{\text{под}}$ – суммарная высота подъема горной массы по трассе маршрута, м; $H_{\text{сп}}$ – суммарная глубина спуска горной массы по трассе маршрута, м; $g_{\text{х.гр}}^{\text{пп}}$, $g_{\text{х.пор}}^{\text{пп}}$ – удельный расход топлива при движении соответственно груженого и порожнего автосамосвала на спуск с двигателем, работающем в режиме принудительного холостого хода, л/ч; $V_{\text{сп}}$ – скорость груженого (порожного) автосамосвала на спуске, км/ч (определяется экспериментально и ограничивается условиями безопасности); ω_j – коэффициент сопротивления качению на j -м участке трассы; i_j – уклон j -го участка трассы; k – количество поворотов по трассе движения автосамосвала; R_k – радиус k -го поворота, м; K и N – постоянные коэффициенты, учитывающие собственный вес (G_a , т) и грузоподъемность (G_r , т) автосамосвала, удельный расход топлива при номинальной нагрузке двигателя (g_n , г/кВт·ч), КПД трансмиссии ($\eta_{\text{тр}}$) и плотность топлива (ρ , кг/л).

$$K = \frac{g_n (G_a + k_{\text{н.г}} G_r)}{3,67 \cdot 10^2 \eta_{\text{тр}} \rho}; \quad N = \frac{g_n G_a}{3,67 \cdot 10^2 \eta_{\text{тр}} \rho}.$$

Линейная норма расхода дизтоплива на «нулевой» пробег в литрах на 100 км в карьере ($N_{\text{ао}}$, л/100 км)

$$N_{\text{ао}} = 50 \left\{ N \left[(w_{\text{св}}^0 + i_{\text{св.0}}) 1 + w_{\text{св}}^0 \left(1 - \frac{i_{\text{св.0}}}{i_p} \right) + 0,06 k'_{0,\text{уд}} \frac{200 - R_{0,\text{ср}}}{200} \right] + \frac{i_{\text{св}} g_{\text{х.пор}}^{\text{пп}}}{i_p V_{\text{сп}}} \right\} \quad (2)$$

где $w_{\text{св}}^0$ – средневзвешенный коэффициент сопротивления качению на участке трассы движения автосамосвала от пункта разгрузки до места стоянки (пересменки); $w_{\text{св}}^0 = (1,30-1,35)w_{\text{св}}$ – коэффициент, учитывающий увеличение сопротивления качению порожнего автосамосвала по отношению к груженому и изменение величины удельного расхода топлива при номинальной нагрузке двигателя во время движения порожнего автосамосвала по горизонтальному участку; $R_{0,\text{ср}}$ – средний радиус поворотов по маршруту «нулевого пробега», м; $i_{\text{ср.в.0}}$ – средневзвешенный уклон трассы движения автосамосвалов из карьера и в карьер в начале и в конце смены, ед.

Таким образом, работа технологического автотранспорта в современных глубоких карьерах характеризуется стесненными условиями, определяющими сложность трасс, как в плане, так и в профиле, с кривыми малых радиусов и перегибами профиля, определяющими повышенное сопротивление движению, дополнительный подъем горной массы и соответствующий дополнительный расход дизельного топлива.

Установленные модели объективно отражают физическую сущность изменения расхода топлива при варьировании высоты подъема горной массы, расстояния транспортирования и сложности трассы в плане и профиле. Они описывают расход топлива практически в любом диапазоне изменения расстояния транспортирования и высоты подъема горной массы и при любом плане и профиле трассы.

Дальнейшее совершенствование нормирования расхода дизельного топлива в условиях карьеров, подобных ОАО «Ураласбест», заключается во внедрении спутниковой системы глобального позиционирования GPS и методики геоинформационного моделирования расхода дизельного топлива.

АНАЛИЗ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ЭМУЛЬСИОННЫХ ВВ «ФОРТИС» НА УРАЛЬСКИХ МЕДНЫХ КАРЬЕРАХ УГМК

ДЕМЧЕНКО О. Е.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Для приготовления горной массы к выемке в трудно-взрываемых, обводненных массивах, одним из перспективных направлений является применение водосодержащих взрывчатых веществ (ВВ), а именно – эмульсионных (ЭВВ). Основными достоинствами ЭВВ являются хорошая водоустойчивость; возможность регулирования мощности в широких пределах за счет изменения плотности или введения в состав энергетических добавок; низкая чувствительность к тепловым и механическим воздействиям, а следовательно, высокая безопасность в обращении; экологически чистое безотходное производство; полная механизация зарядки; сравнительно невысокая газовая вредность и недорогая отечественная сырьевая база.

На карьерах Гайского ГОКа применяются штатные ВВ «Эмульсолит П-Г» и «Эмульсионный состав АС-25П».

ВВ доставляется в карьер специально оборудованным автомобильным транспортом. Скважины заряжаются вручную. Схема взрывания: четырехрядные диагональные ряды. В качестве СИ применяется детонирующий шнур марки ДШЭ-12; шашки-детонаторы Т-400Г, ТС-500Л; пиротехнические реле РПЭ-2, РП-Н; электродетонаторы ЭД-8Ж. Взрывание электрическое или с использованием неэлектрической системы инициирования «Эдилин». При этом инициирование взрывной сети производится при помощи специальных пусковых устройств ИВ-2АМ или УПЭ-1.5 или электродетонаторами ЭД-8Ж, предназначенными для передачи импульса детонации по магистральному волноводу. Инициирование заряда прямое.

Доставка взрывчатых веществ и средств взрывания производится с базисного склада ОАО «Гайский ГОК» через существующий расходный склад ВМ, специально оборудованный автомобильным транспортом.

Применение штатных ВВ выявило ряд существенных недостатков, таких как 1) трудоемкость при подготовке массовых взрывов; 2) большой объем ручного труда при зарядке скважин; 3) длительность производства взрывных работ; 4) привлечение работников с других участков для разгрузки ВВ; 5) опасность при транспортировке ВВ; 6) необходимость содержания базисного и расходных складов ВВ; 7) относительно частые отказы из-за воздушных камер в колонке заряда вследствие неплотной укладки патронированного ВВ в скважине; 8) необходимость уничтожения большого количества отходов (тара, остатки ВВ в таре), что отрицательно влияет на экологию района.

В связи с этим в процессе поиска более эффективных ЭВВ было выбрано ВВ «Фортис», изготавливаемое на заводе «Дино-Нобель Раша» компании «Дино-Нобель», которая имеет успешный опыт строительства заводов по изготовлению невзрывчатых компонентов и внедрения новой технологии не только на западе, но и в России.

Эмульсионное ВВ «Фортис» – промышленное ВВ 1 класса (по условиям применения), изготавливаемое на местах применения в смесительно-зарядных машинах.

ЭВВ «Фортис» предназначено для производства ВР на земной поверхности при отбойке сухих и обводненных горных пород с коэффициентом крепости по шкале М. М. Протодьяконова до 20, методом скважинных зарядов в температурном диапазоне окружающей среды от -40 °С до +50 °С.

В январе 2008 г. на территории Гайского ГОКа запущен в эксплуатацию завод по изготовлению невзрывчатых компонентов эмульсионного взрывчатого вещества «Фортис». Приобретены транспортные смесительно-зарядные машины для изготовления «Фортиса» на базе А/М VOLVO для зарядания как сухих, так и обводненных скважин.

Изготовление взрывчатого вещества происходит непосредственно на взрывном блоке при зарядании скважин. В зависимости от содержания компонентов формируется ЭВВ «Фортис – Эдвантедж» или «Фортис – Эклипс».

Для «Фортис – Эдвантедж» применяются следующие компоненты: 80-ти процентный раствор аммиачной селитры; топливный раствор – минеральное масло (75 %) + эмульгаторы (25 %); газогенерирующая добавка (ГГД) – тиоцианат натрия (20-40 %) + нитрит натрия (10-20 %) + вода (40-70 %); пористая гранулированная аммиачная селитра. Для приготовления «Фортис – Эклипс», предназначенного для применения по породам и рудам, содержащим сульфиды, в раствор окислителя добавляют не 80, а 76 % аммиачной селитры и 4 % карбамида, предназначенного для подавления (ингибирования) химических реакций взаимодействия аммиачной селитры с сульфидами, пиритами, сульфатами и персульфатами, содержащимися в горных породах.

В табл. 1 приведены результаты сравнительного анализа, традиционно применяемого на медных карьерах УГМК «Эмульсолита П-Г» и внедряемого «Фортис – Эдвантедж-70». Они показывают явное техническое преимущество «Фортис – Эдвантедж-70».

Таблица 1

Сравнение параметров ВВ

Показатели	Значения для «Эмульсолит П-Г»	Значения для «Фортис – Эдвантедж-70»
Расчетные		
Удельная теплота взрыва, МДж/кг	2,71	3,45
Удельный объем газов, л/кг	910	989
Кислородный баланс, %	-7,1	-1
Экспериментальные		
Скорость детонации в заряде диаметром 120 мм в полиэтиленовой оболочке, км/с	4,2	4,46
Чувствительность к удару по ГОСТ 4545-88: нижний предел в приборе 2 мм, не менее	500	500
Чувствительность к трению на приборе К-44-3: нижний предел прижатия роликов, МПа, не менее	294	>400
Начальная температура терморазложения методом ДТА, °С, более	170	200-300

Подача ЭВВ «Фортис» в скважину осуществляется с помощью зарядного шланга. Зарядание обводненных скважин производится закачиванием в них ЭВВ под столб воды.

Для надежного инициирования скважинных зарядов ЭВВ «Фортис» необходимо применять промежуточный детонатор, состоящий из шашки – детонатора и средства инициирования. В качестве средства инициирования допускается использовать неэлектрические системы инициирования, маломощные детонирующие шнуры, допущенные Ростехнадзором для инициирования скважинных зарядов промышленных ВВ.

На медно-колчеданном карьере «Осенний» проведены испытания применения ЭВВ «Фортис» с определением свойств горных пород сейсмическими методами в локальных массивах: на 2-х породных блоках с пределом прочности на сжатие ($\sigma_{сж}$) от 80 до 100 МПа, коэффициентом крепости по М. М. Протоdjяконову 10 ед. и плотностью 2,86 кг/м³ и на 2-х рудных блоках с пределом прочности на сжатие ($\sigma_{сж}$) от 90 до 200 МПа, коэффициентом крепости по М. М. Протоdjяконову 11-12 ед. и плотностью 2,9-3,9 кг/м³.

Установлено, что применение разработанной ЗАО «Дино-Нобель Раша» технологии ведения взрывных работ с использованием ЭВВ «Фортис» обеспечивает улучшение качества дробления горной массы, снижение трудоемкости при подготовке массовых взрывов, механизацию зарядки скважин, сокращение времени производства взрывных работ, оптимизацию рабочих мест, высокую безопасность в обращении с компонентами, получение взрывчатой смеси при зарядке скважин, относительно хорошую водоустойчивость, экологически чистое и безотходное производство, низкую газовую вредность при взрыве, сравнительно низкую стоимость.

Согласно выполненным расчетам, экономия от использования ЭВВ «Фортис» на медных карьерах УГМК составит 3,75 тыс. руб. на 1 тыс. м³ взорванной горной массы.

Кроме того, по результатам испытаний предложены приведенные в табл. 2 параметры БВР при использовании ЭВВ «Фортис».

Параметры БВР в зависимости от категорий горных пород по взрываемости

Категория горных пород по взрываемости	Прочность пород на сжатие, кгс/см ²	Объемный вес пород и руд, т/м ³	Коэф. креп. по М. Протодьяконову	Удельный расход ВВ, кг/м ³		ЛСПП, м	Сетка скважин, м	Плотность ЭВВ, кг/дм ³
				Границы категории	Среднее значение категорий			
I	100-300	1,4-2,0	1,5-3	0,2-0,34	0,27	8,7	7,4×7,4	1,0
II	200-450	1,7-2,3	5-6	0,33-0,46	0,4	7	6×6	1,0
III	300-650	2,0-2,55	8-9	0,43-0,56	0,5	6,4	5,4×5,4	1,0
IV	500-900	2,2-2,8	10-11	0,5-0,65	0,57	6	5×5	1,0
V	700-1200	2,4-3,0	12-13	0,57-0,73	0,65	5,6	4,8×4,8	1,0
VI	1000-1600	2,55-3,25	14-15	0,63-0,82	0,73	5,8	5×5	1,17
VII	1300-2100	2,65-3,5	16-17	0,68-0,91	0,8	6	5×5	1,17
VIII	1700-2900	2,75-3,75	18	0,72-0,9	0,8	6	5×5	1,17

УДК 622.012.3

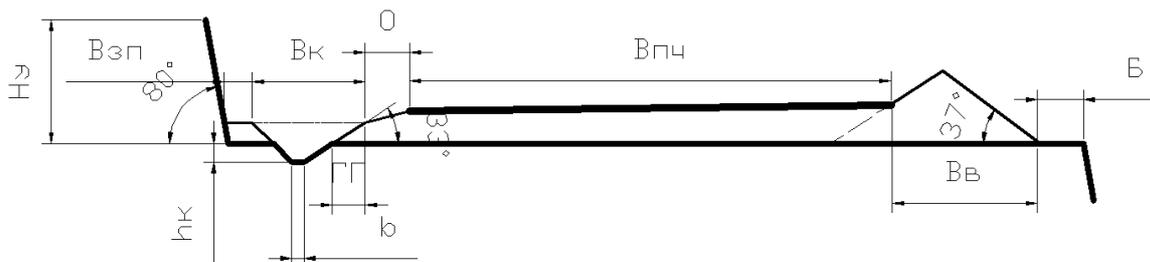
РАСЧЕТ СИСТЕМЫ ВОДООТВОДА КАРЬЕРНЫХ АВТОДОРОГ

МАХСУТОВ Р. М.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Карьерные автодороги подвергаются воздействию поверхностных вод: дождевых, ливневых, снеговых осадков; подземных напорных и безнапорных вод из водоносных горизонтов, выходящих на борту карьера. Они снижают прочность дорожной одежды. В результате на поверхности покрытия и в конструктивных слоях дорожной одежды интенсивно образуются различные дефекты. Это является одним из основных факторов снижения транспортно-эксплуатационных качеств карьерных дорог.

Областью питания разрушающих карьерные автодороги вод являются массивы вышележащих уступов, рабочие площадки, транспортные бермы, где находятся данные дороги (см. рисунок).



Элементы и параметры транспортных берм

Наиболее интенсивное формирование деформаций наблюдается в весенний период, когда вода вследствие продолжительного периода оттаивания задерживается в теле дорожной одежды. За счет ослабления сцепления между смоченными частичками каменного материала и повторяющихся циклов замерзания и размораживания снижается степень уплотнения материала дорожной одежды, и на поверхности покрытия появляются просадки, колеи, выбоины.

В летний период при расположении дороги на скальных породах, которые, как правило, в зоне борта карьера достаточно трещиноваты, вода из тела дорожной одежды, представленного каменными материалами, фильтруется на нижележащие горизонты, попадает в зумпф. Оттуда вода откачивается через систему водоотвода.

При расположении дороги в зоне рыхлых пород с низким коэффициентом фильтрации вода задерживается в теле дорожной одежды и разупрочняет дорожную конструкцию.

Зимой за счет промерзания карьерные автодороги становятся жесткими и прочными.

Таким образом, увлажнение карьерных автодорог, меняющееся по сезонам года, приводит к снижению их транспортно-эксплуатационных качеств, к дополнительным затратам на содержание как дорог, так и транспортных средств, и снижению эффективности автотранспортного процесса технологии добычи полезного ископаемого.

Для воды, поступающей к карьерным автодорогам, СНиПом 2.05.07-91 предусматривается устройство кюветов. Размеры и форма кюветов зависят от параметров уступа и съезда, от климатической зоны, где располагается карьер. Однако в СНиП даются минимальные однозначные рекомендации. В связи с этим нами были исследованы существующие и возможные для современных технологий разработки карьеров параметры уступов и съездов и определены в расчете на ливневые и талые воды размеры канав трапециевидальной формы при ширине дна 0,4 м и откосах внешних – 1:1, внутренних 1:1,5. Углы откосов уступов приняты:

– в скальном массиве – 80 град.;

– в мягком (рыхлом) массиве – 60 град.

Расчеты (см. таблицу) выполнены для третьей климатической зоны.

Максимальный (полный) расход стока рассчитан по следующим формулам:

– ливневых вод [1, 2] $Q_{л} = 87,5a_{ч}F$;

– талых вод [1] $Q_{т} = \frac{k_0 h_p F}{(F+1)^n}$,

где $a_{ч}$ – часовая интенсивность ливня, мм/мин; F – площадь водосбора, км²; k_0 – коэффициент дружности половодья, равный 0,010 – в зоне тундры и лесов на европейской территории России и Восточной Сибири, 0,013 – в зоне тундры и лесов Западной Сибири, 0,02 – в степной и лесостепной зоне европейской территории России; h_p – расчетный слой стока весенних вод, мм, той же вероятности превышения, что и расчетный расход; n – показатель степени, равный 0,17 в зоне тундры и лесов на европейской территории России и Восточной Сибири и 0,25 – в зоне тундры и лесов Западной Сибири и в степной и лесостепной зоне России.

Расчетные параметры систем водоотвода карьерных автодорог на скальном основании

Породы транспортной бермы	Модель автосамосвала	H_y , м	L_k , м	$Q_{л}$, мм/мин	$Q_{т}$, мм/мин	b , м	h , м	B , м
Скальные-трещиноватые	БелАЗ-7540	15	188	0,22	0,72	0,4	0,21	0,93
	БелАЗ-7555	15	188	0,24	0,82	0,4	0,25	1,03
	БелАЗ-75145	15	188	0,34	1,25	0,4	0,40	1,40
	БелАЗ-7521	15	188	0,34	1,25	0,4	0,41	1,43
Рыхлые	БелАЗ-7540	15	188	0,27	0,93	0,4	0,29	1,13
	БелАЗ-7555	15	188	0,29	1,04	0,4	0,33	1,23
	БелАЗ-75145	15	188	0,39	1,49	0,4	0,48	1,60
	БелАЗ-7521	15	188	0,39	1,49	0,4	0,49	1,63

Площадь водосбора (F) является участок дороги длиной ≤ 600 м и прилегающие к ней откос вышележащего уступа, внешний откос ограждающего вала и берма безопасности на вышележащем уступе, внутренний откос ограждающего вала данной дороги

$$F_{в.об} = (F_{гп} + B_{в} + ГП + B_{зп} + B_{п.ч.} + O)L_k,$$

где $F_{гп}$ – удельная на 1 м дороги площадь горизонтального проложения откоса вышележащего уступа. $F_{гп} = 0,5H_y \cdot \text{ctg}\alpha_y$; α_y – угол откоса уступа, град; $B_{в}$ – удельная на 1 м дороги площадь горизонтального проложения откосов ограждающих валов, м²/м; $B_{в} = F_1 + F_2$, где F_1 – удельная площадь горизонтального проложения внешнего откоса ограждающего вала на вышележащем уступе, м²/м; F_2 – удельная площадь горизонтального проложения внутреннего откоса ограждающего вала на уступе расположения дороги, м²/м; $F_1 = h_{в1} \cdot \text{ctg}\alpha_{в1}$; $F_2 = h_{в2} \cdot \text{ctg}\alpha_{в2}$, где $h_{в1}$ и $h_{в2}$ – высота соответственно внешнего откоса предохранительного вала на вышележащем уступе и внутреннего откоса

предохранительного вала на уступе расположения дороги, м; $\alpha_{в1}$ и $\alpha_{в2}$ – угол откоса соответственно предохранительного вала на вышележащем уступе и на уступе расположения дороги, град; ГП – удельная на 1 м длины дороги величина горизонтального проложения откоса дороги, м²/м; ГП=1,5 $h_{д.о.}$, где $h_{д.о.}$ – высота (мощность) дорожной одежды; $B_{зп}$ – удельная на 1 м длины дороги площадь полки для сбора осыпей с вышележащего уступа, м²/м; $B_{зп}$ принимать 1,0 м при высоте уступа до 10 м, 1,5 м – при высоте уступа до 20 м и 2,0 м – при высоте уступа 30 и выше метров; $B_{п.ч.}$ – удельная на 1 м длины дороги площадь проезжей части, м²/м (зависит от ширины автосамосвалов, интенсивности и скорости их движения м²/м) ; O – удельная на один метр длины дороги площадь обочины, м²/м; L_k – длина канавы, м.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бабков, В. Ф. Проектирование автомобильных дорог: учебник для вузов, в 2-х частях.– Изд. 2-е, перераб. и доп. / В. Ф. Бабков, О. В. Андреев. – М.: Транспорт, 1987 – 368 с.
2. Справочник инженера-дорожника «Проектирование автомобильных дорог». – М.: Транспорт, 1989. – 415 с.

УДК 622.3

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ОТРАБОТКИ ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

ЕЛЬКИН Е. А., ПЬЯНЗИН С. Р.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В настоящее время Свердловская область обладает значительными накопленными объемами отходов горно-обогатительного и металлургического производства. Они требуют предварительного и тщательного изучения.

Эти отходы можно назвать техногенными источниками минерального сырья. Появляются новые рентабельные способы, позволяющие извлечь полезные компоненты, которые, до настоящего времени, считалось обогащать невыгодно или невозможно.

Роль техногенных отходов возрастает, благодаря тенденциям, развивающимся в мире:

- потребление сырья возрастает, а качество источников ухудшается. Источников, имеющих высокую концентрацию определенных химических веществ, практически не осталось;
- большое количество накопленных отходов горно-обогатительных комбинатов, электростанций;
- рост объемов отходов горного производства происходит быстрее, чем наращивание запасов полезных ископаемых;
- благоприятное местоположение отвалов относительно промышленных районов, наличие коммуникаций;
- в отвалах и хвостохранилищах происходит образование новых минералов под воздействием окружающей среды;
- экологическая обстановка в районе расположения месторождения улучшается, поскольку используются полученные традиционные и нетрадиционные материалы [1].

Сложившаяся ситуация дала положительный толчок к разработке техногенных месторождений в Свердловской области. На примере рассмотрим ситуацию с отвалами в п. Малышева и г. Асбест.

Эти отвалы имеют следующие параметры. В п. Малышева материал отвала № 12 представлен отходами производства – вскрышными и вмещающими породами (пегматитовыми гранитами) отработанного Квартального тантал-бериллиевого месторождения. Все количество минерального сырья будет направляться на извлечение неметаллических полезных ископаемых – полевого шпата и мусковита. Гранулометрический состав отвала весьма неоднороден. Преобладают куски размером

100-600 мм (60 %), остальное представлено песком, дресвой, щебнем. Естественная влажность сырья – 0,7 %, коэффициент крепости пород – 8; объемная масса сырья – 2 т/м³. Коэффициент разрыхления – 1,5. Высота отвалов достигает 78 м, угол погашения откосов отвала – 30°. Содержание полевого шпата достигает 64,1%, слюды, мусковита – 29 %.

В Асбесте сосредоточены отвалы вскрышных пород, отходов обогатительных фабрик и склады бедных руд комбината «Ураласбест». Они в основном сложены серпентинитами (40,5 %), перидотитами (29,6 %), габбро (12,3 %) и диоритами (4,9 %). Большинство отвалов имеют в основании озерно-болотные отложения, делювиальные и элювиальные отложения, скальные породы. Физико-механические свойства грунтов основания и отвальной массы колеблются в следующих пределах: угол внутреннего трения $\varphi=7\div 31^\circ$, коэффициент сцепления $c=1,8\div 6,9$ т/м²; объемная масса $\gamma = 1,8\div 2,0$ т/м³.

Помимо того, что отвалы являются доступными источниками строительных материалов, их можно использовать для комплексного извлечения химических элементов, обладающих большой ценностью для развития народного хозяйства [2].

Ведутся исследования и разрабатываются методы получения химических элементов.

Подготовительные работы состоят из незначительных объемов работ:

– проведение разрезной траншеи в любом удобном месте тела отвала, если того требует применяемая технология;

– проведение транспортных коммуникаций, если они не сохранились с момента работ по формированию отвала.

Анализ опыта отработки техногенных рудных месторождений, а также шлаковых отвалов, позволяет выявить следующее:

– сравнительно невысокие объемы работ, при этом годовая производительность ЭКГ-5, ЭКГ-8 составляет 300-400 м³/год, т. е. 20-30 % его производительности;

– существующие отвалы, как правило, формируются хаотично без учета физико-механических свойств пород и их распределения в теле отвала, что при отработке нормальными (для ЭКГ-5) уступами может быть связано с повышенной опасностью;

– содержащиеся в отвале полезные компоненты могут иметь разнонаправленное использование: переработка основного компонента, производство строительных (щебень, песок, кирпич) и вяжущих материалов, что потребует их сортировки и классификации;

– малые углы откосов отвала, особенно при значительной высоте, приводит к оставлению значительных объемов в бермах по краям отвала и требует специальных мероприятий по их удалению.

В связи с этим необходимо обосновывать с точки зрения экономической эффективности применение карьерного оборудования либо искать альтернативные виды оборудования, ранее не применявшиеся при формировании отвалов.

В этих условиях целесообразным представляется использование техники послышной выемки, как для непосредственной отработки отвала, так и при его понижении с целью рекультивации.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Маляров, И. П. Разработка техногенных месторождений / И. П. Маляров. – Магнитогорск, 2002.
2. Туманова, Е. С. Техногенные ресурсы минерального строительного сырья / Е. С. Туманова, А. Н. Цибизов. – М: Недра. – 1991.
3. Мормил, С. И. Техногенные месторождения Среднего Урала и оценка их воздействия на окружающую среду / С. И. Мормил [и др.] – Екатеринбург: НИИ-Природа. – 2002.

ПРИМЕНЕНИЕ МОБИЛЬНЫХ ГОРНОТРАНСПОРТНЫХ КОМПЛЕКСОВ В УСЛОВИЯХ НАГОРНЫХ КАРЬЕРОВ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

АНТОНИНОВ Д. Ю.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Мобильное дробильное оборудование, при применении его на карьерах горнорудной промышленности, в состоянии заменить не только стационарные системы, но и устранить необходимость в автосамосвалах.

Первичные стационарные дробилки постоянно размещаются на одном месте, часто на большом удалении от забоя карьера, питаются рудой или породой, доставляемой карьерными самосвалами. Хотя такая система и эффективна, одной из проблем при таком подходе является стоимость транспортировки, которая может составлять более половины всех затрат (бурение, взрывание, погрузка, дробление и т. д.).

Вторая, и немаловажная проблема, встающая при выборе системы (стационарность, мобильность) – возможности горнотранспортного оборудования, которые оказываются весьма низкими в сложных горных условиях.

При возрастающих требованиях к эффективности и снижению затрат мы рассматриваем откатку как область, где можно добиться их существенного сокращения. Экономия может быть достигнута за счет перемещения первичной дробилки в забой карьера, при установке дробилки на шасси и при использовании системы мобильных конвейерных установок. Именно такие системы наиболее эффективны при разработке нагорных месторождений руд цветных металлов. Главным достоинством мобильной первичной дробильной установки, смонтированной на шасси, является то, что она максимально увеличивает производительность и снижает эксплуатационные затраты, одновременно повышая безопасность и снижая воздействие на окружающую среду.

Хотя идея мобильных первичных дробилок витала в воздухе давно, многие подобные установки были слишком тяжелыми (до 1500 т) и требовали таких затрат на перемещение, что редко перемещались вообще, превращаясь в обычные стационарные установки.

Следует отметить, что мобильность установки ни в коем случае не является заменой эффективности дробления, и мобильная дробилка удовлетворяет тем же основным критериям, что и стационарная установка. Возможность принимать куски питания наибольшего поступающего размера и степень дробления – все это факторы, которые должны присутствовать в процессе. Основными узлами мобильной дробильной установки являются те же, что и у стационарной (щековая или ударная дробилка, силовой агрегат, вибрационный колосниковый питатель, питающий бункер и т. д.), но с дополнительными преимуществами, обеспечивающими полную мобильность.

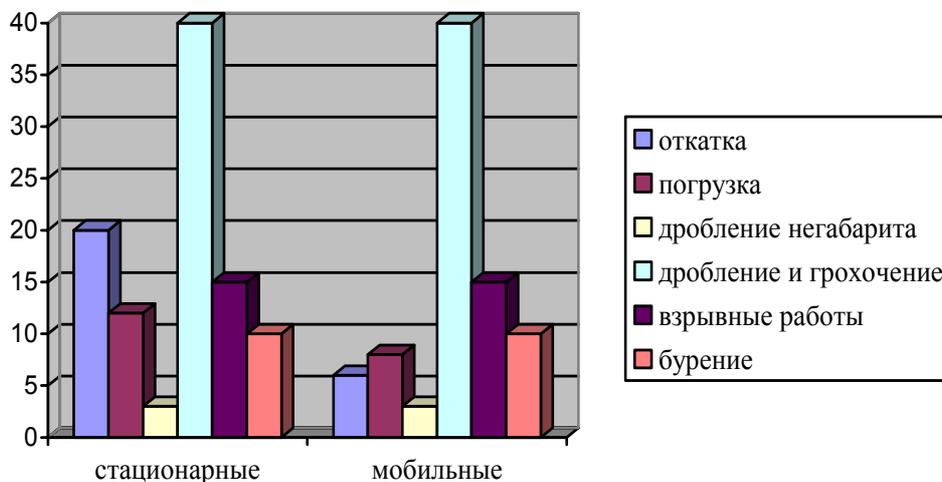
Особенностью дробильных установок на шасси является возможность установки в непосредственной близости от рабочего забоя. Их можно переместить на время взрывных работ своим ходом за какие-нибудь 20 мин. Это верное технологическое решение в отношении оптимизации производительности и снижения эксплуатационных затрат.

Использование самосвалов в сложных горных условиях весьма неэффективно, особенно принимая во внимание тот факт, что крупные машины затрачивают до 60 % энергии для перемещения собственного веса, оставляя лишь 40 % на перемещение взорванной породы. Если учесть, что половину рабочего времени самосвал движется пустым, неэффективность использования автотранспорта становится очевидной.

Конвейеры являются намного более экономичными, чем автотранспорт (при 80 % эффективности). Не существует ограничений по их длине (длина более 30 км не является исключением на открытых разработках). Установленные на шасси мобильные конвейеры обеспечивают гибкую связь между мобильной дробильной установкой и стационарным конвейером. Эксплуатационные расходы при использовании конвейерных систем гораздо меньше, чем эксплуатационные расходы при использовании автомобильного транспорта.

Главным же преимуществом мобильных конвейерных систем типа Lokolink является их способность к быстрому перемещению, что снижает время простоев во время взрывных работ и перемещения забоя по карьере.

Потенциальные возможности экономии при использовании мобильных дробильных и конвейерных систем весьма значительны: исследования, проведенные университетом в Тампере (Финляндия), показали экономию в 31 % по сравнению со стационарными установками (см. рисунок); до 45 % – по сравнению с использованием автотранспорта (поскольку значительно снижается расход топлива и необходимость в строительстве и обслуживании откаточных автодорог, что является дополнительной и постоянной статьей расходов).



Диаграммы затрат топлива при использовании стационарных и мобильных систем в одинаковых условиях

Использование мобильных систем имеет также значительные преимущества в плане защиты окружающей среды: снижается шумовое загрязнение, вибрация и вредные выбросы благодаря отсутствию автотранспорта.

Итак, при более низких капитальных и эксплуатационных затратах, гибкости размещения и устранении необходимости в автосамосвалах и откаточных автодорогах мобильные дробильные установки предлагают привлекательную альтернативу традиционным системам стационарных дробилок и откаточного транспорта.

Обеспечивая более высокую производительность при сниженной себестоимости на тонну продукции, мобильные дробильные установки призваны стать новым словом в методах ведения горных работ по всему миру.

УДК 622.26

ВЫБОР И ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК НА РУДНИКЕ «АЙХАЛ» АК «АЛРОСА»

ВАГАПОВ Д. А., ВАНДЫШЕВ А. М.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Алмазодобывающие предприятия Африки, Канады, Австралии, России встречаются со многими проблемами при непосредственной добыче полезного ископаемого. Особенно часто они возникают при подземной разработке алмазоносных трубок, различающихся по горно-геологическим характеристикам и физико-механическим свойствам вмещающих пород.

Российская акционерная компания «АЛРОСА» (ЗАО), занимающаяся добычей и переработкой алмазов, является лидером российского рынка и занимает 25 % мирового оборота в физическом выражении. Рудник «Айхал» – это структурное подразделение Айхальского ГОКа АК «АЛРОСА», является важным звеном в поддержании высоких технико-экономических показателей компании. Данный рудник выдает на поверхность богатую по содержанию алмазов

кимберлитовую руду. Соответственно, для того чтобы достичь высоких результатов и выйти на проектируемые мощности рудника, необходимо сбалансировать работу механизации и повысить надежность технологических схем ведения горных работ.

В данное время на руднике «Айхал» отработка рудного тела ведется двумя проходческими комбайнами КП-21 (ОАО «КМЗ», Россия) и двумя комбайнами АМ-75 («SANDVIK», Австрия).

Таблица 1

Основные технические данные и характеристики комбайнов КП-21 и АМ-75

Наименование параметра	Ед. изм.	Проходческие комбайны	
		КП-21	АМ-75
Габариты в транспортном положении:	мм		
– ширина		2400	3500
– высота		1850	2650
– длина		12500	12700
Масса	т	45	58
Сечение проводимых выработок	м ²	10÷28	7÷31
Угол наклона выработки	град.	±12	±18
Техническая производительность по породе	м ³ /мин	0,25	0,7
Суммарная мощность двигателей	кВт	186,5	358,5
Скорость передвижения:	м/мин		
– рабочая		1,2	2,7
– маневровая		4,8	8,8

С технической точки зрения, комбайны АМ-75 более энерговооружены, совершенны и производительнее. Этот комбайн оснащен аксиальной режущей коронкой, имеющей две скорости резания, что дает возможность выбирать оптимальные режимные параметры резания, в зависимости от меняющейся крепости пород, что немаловажно, так как кимберлиты рудного тела характеризуются, в основном, средней степенью трещиноватости, но на контакте с вмещающими породами следует предусматривать усиление крепления. Зоны повышенной трещиноватости вмещающих пород появляются за 4-5 м до контакта с рудным телом и сопровождаются многочисленными зеркалами скольжения, несущими дополнительные сложности при проходке таких участков. Напротив, комбайн КП-21 имеет шарошечную коронку бурового типа, но он эффективен в эксплуатации только при проведении выработок постоянного сечения в породах с относительно стабильными физико-механическими свойствами.

Из табл. 1 видно, что хотя АМ-75 имеет более габаритные размеры, большую массу, его техническая производительность, суммарная мощность двигателей, рабочая скорость превосходят почти в 2 раза. Также имеются преимущества в показателях по размерам сечения и углам наклона проводимых выработок.

В непосредственной работе на руднике «Айхал» новые комбайны АМ-75 показали достаточно высокие результаты, по сравнению с КП-21, и это видно из приведенного анализа (табл. 2, 3).

Из табл. 2 и 3, следует, что основные показатели, такие как коэффициент использования, коэффициент технической готовности, показатели производительности, у АМ-75 выше, чем у КП-21, также меньше время простоев и перегонов, хотя, следует отметить, что на руднике нет достаточно большого опыта применения комбайнов АМ-75 при столь сложных горно-геологических условиях.

С экономической точки зрения, стоимость АМ-75 выше КП-21 в несколько раз, но он себя оправдывает в кратчайшие сроки при стабильной и правильной работе.

Таблица 2

Анализ использования горного оборудования на руднике «Айхал» (комбайны КП-21)

Показатель	Ед. изм.	Всего за январь-декабрь				
		2007 г.	2008 г.			% к 2007 г., факт.
		факт	план	факт	%	
Среднесписочное количество	шт.	0,94	0,86	0,85	98,84	90,43
Количество оборудования в работе	шт.	0,55	0,51	0,53	103,92	96,36
Количество календарных дней	дн.	365	366	366		
Коэффициент использования		0,58	0,6	0,61	101,67	105,17
Коэффициент технической готовности		0,65	0,64	0,62	96,88	95,38
Простои всего	ч	3437	3034	2928	96,51	85,19
Простои планируемые	ч	3102	3034	2822	93,01	90,97
Ежесменное обслуживание	ч	938	952	945	99,26	100,75
Текущий ремонт	ч	1698	1793	1786	99,61	105,18
Перегоны	ч	106	72	64	88,89	60,38
Объем горной массы	т/м ³	15,62	11,7	12	102,56	76,82
Выход горной массы	м ³ /пм	22,97	25,05	24	95,81	104,48
Производительность сменная	пм	1,12	0,82	0,86	104,88	76,79
Производительность на ед. оборудования	т/пм	0,72	0,54	0,59	109,26	81,94
Производительность на ед. оборудования	т/м ³	16,62	13,6	14,12	103,82	84,96

Таблица 3

Анализ использования горного оборудования на руднике «Айхал» (комбайны АМ-75)

Показатель	Единица измер.	Всего за январь-декабрь		
		2008 г.		
		план	факт	%
Среднесписочное количество	шт.	0,94	0,95	101,06
Количество оборудования в работе	шт.	0,59	0,65	110,17
Количество календарных дней	дн.	366	366	
Коэффициент использования		0,63	0,67	106,35
Коэффициент технической готовности		0,71	0,69	97,18
Простои всего	ч	3023	2724,5	90,13
Простои планируемые	ч	3023	2407,5	79,64
Ежесменное обслуживание	ч	1019	1016	99,71
Текущий ремонт	ч	1352	1345	99,48
Перегоны	ч	15	19,5	130
Объем горной массы	т/м ³	39,15	39,5	100,89
Выход горной массы	м ³ /пм	20,99	22,57	107,53
Производительность сменная	пм	2,84	2,46	86,62
Производительность на ед. оборудования	т/пм	1,98	1,84	92,93
Производительность на ед. оборудования	т/м ³	41,65	41,58	99,83

СДВИЖЕНИЕ ГОРНОГО МАССИВА В РЕЗУЛЬТАТЕ ПОДЗЕМНЫХ РАБОТ В РАЙОНЕ Г. БЕРЕЗОВСКОГО

ФОГЕЛЬ А. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Березовское золоторудное месторождение находится на Среднем Урале в 12 км к северо-востоку от г. Екатеринбурга. Месторождение занимает площадь 25 кв. км и располагается в черте г. Березовского.

В ходе исследования сдвижения горных пород на руднике в общей сложности были заложены 22 профильные линии. Ввиду того, что по многим профильным линиям не установлено сколько-нибудь заметных подвижек, результаты наблюдений приводятся только по отдельным представляющим интерес линиям.

На поверхности со стороны висячего бока даек на значительном расстоянии обнаружена зона террас и трещин. Есть основание полагать, что на расширение зоны сдвижения оказала влияние тектоническая нарушенность района. С целью выявления этих причин было заложено 3 профильных линии на поверхности.

Кроме наблюдения поверхности на различных участках и горизонтах месторождения были заложены подземные наблюдательные станции, на которых не было зафиксировано сдвижений.

Таким образом, проведенные наблюдения свидетельствуют об устойчивости пород ниже зоны выветривания. Отсутствие сдвижений этих пород подтверждается результатами моделирования. Проведенные опыты показывают, что при разработке даек на глубину до 250 м, при угле их падения 60 и более градусов, и при горизонтальной или близкой к ней слоистости вмещающих пород, породы висячего бока будут находиться в устойчивом состоянии и не потеряют своей несущей способности.

Проведенное моделирование, а также наблюдения за формированием воронок и провалов на поверхности, позволили выяснить последовательность и характер обрушения блоков на Березовском руднике.

Началом обрушения блоков выше 112 горизонта считается прорыв потолочин, которые отделяют кровлю блока от зоны выветренных и разрушенных верхних горизонтов. В тех случаях, когда толщина потолочины бывает значительная, обрушение может произойти либо после ее искусственной посадки, либо за счет высыпания закладки из ортов и узких магазинов, которыми обычно обрабатываются горизонты 64 и 84 м. Когда обрушение достигает поверхности, на ней начинают формироваться воронки, зоны террас и трещин. Форма и размеры воронок зависят в основном от трех факторов: мощности выветриваемых пород, объема обрушаемого блока и того, на какой площади произошел прорыв потолочин.

В таблице приведены данные, показывающие зависимость между объемами некоторых блоков и магазинов и объемами, образованными в результате их погашения, воронок и провалов обрушения.

Соотношение объемов выработанного пространства и объемов обрушения

Номер обрушаемых боков и магазинов, дайки	Мощность выветриваемых пород, м	Объем блока, м ³	Объем воронки, м ³	Отношение «объем воронки / объем блока»
П сев, П-павловская	61	4200	2500	0,61
55, Вагнеровская	35	12800	8140	0,63
36, 1-я Диагональная	36	7300	3900	0,53
50, 1-я Диагональная	38	9300	5360	0,58
20, Ильинская	50	19400	9400	0,49
53, Параллельная	54	10000	5540	0,55
52, В-павловская	60	23000	13000	0,56

При последующем обрушении нижележащих блоков и магазинов происходит увеличение объема воронки. Одновременно наблюдается расширение зоны террас и трещин. Для условий Березовского рудника были произведены расчеты по определению зоны обрушения на поверхности. За границу зоны обрушения принимался контур трещин с разрывом 25 см.

Наблюдения показывают, что если в зоне мелких трещин происходит лишь смещение отдельных блоков относительно друг друга, причем размер этих блоков иногда достигает 10 м и более, то в зоне обрушения происходит полное разрушение.

По результатам инструментальных наблюдений на профильных линиях Березовского рудника был получен угол сдвига. При увеличении глубины воронки значение углов откосов будет несколько большим, так как воронки, по которым определены углы сдвижений, находились в наиболее разрушенной части выветренной зоны. Поэтому в качестве предельного угла сдвига пород принимается угол 40 °.

На Березовском месторождении в выработанном пространстве оставляется значительное количество целиков. Расчеты показывают, что при отработке на глубину (300-350 м) может произойти перепуск всех пород из воронки обрушения, находящейся в своем предельном состоянии. Если в этом случае не будет производиться засыпка провалов, то границы сдвига будут смещаться, так как в результате выветривания обнаженные породы всяческого бока могут со временем разрушиться.

УДК 622.273.2

ТЕХНОЛОГИЯ ГИДРОЗАКЛАДОЧНЫХ РАБОТ НА БЕРЕЗОВСКОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ

ФОГЕЛЬ А. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Березовское золоторудное месторождение находится на Среднем Урале в 12 км к северо-востоку от областного центра г. Екатеринбурга. Месторождение занимает площадь 25 кв. км и располагается в черте г. Березовского.

В настоящее время на месторождении стоит острая проблема закладки выработанного пространства. Действующий закладочный завод не справляется с необходимым объемом работ. На данном месторождении возникла необходимость вторичной добычи лежалых хвостов.

Суть метода заключается в добыче лежалых хвостов с отвалов обогатительной фабрики Березовского рудника. Отвалы представлены хвостами флотации и магнитной сепарации. Отвалы хвостов расположены в непосредственной близости от обогатительной фабрики. Максимальные отметки отвала, откуда возможна организация добычи наиболее крупного материала – 260 м, расстояние до фабрики – 350-400 м, мощность хвостов – 5-10 м.

Источником водоснабжения гидромеханической установки служила оборотная вода хвостохранилища. Подача пульпы от гидромеханической установки осуществлялась непосредственно на обогатительную фабрику в зумпф насоса, падающего к закладочным установкам на шахты.

Учитывая небольшую производительность установки, система разработки была принята веерная с попутно-встречным направлением струи на разрабатываемый забой при следующих параметрах:

1. Для размыва грунтов напорной струей применялся один гидромонитор.
2. Радиус действия гидромонитора – 20-25 м.
3. Высота забоя. Проход траншеи глубиной 1-1,5 м перед началом добычных работ, установка в данную траншею землесосной установки и гидромонитора. Высота забоя составляла 3-4 м.
4. Уклон подошвы уступа (от гидромонитора к зумпфу землесосной установки) составлял 3-4 м.

Водопровод, подающий воду от насосной к гидромонитору, разделяется на две части – стационарную и передвижную. Эти части соединяются гибким резиновым шлангом со стальной

спиралью. Данное соединение позволит разворачивать части водопровода на угол 120°. Для облегчения передвижения трубопровод и гидромонитор монтируются на специальных каретках.

Периодически необходимо направлять струю на траншею, идущую вдоль забоя, для размыва ее до необходимого сечения и уклона. Дополнительно вдоль забоя необходимо установить деревянные щиты, для того чтобы пульпа не растекалась по выработанному пространству.

При ширине забоя 25 м и средней высоте 4 м средний объем разрабатываемого блока может достигать свыше 7000 м³.

Для продолжения добычных работ на очередном блоке было необходимо выполнить следующие работы: пройти котлован для зумпфа; пройти траншею вдоль намечаемого к разработке забоя; перенести оборудование.

Передвижная часть водопровода вместе с задвижкой, гибким соединением и гидромонитором отблачивается от стационарного водопровода, и землесос перевозится на новое место. Производится наращивание пульпопровода и водопровода на необходимую длину и соединение их с соответствующими агрегатами.

Стоимость гидродобычи хвостов составляет 5,4 руб. за 1 м³, что благоприятно для данных условий рынка. Данный метод поможет существенно снизить количество пустот на Березовском руднике.

УДК 624.19:625.42

ПРИНЦИПЫ ОБОСНОВАНИЯ РАЦИОНАЛЬНОГО СОСТАВА МОНИТОРИНГА ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ОБЪЕКТОВ МЕТРОПОЛИТЕНА (НА ПРИМЕРЕ СТАНЦИИ «ТОРГОВЫЙ ЦЕНТР» ЧЕЛЯБИНСКОГО МЕТРОПОЛИТЕНА)

КАНКОВ Е. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В настоящее время геотехнический мониторинг занимает важное место в научном сопровождении строительства городских подземных сооружений различного назначения на всех стадиях – от предпроектных изысканий до эксплуатации объекта. Однако известные системы мониторинга нельзя рассматривать как упорядоченную оптимальную совокупность методов и средств измерений. Это обусловлено отсутствием методик, позволяющих осуществить обоснованную количественную оценку качества систем мониторинга. Без количественной оценки качества невозможно формализовать мониторинг и произвести оптимизацию его параметров.

Объективная, всесторонне обоснованная оценка качества мониторинга достигается использованием показателя надежности, определяемого как произведение трех вероятностей обнаружения заданных пороговых уровней состояния объекта [1]:

$$P_H = P_1 \cdot P_2 \cdot P_3,$$

где P_H – качество мониторинга; P_1 – функция от точности измерений; P_2 – функция от периодичности измерений; P_3 – функция от числа контрольных пунктов.

Данный показатель качества отражает комплексный характер мониторинга. Кроме этого вероятности P_1 , P_2 , P_3 рассматриваются как функции независимых величин.

Помимо оценки качества при разработке систем мониторинга необходимо учитывать также область эффективного применения методов, входящих в систему. Например, при разработке «Рекомендаций по мониторингу напряженно-деформированного состояния грунтового массива и обделки станции «Торговый центр» Челябинского метрополитена» учитывалась система мониторинга, рекомендуемая институтом «Ленметрогипротранс» [2]. В эту систему входят следующие виды работ:

- уточнение инженерно-геологических и гидрогеологических условий впереди забоя тоннеля методом сверхширокополосной (СШП) георадиолокации на расстоянии до 100 м;
- определение напряженно-деформированного состояния массива и системы «массив-крепь» в призабойной зоне путем регистрации электромагнитной эмиссии;

- определение напряженно-деформированного состояния системы «массив-крепь» с помощью струнных датчиков и по смещениям контура выработки;
- определение фактических деформационно-прочностных свойств массива на пройденной части методом сейсмопрофилирования и по измеренным напряжениям в конструкциях;
- на основании полученных результатов проведение корректировки проектной документации в части изменения технологии проходки, конструкций крепей, применения спецспособов;
- оценка гидростатического давления, водопритоков, корректировка конструкций дренажных систем;
- наблюдения за сдвигами земной поверхности и сооружениями на ней, при необходимости принятие мер для сохранения их в нормальном эксплуатационном состоянии;
- перевод системы геотехнологического мониторинга на режим эксплуатации объекта;
- составление банка данных по объекту.

Однако после изучения ситуации в районе строительства было отмечено, что инженерно-геологические и гидрогеологические условия в районе строительства изучены достаточно хорошо, и опережающей забой разведки не требуется. При этом необходимость проведения сейсмопрофилирования для уточнения деформационно-прочностных характеристик не вызывала сомнения. Однако эти работы нельзя отнести к собственно мониторингу, поскольку они являются разовыми, проводятся на начальном этапе мониторинга и не требуют повторения.

Оценка устойчивости массива методом регистрации естественной электромагнитной эмиссии дает хорошие результаты только в сплошных, нетрещиноватых средах. Поэтому применение данного метода при исследовании массива, разбитого интенсивной трещиноватостью, нерационально.

Применение сейсмоакустических методов следует считать нецелесообразным, поскольку они используются в основном для оценки удароопасности массива, чего не может быть в условиях Челябинского метрополитена.

Таким образом, обоснование рационального состава мониторинга возможно только с учетом оценки надежности методов, характеризующихся показателями надежности.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Половов, Б. Д. Обоснование инженерных решений по эффективному освоению подземного пространства крупнейших и крупных городов / Б. Д. Половов, М. В. Корнилов, В. В. Поддубный [и др.] – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2008.
2. Рекомендации по мониторингу напряженно-деформированного состояния грунтового массива и обделки станции «Торговый центр» Челябинского метрополитена: отчет по НИР ООО «НПО УГГУ». – Екатеринбург, 2007.

УДК 622.831.3:528.02

ОБОСНОВАНИЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО ПРИНЦИПА ПОСТРОЕНИЯ ПЛОЩАДНОЙ НАБЛЮДАТЕЛЬНОЙ СТАНЦИИ. АЛГОРИТМ ЕЕ ПОСТРОЕНИЯ

КОЩЕЕВ И. С., ГОЛУБКО Б. П.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Внутреннее отвалообразование вскрыши в выработанное пространство карьеров является одним из приоритетных направлений. Это обусловлено рациональным использованием земельных ресурсов. Также реализуется технология отсыпки отвалов большой высоты.

Производство горных работ при отсыпке отвала сопряжено с обеспечением безопасности горнотранспортного оборудования, находящегося на поверхности отвала. Основным источником опасности является геомеханический процесс сдвига (устойчивости) и оседания (уплотнения) горных пород, складываемых в отвал. Поэтому изучение данного вопроса требует особого внимания.

В настоящее время основным способом наблюдения за деформациями откосов являются инструментальные наблюдения по профильным линиям, позволяющим определить величину горизонтальных и вертикальных смещений, скорость смещений, границу распространения и вид деформации. Основной трудностью данного способа является сохранность реперов наблюдательной станции, по которым производятся наблюдения. Утрата одного и более реперов ведет к потере данных на значительной площади наблюдений, что, в свою очередь, ведет к снижению уровня безопасности ведения горных работ на поверхности отвала. Одним из решений этой проблемы является создание площадной наблюдательной станции. Данный способ имеет ряд преимуществ, связанных с наблюдением за всей площадью исследуемого участка отвала, а не по отдельным линиям; потеря реперов не приводит к полной потере данных о геомеханическом процессе. А точность обеспечивается, главным образом, количеством точек, по которым отстраивается трехмерная модель, и в дальнейшем по которой производятся требуемые расчеты.

В настоящее время получили распространение два основных вида цифровых моделей: матричное и триангуляционное представления рельефа. Матрица рельефа – это регулярная двумерная таблица, координатно привязанная к местности, в ячейках которой хранятся значения высот, соответствующие либо центру, либо среднему значению высоты по площади данной ячейки. Основное преимущество матрицы – возможность быстрого доступа к ее элементам, недостаток – большие объемы хранимой и зачастую избыточной информации. Триангуляционная модель представляет собой сеть треугольников, опирающихся своими вершинами на нерегулярно расположенные на земной поверхности точки. Плоскости треугольников аппроксимируют рельеф местности. Во многих случаях, особенно когда исходных точек немного, и они расположены нерегулярно, данная модель описывает рельеф значительно более экономно, чем матрица, с точки зрения объемов хранимой информации.

В основе программного продукта компании Consistent Software, GeoniCS Рельеф, лежит алгоритм Делоне, наиболее часто используемый при формировании трехмерных моделей поверхностей. Алгоритм триангуляции Делоне не анализирует значения высот, основным его правилом является стремление породить треугольники с равными сторонами. Но благодаря уникальным собственным алгоритмам программы обеспечивается более эффективное использование этого алгоритма и повышается достоверность результирующей модели.

Исходной информацией являются результаты инструментальных наблюдений. Методика измерений заключается в светодальномерных измерениях между реперами и определении высот с помощью геометрического нивелирования. В 2008 г. на ОАО «Ураласбест» была внедрена новая методика измерений горизонтальных и вертикальных смещений реперов с применением GPS-технологий.

Для построения трехмерной модели GeoniCS Рельеф использует данные, полученные в GeoniCS Топоплан. Могут использоваться и другие источники информации, такие как текстовые файлы, полученные из программ RGS и CREDO, трехмерные полилинии, горизонталы (отрисованные или полученные при векторизации средствами RasterDesk и Spotlight), точки с отметкой по Z , блоки с атрибутами и т. д.

Отображение модели осуществляется несколькими способами (3D-границы, 3D-линии, полигранная сеть), что обеспечивает возможность контроля и управления имеющимися аппаратными ресурсами.

После ввода исходных данных алгоритмы GeoniCS Рельеф автоматически и с высокой достоверностью формируют трехмерную модель. Таким образом, сокращается время редактирования и проверки модели.

На основе построенной модели рельефа программа позволяет решать целый ряд прикладных задач, среди которых:

- определение отметки Z в любой точке в пределах модели рельефа или возле нее;
- построение профилей и сечений по поверхностям с возможностью указания требуемого масштаба;
- отслеживание перепада высот на генерируемой модели и ее наглядное изображение.

К ОЦЕНКЕ НЕСТАБИЛЬНОСТИ ИСХОДНОЙ ИНФОРМАЦИИ ПРИ ОБОСНОВАНИИ ИНЖЕНЕРНЫХ РЕШЕНИЙ ПО ОСВОЕНИЮ ГОРОДСКИХ ПОДЗЕМНЫХ ПРОСТРАНСТВ

РОМАНОВ Д. А.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Результативность систем обоснования инженерных решений по освоению городских подземных пространств определяется качеством информации о состоянии вмещающего массива и строящегося или эксплуатируемого подземного объекта. Несмотря на активный поиск новых методов и средств получения информации, несомненный прогресс в этой области, достигнутый в последние годы, проблемы, возникающие при выборе эффективных инженерных решений в многовариантной вероятностной постановке, требуют проведения дальнейших вероятностно-статистических исследований, в первую очередь исследований, направленных на получение необходимого набора статистик и уточнение закономерностей изменения вмещающего массива. Многочисленные аварии на строящихся и эксплуатируемых подземных объектах, вызванные ошибками в оценке природных условий, неполнотой и недостаточной достоверностью сведений о состоянии вмещающего массива, подтверждают актуальность поставленной задачи.

Необходимая исходная информация о вмещающих массивах и характеристиках горных пород (грунтов) вследствие разнообразия горнотехнических объектов по отраслевой принадлежности, назначению, объемно-планировочным, конструктивно-технологическим решениям и условиям размещения в подземном пространстве и др. нормируется в многочисленных нормативных документах.

Нормативные документы и специальные методики, регламентирующие инженерно-геологическую оценку вмещающего массива и физических свойств горных пород (грунтов), целесообразно подразделить на две группы:

- 1 – материалы, нормирующие качественные оценки инженерно-геологических ситуаций;
- 2 – материалы по количественной оценке вмещающего массива.

Обобщенный принцип качественного подхода к изучению инженерно-геологических ситуаций состоит в определении категорий сложности инженерно-геологических условий.

В соответствии с категорией сложности определяются состав, объем и методики инженерно-геологических изысканий по стадиям: 1 – предпроектная; 2 – проектная; 3 – строительство, эксплуатация и ликвидация возведенного объекта.

Как правило, на предпроектной стадии (стадии обоснования замысла) по материалам изысканий прошлых лет формулируется рабочая гипотеза об инженерно-геологических условиях исследуемой территории и устанавливается категория сложности этих условий. Между тем практикуемая инженерно-геологическая съемка городских территорий в масштабах 1:25000; 1:10000 (площадки) и 1:50000; 1:25000 (полосы трассы линейных сооружений) не дает надежной информации для оценки категории сложности конкретного объекта. Более того, в условиях высокой изменчивости грунтового массива при обосновании замысла по материалам прошлых лет фактически исключается адекватность назначаемых конструктивно-технологических решений существующей инженерно-геологической ситуации. Следовательно, оценка эффективности инвестиций в строительство подземных объектов на этой стадии может привести либо к чрезмерным ожиданиям со стороны инвестора, либо к кажущейся бесперспективности инвестиционного проекта и неоправданному отказу от его реализации.

Основу геомеханического информационного обеспечения для стадии «проектирование горнотехнического объекта» составляют результаты инженерно-геологических изысканий, лабораторных и промышленных испытаний, статистическая обработка получаемой геомеханической информации. При этом качественные оценки вмещающего массива, горных пород и грунтов, способствуя рациональному планированию объема и характера изысканий, выявлению сомнительных данных, необходимости их проверки и корректировки, являются обязательной и неотъемлемой частью общей системы получения достоверной геомеханической информации.

В практике горного дела и гидротехнического строительства для геомеханического анализа вмещающих массивов и выбора технических решений широко используются методы нечеткой логики, базирующиеся на системах экспертных показателей, характеризующих состояние и свойства массива, например [1, 2, 3, 4, 6, 7]. Достоинства этих систем – простота, оперативность, адекватность, наличие количественных оценок – позволяют при минимальных затратах резко повысить результативность инженерно-геологического обеспечения подземного строительства, причем в предпроектной стадии при обосновании замысла и на стадии строительства внедрение методов нечеткой логики, дополняющих традиционные материалы, приобретает особое значение.

Количественная оценка вмещающих грунтовых массивов регламентируется ГОСТ 20522-96 [5]. Нормируются две группы задач:

1 – статистическое разделение вмещающих массивов на условно однородные участки – основные грунтовые единицы,

2 – статистическая обработка результатов изысканий и испытаний для оценки неоднородности, определения нормативных и расчетных значений характеристик грунтов.

Действующие методики разделения массивов на условно однородные участки предусматривают получение оценочных показателей по комплексу физико-технических свойств грунтов или по какому-либо одному свойству. В указанных источниках методологической базой является математическая статистика. На этой основе выделяются инженерно-геологические или расчетные фунтовые элементы (ИГЭ и РГЭ), устанавливаются физические и механические характеристики, подразделяемые на нормативные и расчетные. Использование последних регламентируется нормативными документами по проектированию и строительству объектов подземного строительства.

ИГЭ – основная грунтовая единица инженерно-геологической схематизации грунтового объекта. За ИГЭ принимают некоторый объем грунта одного и того же происхождения и вида при условии, что значения характеристик грунта изменяются в пределах элемента случайно (незакономерно) либо наблюдающаяся закономерность такова, что ею можно пренебречь. Расчетный грунтовый элемент (РГЭ) – основная грунтовая единица, выделяемая с учетом применяемого при проектировании грунтового объекта расчетного или экспериментального метода. За РГЭ принимают некоторый объем грунта не обязательно одного и того же происхождения и вида, в пределах которого нормативные и расчетные значения характеристик по условиям применяемого при проектировании грунтового объекта расчетного или экспериментального метода могут быть постоянными или закономерно изменяющимися по направлению.

По [1] границы ИГЭ или РГЭ устанавливаются по коэффициентам вариации характеристик грунта, причем допустимые значения коэффициентов вариации, определяющие однородность выделяемого участка, принимаются равными 0,15 – для физических характеристик и 0,30 – для механических. Допустимые значения коэффициента вариации можно рассматривать в качестве предельной характеристики изменчивости грунта. ИГЭ наделяют постоянными нормативными и расчетными значениями характеристик, получаемыми делением нормативных на коэффициенты безопасности по грунту, устанавливаемые с достоверностями 0,95 (при расчете несущей способности объекта), 0,85 (при расчете объекта по деформациям), 0,99 (в особо ответственных ситуациях).

Описанные методы базируются на нормальном законе распределения случайных чисел. Между тем на практике установили, что изменчивость массива далеко не всегда подчиняется нормальной закономерности. В силу указанных обстоятельств, методика статистической обработки результатов испытаний грунтов по ГОСТ 20522-96, постулирующая нормальность распределения выборок и предусматривающая определение расчетной характеристики грунта, может привести к существенным ошибкам вплоть до полной недостоверности оценивания.

В результате исследований, проведенных в соответствии с выдвинутым подходом, было установлено:

1. Статистическое оценивание свойств грунтов в контексте реализации метода Монте-Карло должно выполняться дифференцированно: при обработке непосредственных измерений на основе универсального закона Грамма-Шарлье – по четырем статистикам (среднее выборочное, стандарт, асимметрия и эксцесс); для характеристик, определяемых путем регрессионного анализа с использованием нормального распределения и распределения Вейбулла – по двум статистикам (среднее выборочное и стандарт); вычисляемые характеристики – функции случайных аргументов –

целесообразно формировать в случайные массивы в ходе имитационного моделирования конкретной инженерной задачи.

2. Непараметрические методы (критерии «знаков», «серий», « U -критерий Уилкоксона, Манна, Уитни», критерии Смирнова и « ω^2 – омега-квадрат», ранговая корреляция по Спирмену, исключение возможных ошибок, оставшихся после анализа опытных данных по неравенству Бьенэмэ – Чебышева и др.), реализованные в едином комплексе с методом Монте-Карло, позволяют существенно повысить надежность и достоверность статистического оценивания характеристик грунтов различной степени сложности.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Болотин, В. В. Статистические методы в строительной механике / В. В. Болотин. – М.: Изд-во литературы по строительству, 1965. – 279 с.
2. Борисов, В. А. Вероятностный анализ параметров тампонажных завес / В. А. Борисов, Б. Д. Половов // Известия вузов. Горный журнал. – 2004. – № 1. – С. 18-25.
3. Булычев, Н. С. Механика подземных сооружений / Н. С. Булычев. – М.: Недра, 1982. – 272 с.
4. Вентцель, Е. С. Теория вероятностей / Е. С. Вентцель. – М.: Высшая школа, 1998. – 576 с.
5. ГОСТ 20522-96. Грунты. Методы статистической обработки результатов. – М.: МНТКС, 1996. – 23 с.
6. Половов, Б. Д. Проблема освоения подземного пространства крупных промышленных центров Урала / Б. Д. Половов // Известия вузов. Горный журнал. – 1994. – № 9-10. – С. 89-92.
7. Руководство по составлению схем комплексного использования подземного пространства крупных и крупнейших городов. – М.: Стройиздат, 1978. – 75 с.

УДК 622. 831. 325: 550: 34

МЕТОДИЧЕСКИЙ ПОДХОД К ОЦЕНКЕ УДАРООПАСНОСТИ РУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

БЛИНОВ Е. Ф.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Вопрос установления склонности месторождения к горным ударам является комплексным. Некоторые из горных пород месторождения могут обладать свойствами неупругого деформирования, а другие – высокой степенью упругости и хрупкости. Кроме того, одна и та же порода, в зависимости от условий нагружения и уровня нагрузок, может быть совершенно безопасной или чрезвычайно опасной.

На первом этапе исследований проводятся лабораторные испытания на нагрузочных устройствах образцов горных пород для определения их склонности, то есть потенциальной способности к накоплению упругой энергии и разрушению в форме горного удара.

Кроме того при выявлении склонности производится оценка величины возможных концентраций напряжений, возникающих при ведении горных работ в условиях разработки данного месторождения. Возможный уровень нагрузок определяется сочетанием горно-геологических и горнотехнических факторов. Прежде чем дать оценку напряженности уровню нагрузок, которые будут возникать при проведении горных работ на проектируемых глубинах, необходимо определить деформационные хрупко-упругие характеристики пород месторождения. Лабораторные испытания горных пород на нагрузочных устройствах с измерением их деформационных показателей позволяют определить основные характеристики процесса динамического разрушения – хрупкость и упругость.

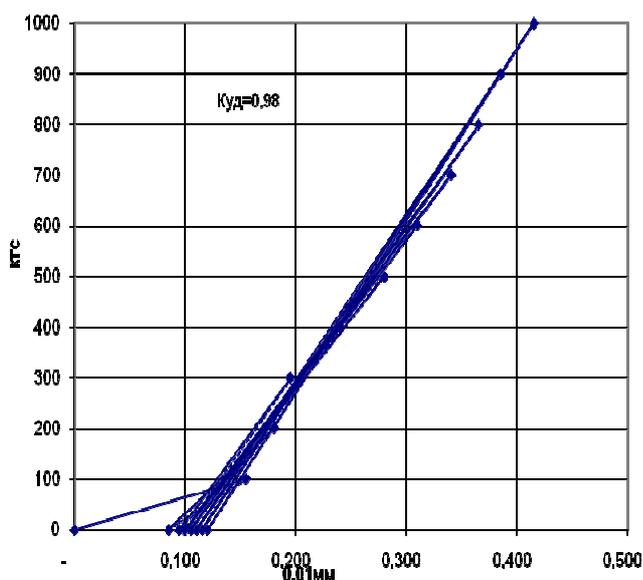
Целью исследований является оценка склонности горных пород по их упругим характеристикам. В соответствии с общепринятыми критериями, склонными к горным ударам считаются горные породы, у которых отношение упругих деформаций к полным больше или равно 70 % при нагрузках, превышающих 80 % от разрушающих. То есть при деформационном коэффициенте удароопасности $K_{уд} \geq 0,7$ порода и руда считаются склонными к горным ударам.

Для проведения испытаний были отобраны образцы пород и руд, являющихся наиболее представительными для Юбилейного месторождения. С горизонта -280 м карьера (II залежи) были отобраны штуфы медно-колчеданной руды. Из контрольно стволовых скважин, пробуренных в местах заложения стволов для испытаний, взят керн: с глубины 741 м – прожилково-вкрапленная сульфидная руда, с глубины 991 м – риолит, с глубины 932 м – дацит.

Деформационные испытания образцов под нагрузкой проводились на приборе-пробнике БУ-39 конструкции ВНИМИ. При испытании производили несколько циклов «нагрузка-разгрузка» до разрушения образца. Разрушения образцов риолита, медно-колчеданной и прожилково-вкрапленной сульфидной руд происходило в динамической форме и сопровождалось резким звуковым эффектом, разбросом кусков руды.

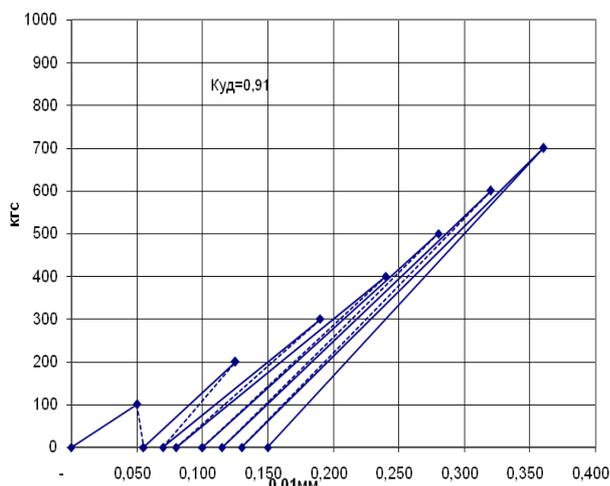
По результатам, полученным при испытаниях образцов на приборе БУ-39, построены графики в осях «деформация – нагрузка» и рассчитаны значения коэффициента удароопасности. Полученные значения коэффициентов удароопасности в большинстве случаев превышают критические значения.

Результаты определения коэффициента удароопасности по всем испытаниям для медно-колчеданной руды $K_{уд. ср.}=0,8$ (при разбросе $K_{уд}$ от 0,59 до 0,91), для прожилково-вкрапленной сульфидной руды $K_{уд. ср.}=0,94$ (при разбросе $K_{уд}$ от 0,81 до 1) (рис. 1), для риолита $K_{уд. ср.}=0,88$ (при разбросе $K_{уд}$ от 0,85 до 0,91) (рис. 2), для дацита $K_{уд. ср.}=0,65$ (при разбросе $K_{уд}$ от 0,53 до 0,78). То есть, в соответствии с критериями удароопасности, риолиты, медно-колчеданные и прожилково-вкрапленные сульфидные руды по способности к накоплению упругой энергии являются склонными к горным ударам. Дацит не относится к склонным к горным ударам, так как среднее значение коэффициента не достигает критериального значения удароопасности.



Шахтный клетевой ствол, скважина № 2; глубина 740,5-742,0 м; образец № 3			
Порода	Испытательная нагрузка, P , кгс	Изменение деформаций, сближение инденторов, мм	
		полная деформация	остаточная деформация
		средн.	средн.
Прожилково-вкрапленные сульфидные руды	100	0,155	0,085
	200	0,18	0,095
	300	0,195	0,1
	400	0,24	0,1
	500	0,28	0,1
	600	0,31	0,1
	700	0,34	0,105
	800	0,365	0,11
	900	0,385	0,115
	1000	0,415	0,12

Рис. 1. Испытания прожилково-вкрапленной руды



Порода	Испытательная нагрузка, P , кгс	Изменение деформаций, сближение инденторов, мм	
		полная деформация	остаточная деформация
		средн.	средн.
Риолиты светло-серого цвета	100	0,050	0,055
	200	0,125	0,070
	300	0,190	0,080
	400	0,240	0,100
	500	0,280	0,115
	600	0,320	0,130
	700	0,360	0,150

Рис. 2. Испытание риолита светло-серого цвета

Таким образом, основные разновидности руд и пород обладают высокими упругими свойствами и способностью к хрупкому разрушению, то есть имеют склонность к динамическому разрушению. Для подтверждения этого проведем анализ материалов геологических скважин.

Анализ кернового материала геологических скважин показал, что в отдельных скважинах отмечались участки керна с дискованием. Так, в вертикальной скважине № 1 глубиной 30 м выявлен участок белого монолитного мрамора в интервале глубин 11,4-12,1 м, где керн дискуется на «пятаки» без видимых трещин и других признаков ослабленной зоны. Это дискование на «пятаки» является характерным признаком склонности горных пород к динамическим проявлениям горного давления. В вертикальной скважине № 4, в интервале 3,6-6,5 м, так же керн разбит на «пятаки» при монолитном мраморе без видимых трещин. Это также является подтверждением склонности пород к горным ударам. Небольшая протяженность интервалов дискования указывает на наличие локальных, точечных концентраторов напряжений на участках месторождения.

Таким образом, выявление дисков – «пятаков» в интервалах глубины скважин и интервалов с разрушенным керном на участках, не ослабленных трещиноватостью, указывает на склонность пород и руд к упругому сжатию и хрупкому разрушению и наличию повышенных концентраций напряжений на отдельных локальных участках, что подтверждает склонность месторождения к горным ударам.

Для определения напряженного состояния вокруг выработанного пространства на этапе завершения открытых и подземных работ рудника «Юбилейный» был применен программный комплекс FEM, разработанный ИГД УрО РАН и предназначенный для решения плоских и объемных задач теории упругости и пластичности методом конечных элементов.

Сравнительный анализ распределения напряжений указывает на то, что в пределах горного отвода на некоторых участках концентрация напряжений достигает предела прочности основных пород и руд месторождения. То есть при используемой системе разработки и принятом порядке ведения горных работ на отдельных участках напряжения будут достигать предельных значений, и возможны разрушения отдельных участков массива, в том числе и в форме горных ударов.

На основании проведенных исследований, данных по керновому бурению, данных программного комплекса FEM и испытаний образцов на деформируемость прибором-пробником БУ-39, месторождения относят к категории «Опасно» по горным ударам. Составляют рекомендации по прогнозированию и предотвращению горных ударов для данного месторождения.

Представленный методический подход применим к использованию на других рудных месторождениях.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ РАЗРАБОТКИ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

ПЬЯНКОВ Д. А.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

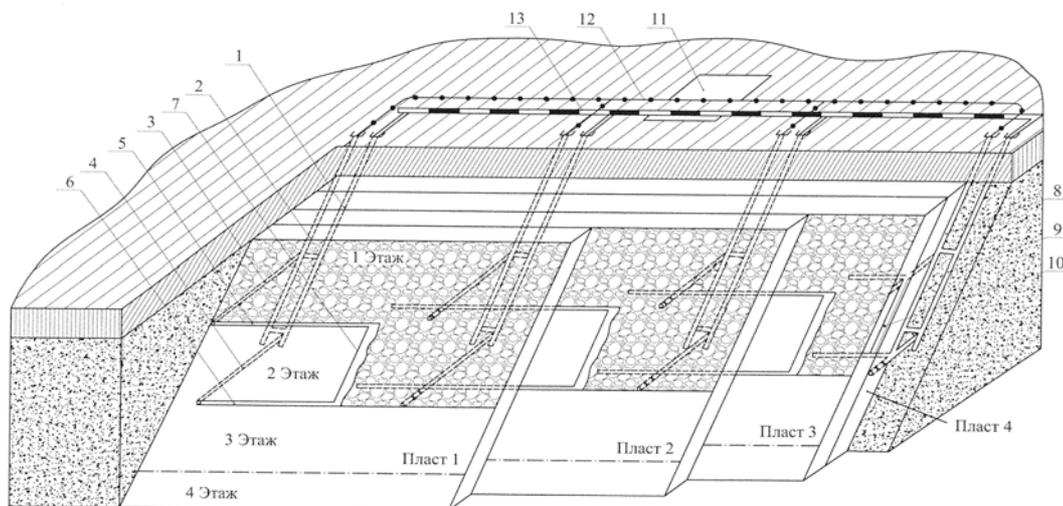
На современном этапе развития рыночной экономики прослеживается картина слабой инвестиционной базы. Традиционные способы добычи угля подземным способом всегда требовали огромных капитальных вложений, из-за чего затягивались сроки строительства и ввода в эксплуатацию шахты. При небольшой производительности очистных забоев мощность шахты может быть увеличена только за счет большого числа одновременно действующих забоев. Это обусловило применение этажей повышенной высоты с разделением их на подэтажи, отработку пластов в определенных горно-геологических условиях «большими выемочными полями» — панелями, расчленение шахтных полей на блоки с обособленным проветриванием.

Все эти мероприятия позволили достичь желаемых результатов, но вместе с тем они привнесли в технологию известные недостатки, вызванные довольно разветвленной сетью вскрывающих и подготовительных выработок.

Применяя способ разработки автономными блоками, по схеме «шахта – пласт», можно решить сложные вопросы технологии подземной добычи каменного угля.

Сущность предлагаемого способа разработки заключается в том, что шахтное поле по простиранию пластов делят на блоки, которые вскрывают, подготавливают и обрабатывают обособленно. В каждом блоке организуют автономные системы транспорта, проветривания и водоотлива. Объединение выемочных полей в одно крупное горнодобывающее предприятие осуществляют единым магистральным транспортом на поверхности и центральной промплощадкой, на которой сосредоточены все вспомогательные службы.

Вскрытие блоков осуществляют наклонными стволами (см. рисунок).



Общая схема разработки угольных пластов по технологии автономных блоков:

1 – главный наклонный ствол; 2 – вспомогательный ствол; 3 – блоковый вентиляционный квершлаг; 4 – блоковый конвейерный квершлаг; 5 – вентиляционный штрек; 6 – конвейерный штрек; 7 – лава; 8 – монтажный ствол; 9 – углубочный ствол; 10 – разрезная печь (монтажная камера); 11 – поверхностный технологический комплекс; 12 – монорельсовый транспорт на поверхности; 13 – конвейерный транспорт на поверхности

Количество наклонных стволов и расстояния между ними зависят от многих горно-геологических и технико-технологических факторов, и в каждом конкретном случае должны определяться на основании оптимизационных расчетов.

В каждом блоке по нижнему пласту свиты или по породам лежачего бока проводят два ствола: главный и вспомогательный. Квершлагги пересекают всю свиту пластов. По пластам угля проводят конвейерные и вентиляционные штреки, оконтуривающие выемочные столбы.

Отработку пластов осуществляют длинными столбами по простиранию по схеме лава — этаж. При этом каждый пласт по всей длине шахтного поля вынимается одним очистным забоем. Лава движется от одной границы шахтного поля до другой без перемонтажа добычного оборудования. К моменту перехода очистного забоя в следующий блок в нем по соответствующему пласту должны быть пройдены конвейерный и вентиляционный штреки. При значительных расстояниях между блоковыми стволами штреки могут быть пройдены встречными забоями.

Вентиляционные штреки при подготовке второго и всех последующих этажей проводят на границе с выработанным пространством, т. е. «в присечку». При отработке мощных пластов, а в определенных условиях и пластов средней мощности, когда эти штреки трудно поддерживать на большой длине, они могут быть пройдены полевыми и соединяться с пластовыми штреками промежуточными квершлаггами.

Если пласты в шахтном поле пересечены геологическими нарушениями, переход которых без перемонтажа выемочного оборудования затруднен, или значительные изменения элементов залегания пластов в направлении их простирания обуславливают применение на отдельных участках различного выемочного оборудования, то границы блоков приурочивают к этим нарушениям, а отработку пластов без перемонтажа оборудования осуществляют в пределах одного или нескольких блоков.

Монтаж оборудования очистных забоев осуществляют в разрезной печи (монтажной камере), пройденной у одной из границ шахтного поля. Для доставки оборудования в монтажную камеру проводят наклонный ствол (назовем его монтажным). Параллельно монтажному проводят углубочный ствол, который также обслуживает проходку квершлаггов и штреков, проводимых в первом блоке.

Уголь, отбитый в очистном забое, транспортируют по конвейерному штреку, квершлаггу и наклонному стволу на поверхность, далее конвейерами, установленными на поверхности — на центральную промплощадку или обогатительную фабрику. В районах с суровыми климатическими условиями или при использовании поверхности под сельскохозяйственные угодья транспортные устройства (конвейеры, шахтный водоотлив и др.) могут быть размещены в траншее, которая после монтажа оборудования и установки перекрытий засыпается, а поверхность рекультивируется.

В качестве вспомогательного транспорта целесообразно использовать монорельсовые локомотивы (аккумуляторные или дизельные). Монорельсовый транспорт обеспечивает возможность доставки материалов, оборудования и людей непосредственно с центральной промплощадки до любого очистного или подготовительного забоев без перегрузок и пересадок.

Проветривание выработок каждого выемочного поля осуществляется обособленно, отдельной вентиляционной установкой. При этом предельно упрощается схема проветривания: воздух поступает по вспомогательному стволу, по квершлаггу, конвейерному штреку, омывает очистной забой и возвращается на поверхность по вентиляционному штреку, вентиляционному квершлаггу и главному стволу.

Водоотлив осуществляется также самостоятельно в каждом блоке. Для этих целей у блоковых стволов сооружают водоотливной комплекс на каждом этаже. При углубке стволов сразу на два этажа насосные камеры и водосборники сооружаются общими для двух этажей.

Одним из главных достоинств предлагаемого варианта разработки пластовых месторождений является возможность использования этой системы в качестве комбинированной работы при доработке запасов ниже контура угольных разрезов.

В рассматриваемой схеме вскрытия и подготовки шахтного поля отсутствуют такие дорогостоящие выработки, как этажные или магистральные штреки, разветвленные околоствольные двory, участковые или панельные бремсберги и уклоны с ходками, поэтому капитальные затраты на строительство шахты окажутся значительно меньшими, особенно первоначальные. Поверхностный технологический комплекс упрощается, а стоимость его будет ниже, поскольку отсутствуют подъемные машины, копры, бункеры и др.

Капитальные затраты на развитие горных работ будут вкладываться более равномерно и небольшими частями, при этом срок строительства шахты незначительный.

Для того чтобы сдать шахту в эксплуатацию, достаточно пройти стволы только в одном блоке на величину первого этажа, пересечь свиту этажными квершлагами, оконтурить пласт штреками и соединить их разрезной печью. Выработки в остальных блоках проводят ко времени подхода к ним очистного забоя по первому пласту.

Расходы на поддержание выработок также будут незначительные, так как срок службы штреков небольшой, а все остальные выработки пройдены полевыми, вне зоны влияния очистных работ.

В данной схеме отсутствуют расходы на транспорт угля вниз по наклонным выработкам. Создаются условия применения полной конвейеризации транспорта угля от забоя до промплощадки и условия доставки материалов, оборудования и людей до любого забоя без перегрузок и пересадок.

Отсутствие целиков угля около подготовительных выработок обеспечивает наибольшую полноту выемки полезного ископаемого и устраняет источник возникновения эндогенных пожаров.

В данной схеме предусматривается работа только одного очистного забоя в блоке, что позволит достичь высокой его производительности.

Увеличивается надежность технологического процесса шахты в целом, так как при выходе из строя одного блока остальные будут работать нормально.

Недостатком данной технологии является то, что необходимо наличие нескольких вентиляционных установок и насосных станций для откачки воды, что приводит к некоторому увеличению эксплуатационных расходов. Но доля этих расходов в формировании общей себестоимости добычи угля невелика и не может существенно повлиять на эффективность отработки шахтных полей системой шахта – пласт. Для максимально эффективного процесса извлечения угля стоит задача оптимизации ведения горных работ, зависящих от горно-геологических условий, механизации, требуемых объемов и т. д.

УДК 622.1:004

ПРОИЗВОДСТВО МАРКШЕЙДЕРСКИХ РАБОТ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СОВРЕМЕННЫХ ГИС ТЕХНОЛОГИЙ

ЧИНЯЕВ Н. М., ГОЛУБКО Б. П.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В современных условиях рыночной экономики научно-технический прогресс в горнодобывающей промышленности во многом связан с автоматизацией маркшейдерского информационного обеспечения горных работ на всех стадиях промышленного освоения месторождений полезных ископаемых.

Учитывая то обстоятельство, что данные этой службы являются источником первичной информации о геометрии горных выработок, темпах и характеристиках вскрышных и добычных работ, количественных и качественных показателях добытого полезного ископаемого, можно говорить о том, что именно здесь находится начало информационных потоков, и от качества именно этой информации во многом зависит эффективность работы предприятия в целом.

Особенностью работы маркшейдерской службы является необходимость оперирования большими объемами разнородной информации, накапливаемой десятками лет. Это и данные полевых измерений, и их производные – координатная основа предприятия, и большие массивы пространственно связанной численной информации и, наконец, графическая документация самого различного характера. Совместный анализ всех этих данных является очень трудоемким и скрупулезным процессом, где компьютерные технологии и могут принести наибольший эффект, взяв на себя стандартные операции и вычисления, снизив вероятность субъективных ошибок и обеспечив надежное хранение и быстрый доступ к большим массивам данных.

Основой эффективного функционирования автоматизированной системы маркшейдерских работ является комплексная автоматизация, решение вопросов рациональной организации сбора первичных данных, единая информационная база и модульное построение функциональных задач, позволяет создать рациональную структуру обработки первичных данных.

Единую информационную базу и модульное построение функциональных задач обеспечивает комплекс программ AutoCAD AutoCAD Civil 3d и AutoCAD GeoniCS Civil.

AutoCAD Civil предоставляет функциональные и инструментальные средства, необходимые на всех этапах выполнения камеральных работ, а именно:

- многопользовательский доступ к проекту и его элементам;
- возможность быстрой разработки, оценки проекта и подготовки выходной документации;
- модель динамического проектирования, содержащая основные элементы геометрии и поддерживающая интеллектуальные связи между объектами (точки, поверхности, земельные участки, дороги и планировка);
- поддержка чертежных стандартов и стилей;
- автоматическое формирование планов.

Для создания планиметрических данных, их импорта и управления ими в AutoCAD Civil 3d используется координатная геометрия. Кроме того, имеются прозрачные команды, которые создают из этой геометрии точные объекты. Так, например, при создании геоточек прозрачные команды Civil 3d предоставляют пользователю возможность задавать их расположение через азимуты и расстояния, пикетажные смещения, абсциссу и ординату.

Модели сложных поверхностей в Civil 3d поддерживают динамические связи с исходными данными – горизонталями, характерными линиями, моделями коридоров и объектами профилирования. Сформированная поверхность используется для отображения горизонталей, областей водосбора, направлений стока, результатов анализа по уклонам и высотным отметкам. Она полностью готова к визуализации. Поверхность используется в качестве основы для получения продольных и поперечных профилей, планов профилирования и коридоров. Любые изменения исходных данных приводят к автоматическому обновлению поверхностей и связанных с ними элементов проекта.

Возможность 3d визуализации модели – основа для подготовки наглядных презентаций, передаваемых инспекционным органам и инвесторам. Предназначенные для этого функции AutoCAD Civil 3d экономят время проектировщиков и гарантируют реалистичность получаемых изображений.

Программа автоматически формирует рабочую документацию, в том числе снабженные подробными пояснениями чертежи продольных и поперечных профилей, а также ведомости земляных работ. Основанная на стилях графическая среда AutoCAD Civil 3d помогает автоматизировать получение типовых рабочих чертежей с соблюдением всех стандартов. Связь чертежей с моделью и друг с другом обеспечивается через внешние ссылки и ярлыки к данным. Вся рабочая документация имеет в своей основе единую модель. Если модель изменяется, чертежи быстро приводятся в соответствие ее новому состоянию.

GeoniCS Civil – это программный продукт, работающий на платформе AutoCAD Civil 3d, позволяющий создавать модели поверхностей и работать с ними, используя средства и возможности программы AutoCAD Civil 3d. Прикладной пакет реализует функции модулей «Ситуация» и «Генплан» программного комплекса GeoniCS Топоплан-Генплан-Сети-Трассы.

Программа GeoniCS Civil дополняет функционал пакета AutoCAD Civil 3d спецификой российского проектирования и оформления выходных чертежей в соответствии с ГОСТ и СНиП.

AutoCAD Civil 3d содержит основные элементы геометрии, поддерживает интеллектуальные связи между объектами (точки, поверхности, земельные участки и т. д.) и оптимизирует все процессы, связанные с построением трехмерных моделей поверхности, а GeoniCS Ситуация Генплан обеспечивает все необходимое для оформления планшетов и решения задач генерального плана.

Построение трехмерных моделей поверхностей и работа с ними в программе GeoniCS Civil осуществляются с использованием возможностей AutoCAD Civil 3d.

Правильность построения 3d модели существующего рельефа можно проверить с помощью трехмерной визуализации или при просмотре сечений по произвольной линии.

Средства редактирования и отображения модели рельефа предоставляют ряд уникальных возможностей:

- автоматическая генерация виртуальных горизонталей при операциях редактирования модели (переброс ребер, изменение отметки и перемещение узла, вставка и удаление точек и граней) позволяет оперативно контролировать правильность внесенных изменений;
- локальная реструктуризация построенной поверхности с помощью структурных линий различных типов делает триангуляцию управляемой: возможна «проводка» структурных линий по

уже построенной триангуляции, что очень удобно при моделировании техногенных элементов рельефа;

– построение горизонталей различной степени сглаженности, простановка на них надписей и берг-штрихов.

В состав модуля GeoniCS Ситуация включен функциональный раздел «Топознаки», который позволяет работать с полной библиотекой отечественных условных знаков (точечных, линейных, площадных), а также включает средства их отрисовки (сколка), редактирования (накладка) и замены.

Модуль GeoniCS Генплан, работающий с моделью рельефа, построенной в AutoCAD Civil 3d, состоит из разделов «Горизонтальная планировка», «Вертикальная планировка», «Благоустройство и озеленение». Функциональный инструментарий каждого из разделов предназначен для решения задач проектирования генеральных планов. Модуль обеспечивает полное соответствие требованиям ГОСТ.

Инструменты раздела «Горизонтальная планировка» позволяют быстро отрисовать элементы горного производства, проставить необходимые координаты и размеры. Все функции высокоинтеллектуальны и соответствуют требованиям нормативных документов. Горизонтальная планировка оформляется в соответствии с действующими российскими нормативами. В выходных чертежах заполняются все необходимые штампы и экспликации, а при необходимости производится автоматическая разбивка на листы заданного формата.

Для задач вертикальной планировки в GeoniCS Civil используется метод проектных («красных») горизонталей, который дает наглядное представление о проектируемом рельефе. В раздел «Вертикальная планировка» включен функционал, обеспечивающий работу с опорными точками, то есть решение для вертикальной планировки методом уклонов/расстояний. Для удобства пользователя опорные и Civil-точки синхронизируются, параметры синхронизации задаются в установках вертикальной планировки.

Civil-точки автоматически добавляются при добавлении опорных точек, а при изменении (переносе) или редактировании (изменении «красной» отметки) опорных точек Civil-точки изменяются (переносятся) и редактируются (изменяются «красные» отметки).

Таким образом, при построении проектного рельефа модуль GeoniCS Генплан гибко сочетает методы опорных точек и «красных» горизонталей: модель может быть построена по опорным точкам и структурным линиям или по опорным горизонталям средствами Autodesk Civil 3d. Для более подробной проработки «красного» рельефа вы можете по вашему усмотрению перемещать на чертеже опорные «красные» горизонталю – модель проектируемой поверхности будет перестроена.

Объем земляных работ в программе GeoniCS Civil подсчитывается по участкам (квадратам). Для этого в программе строят (разбивают) сетку квадратов со сторонами, равными 20 м (при больших площадях и пологом рельефе стороны квадратов могут быть увеличены до 50 м, а при сложном рельефе – уменьшены до 10 м). Объемы подсчитываются для каждой геометрической фигуры, внизу обрисовывается таблица с объемами работ по квадратам.

Для подсчета картограммы в углах квадратов автоматически выписываются исходные («черные») и проектные («красные») отметки, полученные методом интерполяции, а также рабочие отметки, затем отрисовывается линия нулевых работ. Картограмма соответствует требованиям отечественных СНиПов, а чертеж оформляется в принятой в России форме.

АВТОМАТИЗАЦИЯ МАРКШЕЙДЕРСКИХ РАБОТ ПРИ ДОБЫЧЕ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

ЧЕРНЫХ М. Л., ГОЛУБКО Б. П.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Важнейшей задачей маркшейдерии при добыче строительных материалов, таких как песок, глина, щебень, является учет полезного ископаемого, а именно подсчет объемов добытого сырья, как в процессе разработки месторождения, так и в процессе экскавации. Для этого используются современные методы автоматизации маркшейдерских работ.

Программные продукты, такие как комплекс Credo, MapInfo и AutoCAD, используются для того, чтобы каждый инженер-маркшейдер, изыскатель, рядовой проектировщик и ГИП, используя компьютерные возможности, мог с легкостью и с минимальными затратами времени решить любую инженерную задачу. Мы можем построить цифровую модель местности, где каждый слой ЦММ будет нести свою информацию о рельефе, гидрологии, растительности объекта, что облегчит работу при проведении проектных или реконструкционных работ. Качество, полнота и достоверность изысканий гарантируется применением современных электронных и лазерных приборов последних модификаций и высококачественной обработкой полученных «сырых» данных.

Рассмотрим применение вышеупомянутых программ на примере Приобского месторождения песка, которое обрабатывается гидромеханизированным способом при помощи земснаряда «180-60» с грунтовым насосом «ГрУ-2650/75» (рис. 1).



Перед нами стояла задача – вычислить объем намывного песка за 3 месяца работы (с апреля по июль 2008 г.). От наших результатов напрямую зависит зарплата бригады рабочих, обслуживающих это месторождение.

Рис. 1. Приобское месторождение песка

Перед тем, как начать намыв песка, в апреле, маркшейдерской службой предприятия была произведена топографическая съемка объекта и площадки складирования песка. По полученным данным в программном комплексе Credo, а именно в

Credo_Ter, была построена «черновая» цифровая модель местности (рис. 2), жестко привязанная в плане и по высоте к находящимся поблизости двум исходным реперам.

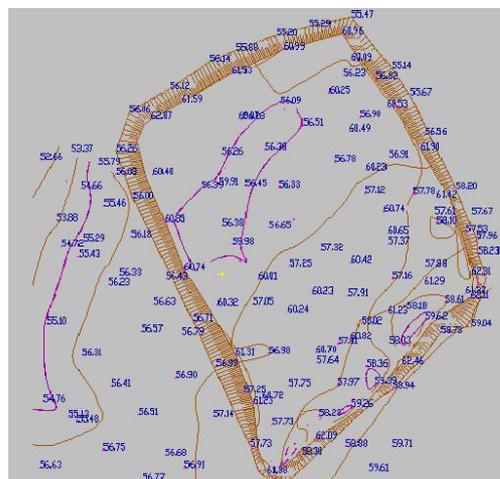
Для построения ЦММ использовались данные, полученные с тахеометра Topcon 230, которые были импортированы при помощи программы WinPrincom в Credo_Dat, где мы строго уравнивали нашу съемку и увидели точность линейных и угловых измерений.

Credo_Dat предназначена для автоматизации камеральной обработки инженерно-геодезических изысканий.

Рис. 2. «Черновая» модель местности

Решаемые задачи:

- импорт данных, полученных с электронных регистраторов и тахеометров различных типов: Sokkia, Leica, Nikon, Topcon, Zeiss;
- подготовка данных в традиционных ведомостях и журналах;
- строгое уравнивание плано-высотного обоснования с оценкой точности;



- анализ и поиск грубых ошибок в линейных и угловых измерениях и нивелировании;
- учет различных поправок (атмосферные, за кривизну земли и рефракцию, переход на поверхность относимости и др.);
- возможность экспортировать данные сразу в AutoCAD, MapInfo и ArcView;
- создается открытый обменный формат типа top.

Далее, было произведено построение цифровой модели местности.

CREDO_TER формирует цифровую модель местности (ЦММ), включающую в себя математическое представление поверхности (модель рельефа) и объектов на местности – зданий, дорог, коммуникаций и т. д.

Цифровая модель рельефа представляет собой сетку треугольников, которые строятся по зонам, выделяющим характерные участки поверхности. Цифровая модель ситуации формируется из плановых, линейных, точечных объектов. Семантическая информация об объектах местности выражается условными знаками и текстовой информацией.

Многослойность модели дает возможность совмещать существующую местность и проектные решения, представлять на ЦММ при помощи изолиний и условных знаков любую нетопографическую информацию.

После 3 месяцев работы земснаряда на Приобском месторождении песка маркшейдерская служба вновь произвела топографическую съемку штабеля. Была получена новая поверхность (новая ЦММ) рельефа – проектная, отметки которой отличаются на высоту намыва песка (рис. 3). Несложно догадаться, что объем штабеля будет заключен между двумя полученными нами поверхностями – черновой и проектной.

Рис. 3. «Проектная» модель местности

Функции системы Credo_Ter обеспечивают расчет объемов насыпи и выемки: в произвольном контуре, по сетке квадратов, с привязкой к пикетажу трассы, что позволяет определять объемы выполненных земляных работ по исполнительным съемкам, рассчитывать проектные объемы работ и т.д.

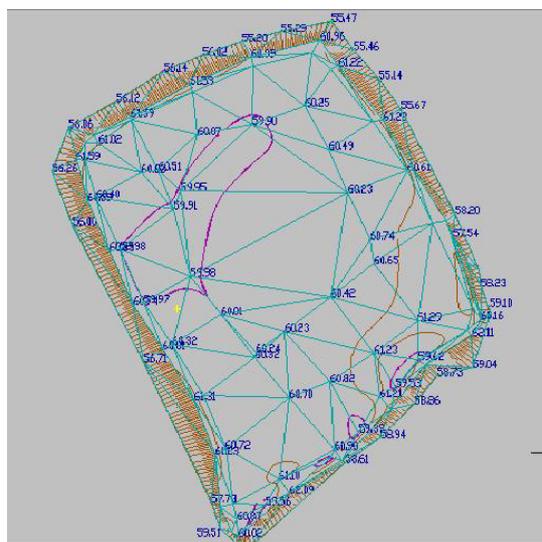
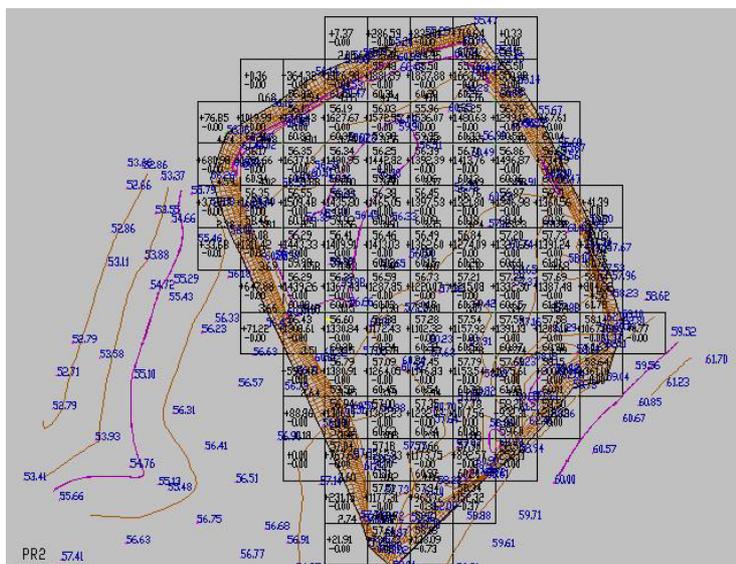


Рис. 4. Расчет объема штабеля песка по сетке с шагом 20 м



На рис. 4 представлены две наложенные друг на друга ЦММ (черновая и проектная), где объем штабеля песка рассчитывался по сетке с шагом через 20 м (шаг можно задать самому), то есть весь штабель был разбит на прямоугольные параллелепипеды, основания у которых были 20×20 метров. В каждом параллелепипеде было определено, сколько в нем находится насыпи (песка) и сколько выемки (пустоты). Объем всего штабеля равен сумме объемов насыпи каждого параллелепипеда. Все вычисления заносят

в ведомость. Объем данного штабеля составил 97155,55 м³. Объем штабеля, рассчитанный методом произвольного контура, который и используют при ручном подсчете (без разбиения на параллелепипеды), составил 97155,78 м³.

Таким образом, разница объемов штабеля песка, вычисленных двумя независимыми способами (ручным и автоматизированным), незначительна, а время, потраченное на расчеты, огромное.

Экспорт данных осуществляют в системы AutoCad и MapInfo, где результаты можно представить в виде чертежей (DXF-файлов) или ведомостей и таблиц.

УДК 622.831.325+622.363

ПРЕДОТВРАЩЕНИЕ ПРОЯВЛЕНИЙ ГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ НА ВЕРХНЕКАМСКОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ КАЛИЙНО-МАГНИЕВЫХ СОЛЕЙ

ЛОПАТИН И. В., ВАНДЫШЕВ А. М.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

На Верхнекамском месторождении существует проблема газодинамических явлений при добыче полезного ископаемого. На Первом Соликамском калийном руднике наиболее газонасыщенный карналлитовый пласт В является самым аварийным пластом, на который приходится наибольшее количество возникших аварийных ситуаций со вспышками и взрывами горючих газов. На 1 м³ породы выделяется до 0,345 м³ газов, находящихся в микротрещинах и породах между агрегатами кристаллов карналлита. Увеличение производительности комбайновых комплексов и тонкое измельчение породы способствует более полному высвобождению газов в рудничную атмосферу, это представляет опасность для здоровья машинистов комбайнов и самоходных вагонов и вынуждает разрабатывать мероприятия по предотвращению проявлений газодинамических явлений.

Одним из главных мероприятий является профилактическая обработка массива карналлитового пласта В путем взрывания зарядов ВВ в шпурах диаметром 42-44 мм и длиной 4 м. Для бурения шпуров применяются электросверла типа ЭР18Д-2М.

Особенностью данной технологии является многоцикличная организация по проходке выработок, обусловленная шагом торпедирования массива (до 4 м). При обратном порядке отработки панели первоначально проходят верхний слой выемочного штрека сечением 19,9 м² на длину 150-100 м (в обратном направлении ведения горных работ). Цикл проходки верхнего слоя выемочного штрека заключается в бурении шпуров на длину 4 м и их торпедировании, с последующей проходкой комбайном на длину 3 м.

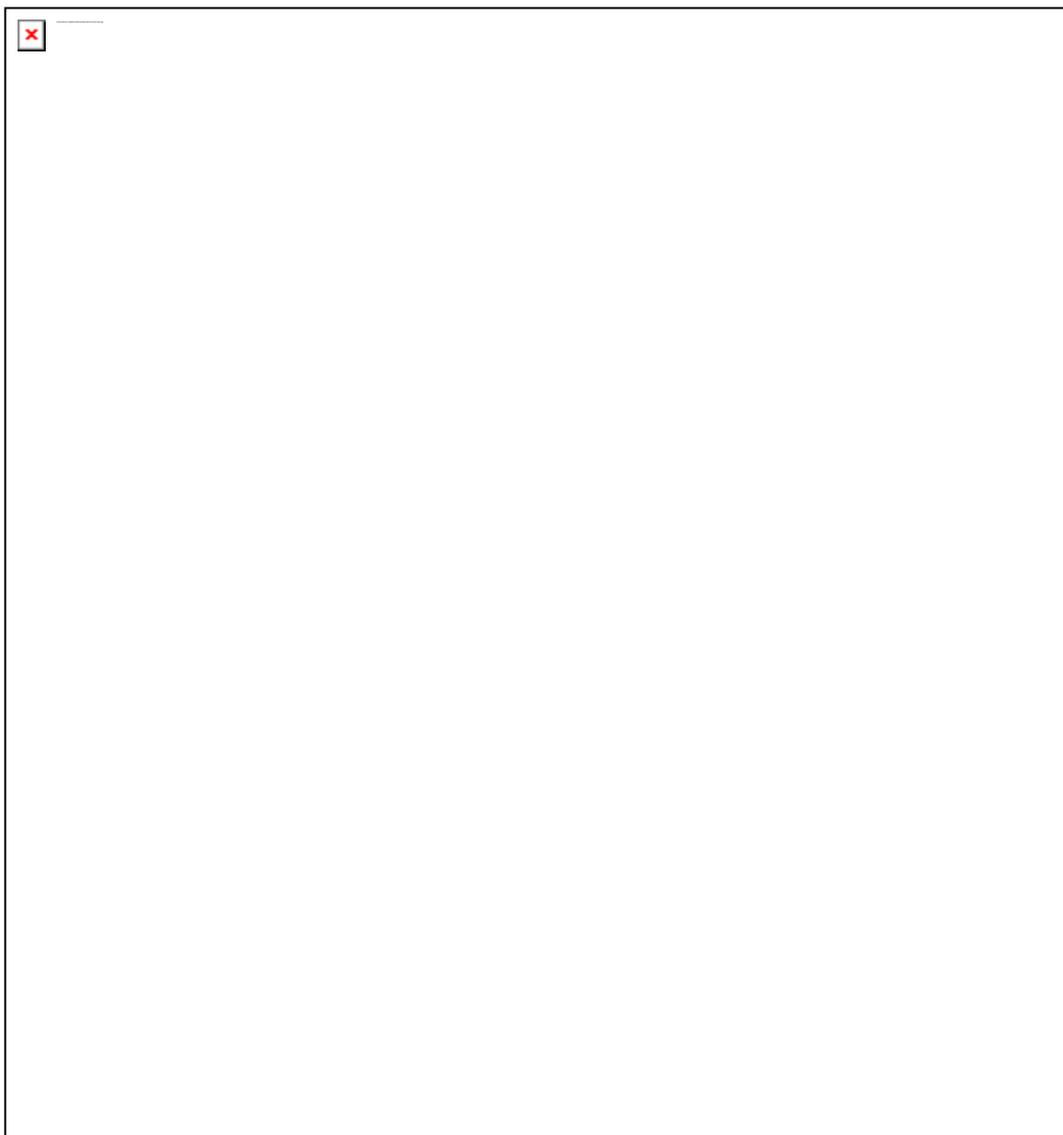
Оформление заездов в очистные камеры осуществляется одновременно при проходке верхнего слоя на глубину 8 м с бурением шпуров на длину 4 м и их торпедированием с последующей проходкой комбайном на длину 3 м.

Не позднее, чем через 45 суток после проходки верхнего слоя, но и не раньше 2, проходят нижний слой выемочного штрека на длину годового подвигания. Затем последовательно проходят разрезные выработки. Разрезные выработки выемочного блока проходят с подготовленных заездов заходками по 3 м после торпедирования 4-х метровых шпуров до сбойки с вентиляционным штреком. Вентиляционный штрек на длину выемочного блока проходят с разрезной выработки также заходками по 3 м после торпедирования 4-х метровых шпуров.

После оформления выемочного блока начинают отработку очистных камер. Верхний слой камер проходят аналогично разрезным выработкам (с торпедированием 4-х метровых шпуров и проходкой комбайном на длину 3 м). После проходки верхнего слоя отрабатывают остальные слои камеры.

При производстве взрывных работ при торпедировании шпуров используют предохранительный аммонит АП-5 ЖВ или Т-19.

Параметры торпедирования массива карналлитового пласта В представлены на рисунке.



Параметры торпедирования массива карналлитового пласта В

На большей территории месторождения пласт АБ представлен смешанными солями – сильвинит + карналлит. Установлено, что такие участки являются выбросоопасными и при доработке очистных камер по карналлитовому пласту В (при выемке последнего выемочного слоя) могут иметь места выбросов из почвы. Поэтому должна проводиться оценка выбросоопасности из почвы очистных камер, и, в случае опасности выброса, доработка камер должна вестись с применением противовыбросовых мероприятий.

В зависимости от оценки выбросоопасности разрабатываются мероприятия по их предупреждению. Сущность указанных мероприятий заключается в следующем.

Перед отработкой последнего выемочного слоя камеры, мощность которого не должна быть больше 1,2 м, с предыдущего слоя под углом 70-75° в направлении пласта АБ бурят шпуров по сетке 3×3 метра. Длина шпуров определяется из выражения, м,

$$l_{\text{шп}} = 1,15(h_{\text{пв}} + h_{\text{вз}}),$$

где $h_{\text{пв}}$ – мощность последнего выемочного слоя, м; $h_{\text{вз}}$ – мощность выбросозащитной пачки, м.

Однако данные рекомендации не учитывают степень выбросоопасности отдельных участков, что зачастую приводит к излишним затратам на бурение и взрывание шпуров. Поэтому необходимо разработать методику оценки выбросоопасности и скорректировать параметры мероприятий по предотвращению выброса газа.

РАЗМЕЩЕНИЕ ПУСТЫХ ПОРОД, ВЫДЕЛЕННЫХ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ УГЛЯ, В ШАХТЕ

ПОТАПОВ В. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В современных экономических условиях сложившееся неустойчивое положение в угольной отрасли во многом можно было бы исправить повышением внимания к научным основам рационального использования недр и совершенствования технологии разработки в направлении повышения качества добываемого угля, с размещением пустых пород в шахте.

Решение данной проблемы возможно с применением технологии подземного обогащения углей на барабанно-полочном фрикционном сепараторе (БПФС) и сепараторе по трению и упругости (СПРУТ). Установлено, что использование сепараторов позволяет выделять большое количество высокозольного продукта, который пригоден к использованию в качестве закладочного материала выработанных пространств шахты.

Для закладки в основном используется гидравлический способ. Использование пневматического способа закладки еще не получало широкого применения из-за отсутствия технологий сухого выделения высокозольных продуктов.

Рассмотрим технологию ведения работ с пневмозакладкой последовательно с процессом разделения углей по предложенной технологии управления их качеством. Для закладки требуется в основном два вида закладочных материалов: крупнозернистые – до 60 мм и мелкозернистые – крупностью 0-1,5 мм, причем верхние пределы крупности могут изменяться в зависимости от способа транспортирования: максимальный размер кусков при трубопроводном транспорте не должен превышать 2/3 диаметра трубы; содержания горючих в закладочном материале должны быть не более 20 %; предел прочности на сжатие породы должен быть не менее 25 МПа; гранулометрический состав материала должен обеспечивать требуемую усадку и плотность закладочного массива.

При пневматическом способе закладочные материалы должны быть малоабразивными с минимальным количеством пылевых фракций. Сырье для закладочного материала – пустые породы, хвосты обогащения. На рисунке приведены схемы размещения пустых пород в шахте. На рисунке, *a*, приведен план добычного участка с размещением на нем ОП и пневмозакладочной машины ДЗМ с пневмопроводом.

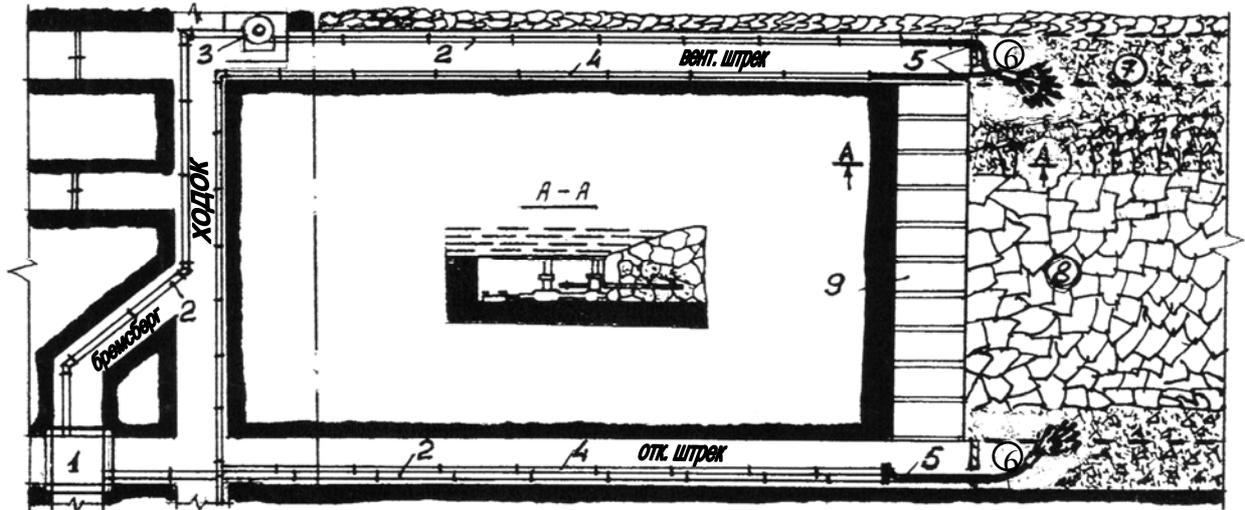
Описание технологии размещения пустых пород в пределах добычного участка*. Угольная масса из очистного забоя верхнего подэтажа транспортируется по конвейерному штреку до участкового бремсберга, где в камере УПО-1 установлена аппаратура обогащения. Горная масса попадает в барабанно-полочный фрикционный сепаратор, в котором происходит процесс обогащения. Далее обогащенный уголь скребковым конвейером по участковому бремсбергу транспортируется в бункер-гезенк с дозатором на нижней приемной площадке и грузится в вагонетки.

Пустая порода поступает в пневмозакладочную машину ДЗМ и далее с помощью сжатого воздуха по закладочному трубопроводу транспортируется в погашаемую выработку.

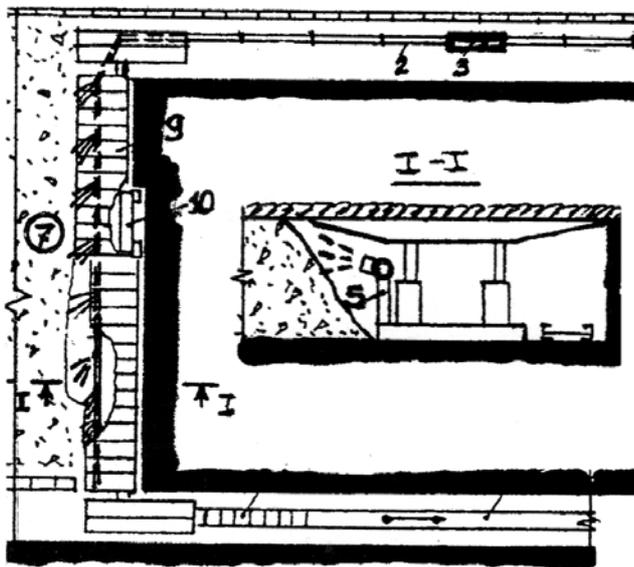
В месте установки пневмозакладочной машины сооружается аккумулирующая емкость (50-60 м³) в виде горного бункера и бункер-конвейера. Соединение труб пневмопровода быстроразъемное. На сопряжениях лавы со штреками устанавливаются телескопические секции, позволяющие укорачивать пневмопровод в подготовительной выработке при подвигании механизированного комплекса. Забойный пневмопровод крепится на специальных опорах, расположенных за ограждением механизированной крепи, и снабжен боковыми выпусками с поворотными патрубками. При заполнении погашаемого пространства породой передвигают перемычку, укорачивают часть секции трубопровода и повторяют процесс.

* Потапов, В. В. Технология разработки месторождений угля с предварительным его обогащением в подземных условиях: автореф. дис. ... канд. техн. наук / В. В. Потапов. – Екатеринбург, 2007. – 20 с.

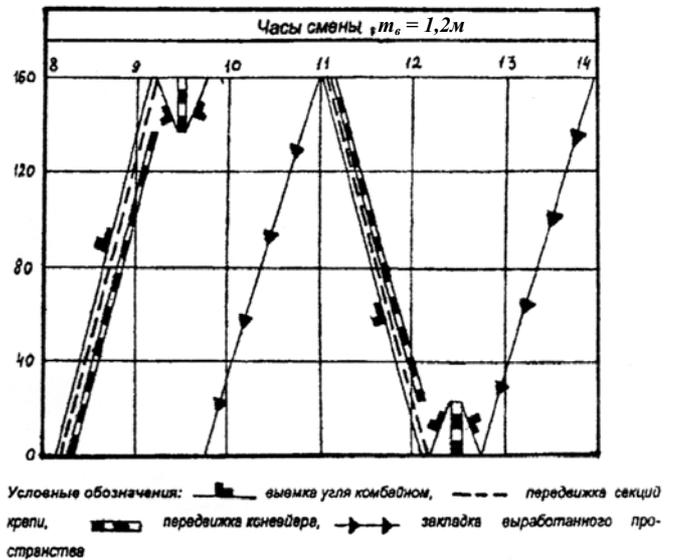
а



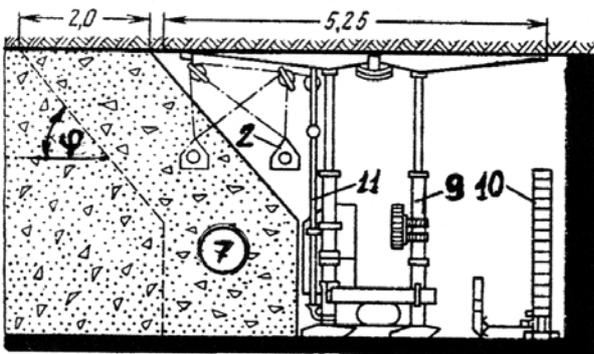
б



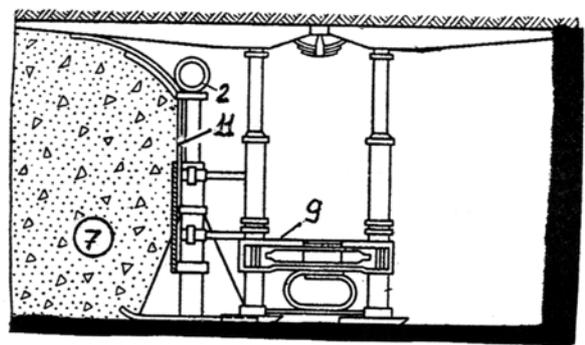
в



г



д



Технология размещения породы в шахте:

а – в зоне погашаемых выработок; б – в выработанном пространстве лавы; в – планограмма работ в лаве (пример); г – на наклонных пластах; д – на крутых пластах
 1 – узел предварительного обогащения (УПО); 2 – пневмопровод; 3 – пневмозакладочная машина в нише; 4 – водопровод; 5 – гибкие шланги; 6 – сопла; 7 – пульпа; 8 – обрушенные породы; 9 – механизированный комплекс; 10 – комбайн; 11 – ограждение; φ – угол естественного откоса

По мере подвигания очистных забоев пневматические закладочные машины переносятся вслед за ними или отстают от них.

Для подавления пыли в конце пневмопровода подсоединяется водопровод. Вода уменьшает запыленность воздуха и способствует уплотнению закладочного массива.

Размещение пустых пород на добычном участке рационально при любых способах управления кровлей: полное или частичное обрушение, полная или частичная закладка выработанного пространства. На рисунке *a* приведены примеры размещения породы в погашаемых выработках системы разработки длинными столбами с выемкой обратным ходом и полным обрушением кровли.

Порода из УПО-1 1 по пневмопроводу 2 с помощью пневмозакладочной машины 3 подается к сопряжению лавы, где гибкими шлангами 5 соединяется с водопроводом 4. С помощью сопла 6 пульпа 7 размещается в выработках и прилегающем к ним выработанном пространстве в силу того, что вблизи забоя породы кровли еще не обрушились в штатном режиме или еще недостаточно уплотнились до состояния массива. Естественно, со стороны вентиляционного штрека по падению проникновение пульпы в обрушение под действием собственного веса будет значительнее, чем со стороны откаточного штрека по восставанию. Данным способом можно разместить всю выделенную породу при ее объеме до 20-30 % от общего объема отбитой угольной массы.

Для случая, когда необходимо оставить большой объем породы в шахте, в работе приведен вариант размещения пульпы по всей длине очистного забоя с примерной планограммой организации работ (см. рисунок, *б, в*). Приведены также варианты размещения пульпы для наклонных и крутых пластов с учетом угла естественного откоса материала (см. рисунок, *г, д*).

Таким образом, выделенная порода может быть использована в качестве наполнителя при организации закладочных работ. Данная технология кроме утилизации пустых пород способствует улучшению изоляции от проникновения вредных газов из обрушения, а также повышению устойчивости элементов систем разработки. Кроме того, глинистые мелкодисперсные частицы породы в водном растворе (суспензии) с добавлением, при необходимости, антипирогенных присадок обволакивают оставшиеся угольные фракции, снижая тем самым вероятность их самовозгорания в выработанном пространстве.

Использование пневмозакладочных комплексов в технологии управления качеством углей позволяет решить ряд технологических задач: оперативно проводить утилизацию отходов в выработанные пространства; сокращать расходы, время загрузки и транспортировки породы в вагонетках к местам ее утилизации.

В целом предлагаемая технология позволит обеспечить повышение безопасности и эффективности подземных горных работ и улучшение экологической обстановки на дневной поверхности.

УДК 622.023

ВЛИЯНИЕ ВЛАЖНОСТИ НА СВОЙСТВА И СОСТОЯНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

СОКОЛОВ В. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Строительство горных выработок при освоении месторождений неизбежно связано со вскрытием водоносных горизонтов и в той или иной степени – с увлажнением пород. На макроуровне влияние влажности на свойства и состояние горных пород можно описать следующим образом. С одной стороны, замещение газа в порах и трещинах более плотным телом – водой приводит к возрастанию объемной массы горных пород и всех характеристик, связанных с распространением энергии: скорости упругих волн, электропроводности, теплопроводности и пр. С другой стороны, вода оказывает разупрочняющее действие, выраженное в ряде сопутствующих эффектов.

Адсорбируясь на поверхности трещин, пор и межзеренных контактов, молекулы воды понижают поверхностную энергию горных пород. В соответствии с теорией хрупкого разрушения (теории трещин Гриффитса), это приводит к снижению прочности пород. Заполняя трещины, вода

как практически несжимаемое тело производит расклинивающий эффект, способствуя развитию трещин при нагружении горных пород. При наличии в горной породе глинистых минералов и пропластков за счет явления набухания прочность пород снижается еще более. Попадая на контакты минеральных зерен, вода играет роль смазки, облегчая межзеренное скольжение, способствуя тем самым деформации пород.

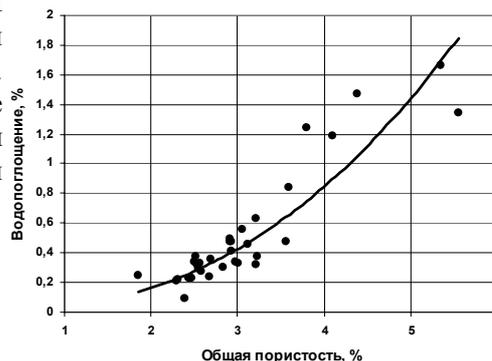
На микроуровне воздействие воды на горные породы определяется ее уникальными свойствами. В сущности, молекулу воды можно представить комбинацией ядра атома кислорода, двух протонов водорода и десяти электронов. Из-за неравномерного распределения этих компонентов в пространстве их заряды не скомпенсированы, т. е. образуется полярная среда. Поскольку у иона водорода H^+ размеры в тысячи раз меньше, чем у любых других ионов, он активно внедряется в электронные оболочки других молекул, что приводит к ослаблению связей. Энергия водородных связей молекулы воды составляет порядка $(25-50) \cdot 10^3$ Дж/г-атом. Следовательно, пропорционально уменьшается поверхностная энергия тела в воде*. Кроме того, для воды относительная диэлектрическая проницаемость $\epsilon=81$, т. е. во столько же раз уменьшается сила взаимодействия зарядов в воде. Если вода проникает в устье трещины, она экранирует здесь взаимодействие ионов горной породы, уменьшая ее трещиностойкость.

Степень увлажнения горных пород зависит от наличия открытых пор и трещин. Чем больше пористость и трещиноватость пород, тем заметнее трещинообразующая и разупрочняющая роль воды. Для оценки этого эффекта применительно к условиям Юбилейного месторождения выполнен анализ зависимости водопоглощения от общей пористости горных пород П. Полученная зависимость (рис. 1) может быть описана уравнением:

$$\Delta W = 0,031\Pi^{2,4} \quad (1)$$

Коэффициент корреляции линеаризованной зависимости $R=0,88$ свидетельствует о статистической значимости данной взаимосвязи. Нелинейный характер зависимости обусловлен следующими обстоятельствами. При малых значениях Π поры, как правило, изолированы и не создают путей свободного движения воды – водопоглощение пониженное. При увеличении значений пористости все большее количество трещин и пор соединяются, образуя водопроводящие каналы – процесс водопоглощения активизируется.

Рис. 1. Зависимость водопоглощения от пористости горных пород



Степень снижения прочности пород при увлажнении можно оценить коэффициентом размокания K_p . Применительно к прочности при сжатии

$$K_p = \sigma_{сж(В)} / \sigma_{сж(0)} \leq 1, \quad (2)$$

где $\sigma_{сж(В)}$ и $\sigma_{сж(0)}$ – прочность при сжатии после насыщения породы водой и до насыщения.

Для всех горных пород Юбилейного месторождения прочностные характеристики определялись в сухом (естественной влажности) и полностью водонасыщенном состояниях. Определение значимости влияния влажности на прочность пород производилось путем статистической проверки гипотезы о равенстве средних по коэффициенту Стьюдента при принятом уровне значимости ($\alpha=0,05$). Параллельно измерялись пористость и влажность пород.

Анализ и обработка полученной информации позволяют сделать следующие выводы. В среднем для всех выделенных групп пород увлажнение приводит к снижению их прочности. В качестве примера на рис. 2 приведено распределение значений прочности базальта (по 114 пробам) в сухом и увлажненном состояниях. На графиках заметно смещение центра распределения увлажненных пород в сторону меньших значений. Так, среднее арифметическое прочности при сжатии увлажненных пород $\sigma_{сж(В)}=106$ МПа на 22 % меньше прочности исходных пород

* Вествуд, А. Влияние среды на процессы разрушения / А. Вествуд // Разрушение твердых тел: пер. с англ. – М.: Металлургия, 1967. – С. 344-399.

$\sigma_{сж(0)}=129$ МПа (коэффициент размокания $K_p=0,8$). Однако такие усредненные оценки не отражают реального явления разупрочнения горных пород при увлажнении. Это особенно заметно на рис. 2, б. Для увлажненных пород ясно проявляется двухмодальность распределения. Это обусловлено тем, что для рассматриваемых базальтов установлено немалое число разновидностей, на прочность которых влажность практически не влияет. В то же время многие породы значительно (в несколько раз) снижают свою прочность в воде вплоть до самопроизвольного диспергирования без нагрузки.

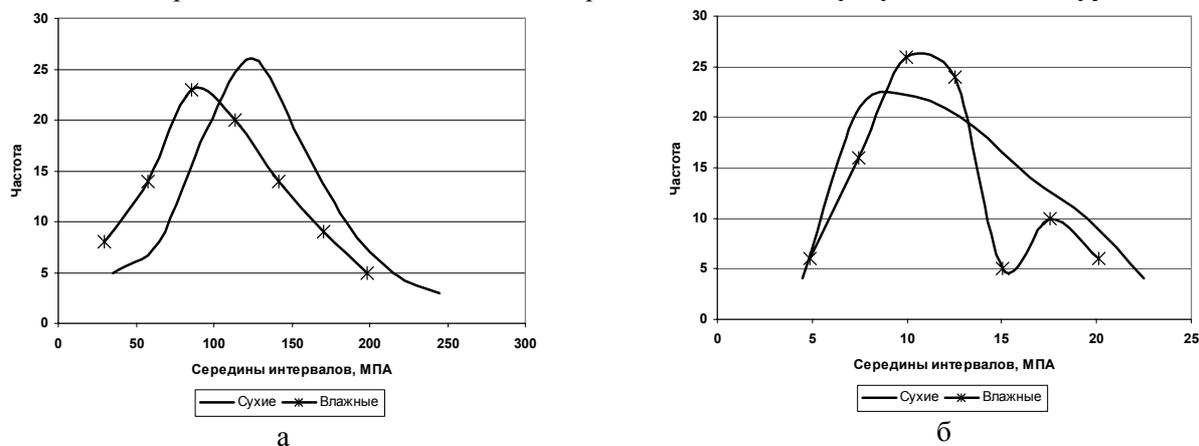


Рис. 2. Распределение прочности:

а – при сжатии сухих и увлажненных базальтов; б – при растяжении сухих и увлажненных базальтов

Сопоставление полученных результатов показывает, что коэффициент размокания пород при увлажнении определяется не количеством проникшей в образец воды, а характером ее распределения в порах и трещинах. При этом решающую роль в разупрочнении пород при увлажнении играет минеральный состав, степень и характер вторичных изменений. Сколь угодно статистически значимой зависимости между прочностью и влажностью пород не установлено (величина коэффициентов корреляции не превышает 0,3). В этой связи представляется целесообразным анализировать влияние увлажнения на прочность горных пород отдельно для каждого литотипов с учетом их минерального состава.

Наиболее значимым фактором является хлоритизация пород, степень проявления которой напрямую связана со снижением прочности при увлажнении пород. Типичным представителем таких литотипов являются хлорит-кварцевые породы Юбилейного месторождения. Приведенный на рис. 3 паспорт прочности такой породы существенно меняется при насыщении образцов водой.

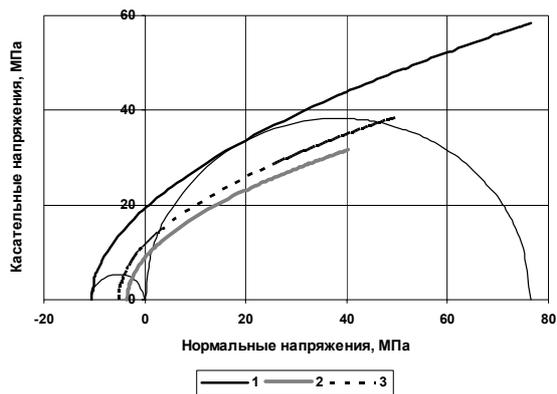


Рис. 3. Паспорта прочности хлорит-кварцевой породы:
1 – в исходном состоянии, 2 – в увлажненном состоянии, 3 – с поправкой на горное давление

В увлажненном состоянии (кривая 2) прочность при сжатии снижается с 76,6 до 40,4 МПа. Особенно заметно снижение прочности при растяжении – с 10,6 до 3,5 МПа (более чем в 3 раза). Проверка гипотезы о равенстве средних показала, что указанное снижение прочности породы при увлажнении не случайно (статистически значимо); соответствующий критерий Стьюдента 2,8 и 5,5 при критическом значении параметра $t_{кр}(0,95)=2,1$.

Данная порода залегает на глубине от 370 до 380 м. С учетом поправки на горное давление ($\sigma=8$ МПа), паспорт прочности изобразится кривой (3). Расчеты показывают, что за счет уплотнения породы на данной глубине ее прочность незначительно возрастает до значений $\sigma_p=5,2$ МПа; $\sigma_{сж}=49,7$ МПа. Таким образом, совместный учет факторов действия горного давления и увлажнения пород позволяет прогнозировать прочность пород на данной глубине разработки с учетом наличия водоносных горизонтов.

КОМПЬЮТЕРНАЯ ОЦЕНКА КОНТРОЛЯ ПО СРЕДСТВАМ АПИМ ОСВОЕНИЯ СТУДЕНТАМИ ЗНАНИЙ ДИСЦИПЛИН ГОРНО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОФИЛЯ

ЕРОХИНА М. Е., ТОПОРОВ А. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Контроль является обязательным компонентом процесса обучения. Назначение контроля в том, чтобы выявить тот уровень знаний у студентов, который должен соответствовать образовательному стандарту по данной программе и предмету. Кроме проверки контроль содержит в себе оценивание (как процесс) и оценку (как результат) проверки. Контроль над учебной деятельностью обеспечивает внешнюю обратную связь (контроль, выполняемый педагогом) и внутреннюю обратную связь (самоконтроль учащегося). Педагогический контроль успеваемости в вузе – это составная часть учебного процесса, средство установления прямой и обратной связи между преподавателем и студентом.

Основными объектами контроля успеваемости студентов являются: знание основных понятий по дисциплине, алгоритма решения поставленной задачи, теорем и определений; умение логически мыслить, использовать знания в учебной и практической деятельности, грамотно излагать свои мысли.

Различают следующие виды контроля:

– Предварительный контроль необходим для получения сведений об исходном уровне познавательной деятельности студентов, а также перед изучением отдельных тем дисциплины. Результаты контроля должны использоваться для адаптации учебного процесса к особенностям данного контингента студентов.

– Текущий контроль предназначен для управления усвоением знаний и умений студентов.

– Итоговый контроль предназначен для подведения итогов и определения качества сформированности комплексных умений.

– Заключительный контроль – это госэкзамены, защита дипломной работы.

Контроль позволяет обеспечить своевременное выявление уровня знаний, практических навыков и умений обучаемых в соответствии с образовательными стандартами, вносить коррективы в содержание, организацию и методику преподавания, в стиль деятельности преподавателей, развития их педагогической культуры.

Используются следующие формы контроля обучающихся: устный опрос, письменный опрос, комбинированный опрос, дискуссии, тренинги, круглые столы, кейс-стади и т. д., курсовое проектирование, тесты – письменная форма контроля в виде поставленных вопросов;

Задача тестирования – оценка качества подготовки студента в аспекте требований государственных образовательных стандартов.

Аттестационные педагогические измерительные материалы (АПИМ) предназначены для оценки знаний студентов и текущего экспресс-контроля их знаний преподавателем по отдельным разделам курса, повышения эффективности самостоятельной подготовки. АПИМ позволяют проконтролировать, углубить и расширить знания студентов, полученные при изучении дисциплин.

При подготовке АПИМ необходимо:

– провести анализ государственного образовательного стандарта по дисциплине;

– выделить основные дидактические единицы учебного материала, подлежащие контролю (разделы дисциплины по государственному образовательному стандарту, как правило, от 4 до 10), в каждой группе должно быть 3-7 заданий одинаковой трудности.

– разработать тест, соответствующий выделенной дидактической единице.

Конструирование АПИМ по дисциплине образовательной программы высшего профессионального образования должно включать такие этапы, как: 1) разработка плана АПИМ; 2) разработка банка тематических заданий АПИМ; 3) проведение апробации АПИМ; 4) коррекция структуры и банков тематических заданий АПИМ; 5) оформление комплекта АПИМ.

При разработке плана АПИМ необходимо:

1. Провести анализ требований ГОС по дисциплине, выбранной для разработки АПИМ:

а) выделить разделы содержания дисциплины, как правило, 6-12 разделов – дидактических единиц (ДЕ). Для отсроченного (остаточного) контроля выбираются те ДЕ, которые применяются для освоения последующих дисциплин учебного плана; б) определить минимальную степень освоения при обученности каждой ДЕ дисциплины и соответствующий уровень деятельности при контроле в соответствии с ГОС по специальности (направлению подготовки); в) выделить число важнейших тем, по которым верно выполненные задания свидетельствуют об освоении каждой ДЕ. Следует ограничить число таких тем в пределах 3-7. Как правило, АПИМ включается одно задание по каждой выбранной теме.

2. Утвердить (административно) перечень ДЕ дисциплин, подлежащих контролю при аттестации данной образовательной программы учебного заведения.

3. Сформировать структуру АПИМ.

4. Установить последовательность предъявления заданий АПИМ случайным образом или по рекомендации эксперта.

5. Установить критерии освоения каждого раздела дисциплины. Как правило, это выполнение 60-70% заданий из общего числа их в группе по разделу.

Компьютерная оценка контроля по средствам АПИМ освоения студентами знаний дисциплин горно-технологического профиля выполняется по следующему алгоритму:

I. Определяется количество вопросов в билете (тесте) – $N_{\text{вопр}}$: каждому вопросу в билете присваивается порядковый номер вопроса i ; определяется количество вариантов ответов $N_{\text{отв},i}$ на i -й вопрос; определяется количество правильных ответов экзаменуемого в n_i на i -ый вопрос; определяется количество неправильных ответов m_i на i -й вопрос; $m_i = N_{\text{отв},i} - n_i$; присваивается порядковый номер правильного ответа k_i на i -й вопрос и порядковый номер неправильного ответа j_i на i -й вопрос; определяется количество правильных p_i и неправильных ответов q_i , выбранных экзаменуемым.

II. 1. Каждому правильному ответу на i -й вопрос присваивается целое количество баллов $\delta_{i,k}$. Соотношение баллов за правильные ответы на i -й вопрос соответствует соотношению значимости (трудности) ответов (в простейшем варианте одинаковое количество баллов за каждый ответ – по одному баллу). Сумма баллов за все n_i правильных ответов на i -й вопрос составляет:

$$\sum B_i = \sum_{k=1}^{n_i} \delta_{i,k},$$

где B_i – сумма баллов за все вопросы; n – количество вопросов. Она приравнивается к максимальной оценке по выбранной шкале оценок (оценке «5» по пятибалльной шкале). Тогда каждый балл соответствует оценке:

$$O_{\delta i} = \frac{5}{\sum B_i},$$

где $O_{\delta i}$ – единица оценки за один балл.

2. Средняя цена каждого правильного ответа в баллах:

$$\delta_{i,k} = \frac{\sum B_i}{n_i},$$

где n_i – количество правильных ответов на i -й вопрос.

Сумма баллов за неправильные ответы равна сумме баллов за правильные ответы. Количество баллов за каждый неправильный ответ может быть принято:

$$\delta_{i,k}^{\text{н}} = \frac{\sum B_i}{m_i},$$

где m_i – количество правильных ответов на i -й вопрос.

III. Ответ на i -й вопрос оценивается так.

Испытуемый выбрал p_i правильных ответов на i -й вопрос; q_i – неправильных ответов на i -й вопрос. Оценка в баллах определяется так:

$$B_i = \sum_{b=1}^p \delta_{i,k_b} - \sum_{c=1}^q \delta_{i,j_c}^H,$$

где b – порядковый номер выбранного правильного ответа; c – порядковый номер выбранного неправильного ответа.

Оценка в единицах оценки за ответ на i -й вопрос определяется так: $O_i = B_i \cdot O_{bi}$. Если $O_i < 0$, то принимается $O_i = 0$.

IV. Ответ на билет (тест) в целом оценивается так:

$$O_{\text{бил}} = \frac{\sum_{i=1}^{N_{\text{вопр}}} O_i}{N_{\text{вопр}}}.$$

Для расчета оценки надо заполнить таблицу исходных данных (табл. 1). Таблица исходных данных результатов аттестуемого должна включать: количество вопросов в билете, количество вариантов ответа на вопрос, количество правильных ответов на вопрос, фактическое количество ответов данными студентом на вопрос.

Таблица оценки будет содержать оценку за каждый вопрос и оценку в целом (табл. 2).

Таблица 1 Исходные данные	Таблица 2 Оценки за вопросы	Таблица 3 Оценки по билету																												
<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th>№ вопроса (i)</th> <th>$N_{\text{отв } i}$</th> <th>n_i</th> <th>p_i</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td style="text-align: center;">1</td> <td style="text-align: center;">1</td> <td style="text-align: center;">5</td> <td style="text-align: center;">1</td> </tr> <tr> <td colspan="4" style="text-align: center;">.....</td> </tr> <tr> <td style="text-align: center;">16</td> <td style="text-align: center;">1</td> <td style="text-align: center;">2</td> <td style="text-align: center;">3</td> </tr> </tbody> </table>	№ вопроса (i)	$N_{\text{отв } i}$	n_i	p_i	1	1	5	1				16	1	2	3	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th>№ вопроса (i)</th> <th>O_i</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td style="text-align: center;">1</td> <td style="text-align: center;">5</td> </tr> <tr> <td colspan="2" style="text-align: center;">.....</td> </tr> <tr> <td style="text-align: center;">16</td> <td style="text-align: center;">5</td> </tr> </tbody> </table>	№ вопроса (i)	O_i	1	5		16	5	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th>$N_{\text{вопр}}$</th> <th>$O_{\text{бил}}$</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td style="text-align: center;">16</td> <td style="text-align: center;">5</td> </tr> </tbody> </table>	$N_{\text{вопр}}$	$O_{\text{бил}}$	16	5
№ вопроса (i)	$N_{\text{отв } i}$	n_i	p_i																											
1	1	5	1																											
.....																														
16	1	2	3																											
№ вопроса (i)	O_i																													
1	5																													
.....																														
16	5																													
$N_{\text{вопр}}$	$O_{\text{бил}}$																													
16	5																													

Компьютерная оценка контроля по средствам АПИМ позволяет оперативно провести опрос студентов по дисциплине. При этом уменьшается психологическая нагрузка на преподавателя. Студент получает объективную оценку.

УДК 622.012.3:625.725-022.233

УВЕЛИЧЕНИЕ УКЛОНА ВСКРЫВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ХРОМИТОВЫХ РУД «ВЕРШИНА РЕКИ АЛАПАЙХИ»

БУТКОВ О. А., МУСИХИНА О. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

При разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом одним из основных видов применяемого технологического транспорта является автомобильный. Организация схемы транспортирования горной массы в границах карьера, иными словами системы вскрывающих выработок (автомобильных съездов), является сложной комплексной задачей, учитывающей такие вопросы, как:

- оптимальное расположение съездов, обеспечивающее наиболее полное извлечение полезных ископаемых при минимальных показателях вскрышных работ;
- рациональная грузотранспортная связь каждого рабочего горизонта в карьере с приемными пунктами на поверхности;
- безопасная форма трассы и конструкция автомобильных съездов, определяемая системой нормативных актов и технологическими характеристиками эксплуатируемого транспорта.

Одной из основных характеристик автомобильных съездов является его продольный уклон. Наиболее распространенный уклон вскрывающих выработок при автомобильном транспорте не превышает 90-100 ‰, что обусловлено техническими характеристиками машин, используемых на горном производстве. В последние 2-3 года на российском рынке автомобильной спецтехники появились автосамосвалы, способные транспортировать породу при уклонах до 180 ‰. К такой технике относится, например, модельный ряд шарнирно-сочлененных автосамосвалов фирмы Volvo. Повышенные уклоны позволяют существенно снизить объемы извлекаемых вскрышных пород и коэффициента вскрыши за счет уменьшения общей протяженности трассы и сокращения вскрышных работ по разному борту под размещение автомобильных съездов, что, в свою очередь, приводит к улучшению экономических показателей работы карьера.

Проектно-методическим институтом ООО «Научно-производственное объединение УГГУ» в 2008 г. был выполнен проект реконструкции карьера по отработке месторождения хромитовых руд «Вершина реки Алапаихи» ЗАО «Уралхром». Необходимость реконструкции уже действующего карьера была обусловлена переходом предприятия на новый карьерный транспорт – шарнирно-сочлененные автосамосвалы Volvo A30E грузоподъемностью 28 т. Автомобильные съезды в процессе реконструкции претерпели следующие изменения:

- продольный уклон увеличился с 80-100 до 160 ‰;
- ширина съездов увеличилась на 3,5 м;
- длина съездов сократилась на 30-50 ‰, в зависимости от высоты подъема.

В таблице приведены показатели сравнительного горно-геометрического анализа карьерного пространства до и после реконструкции. Как видно из таблицы, повышение уклона вскрывающих выработок привело к сокращению объема вскрышных работ без снижения объемов добычи и как следствие – к снижению среднего коэффициента вскрыши на 7,9 ‰. Кроме того, сократилось плечо откатки автотранспорта на 17,8 ‰, а также сократилась площадь горного отвода карьера на 8,4 ‰.

Показатели проектов карьера месторождения хромитовых руд «Вершина реки Алапаихи»

Горизонт	Запасы полезного ископаемого, т	Уклон вскрывающих выработок			
		$i = 80-100 \text{ ‰}$		$i = 160 \text{ ‰}$	
		Объем горной массы, тыс. м ³	Средний коэф. вскрыши, м ³ /т	Объем горной массы, тыс. м ³	Средний коэф. вскрыши, м ³ /т
+230 м	-	167,07	–	152,88	–
+225 м	-	392,12	–	362,43	–
+220 м	-	348,24	–	333,28	–
1	2	3	4	5	6
+215 м	983,30	300,56	305,66	277,52	281,96
+210 м	1853,80	272,14	146,80	263,99	142,14
+205 м	2025,50	254,12	125,46	245,58	120,98
+200 м	2606,50	243,64	93,47	227,60	87,06
+195 м	1987,90	194,87	98,03	167,82	84,16
+190 м	966,90	161,24	166,76	153,03	158,00
+185 м	3480,80	149,17	42,86	142,73	40,74
+180 м	4613,70	137,52	29,81	122,50	26,29
+175 м	5389,50	120,92	22,44	114,93	21,06
+170 м	6957,70	91,14	13,10	77,07	10,81
+165 м	8279,70	73,02	8,82	66,72	7,79
+160 м	8184,20	64,12	7,83	61,18	7,21
+155 м	7057,00	57,65	8,17	52,42	7,16
+150 м	5054,40	51,37	10,16	46,90	9,02
+145 м	7076,20	37,48	5,30	25,80	3,38
+140 м	7413,10	21,03	2,84	17,90	2,15
+135 м	4043,50	15,98	3,95	15,02	3,45
+130 м	5728,30	13,11	2,29	12,43	1,91
+125 м	4380,50	9,86	2,25	9,60	1,93
Итого	88082,50	3176,37	36,06	2949,32	33,22

Применение автомобильной техники, способной работать на повышенных уклонах, может стать толчком к пересмотру экономической стороны отработки полезных ископаемых открытым способом.

Следует отметить, что наряду с неоспоримыми преимуществами использования такой техники сформировался круг задач и проблем, возникающих при их эксплуатации. Так, согласно нормативному документу СНиП 2.05.07-91 «Промышленный транспорт», максимально допустимым является значение продольных уклонов для карьерных автодорог 160 ‰, поэтому весь потенциал такой техники при строительстве карьеров не может быть раскрыт. Кроме того, при вскрытии карьера крутыми съездами появляется проблема доставки основного и вспомогательного горного оборудования, такого как экскаваторы, буровые станки, дробильное оборудование, машины для поливки дорог и очистки их от снега и т. д. Также в процессе технологических ремонтов оборудования появляется проблема доставки запасных частей и материалов к местам ремонта по съездам с повышенными значениями уклонов.

Решение вышеперечисленных вопросов и задач на каждом конкретном предприятии потребует дополнительного вложения материальных средств в производство горных работ.

На сегодняшний день сведения о практической стороне использования транспорта, работающего на повышенных уклонах на территории РФ, ограничены и требуют более глубокого освоения.

Подводя итог всему вышесказанному, следует отметить, что использование автотранспорта с возможностью преодолевать большие уклоны при отработке месторождений открытым способом позволяет:

- сократить площадь горного и земельного отводов;
- снизить объемы вскрышных работ за счет меньшего разноса бортов карьера;
- снизить коэффициенты вскрыши;
- сократить расстояние транспортирования горной массы за счет уменьшения длины внутрикарьерной трассы.

Эти изменения влекут за собой снижение капитальных расходов и, в конечном счете, себестоимости полезного ископаемого, появляется возможность более эффективно отрабатывать месторождения полезных ископаемых.

Но вместе с этим возникает ряд проблем и вопросов:

- существующая нормативная база не разрешает строить съезды с уклоном более 160 ‰, что не позволяет раскрыть весь потенциал техники;
- возникает проблема доставки оборудования к месту работы, так как основное горное оборудование не рассчитано на такие уклоны трассы;
- возникает вопрос о возможности осуществления доставки необходимых частей, материалов и агрегатов в карьер для ремонта;
- необходимы дополнительные затраты при осуществлении вспомогательных и ремонтных работ;
- нет данных об экономических показателях техники при работе;
- нет методик определения расхода топлива при разработке месторождений с применением автотранспорта на повышенных уклонах;
- нет сведений о повышении износа частей и агрегатов машин в условиях повышенных уклонов и т. п.

Таким образом, применение транспорта, способного работать на повышенных уклонах, необходимо изучать. Новая техника способна серьезно увеличить экономическую эффективность предприятия. Однако для каждого предприятия следует проводить экономический анализ эффективности применения техники и разрабатывать методику расчета затрат на транспортирование в условиях крутых трасс.

АНАЛИЗ ОСОБЕННОСТЕЙ ТЕХНОЛОГИИ КАМЕРНОЙ ВЫЕМКИ С ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКОЙ В УСЛОВИЯХ ГАЙСКОГО ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА

ЧУЙКОВ М. А.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

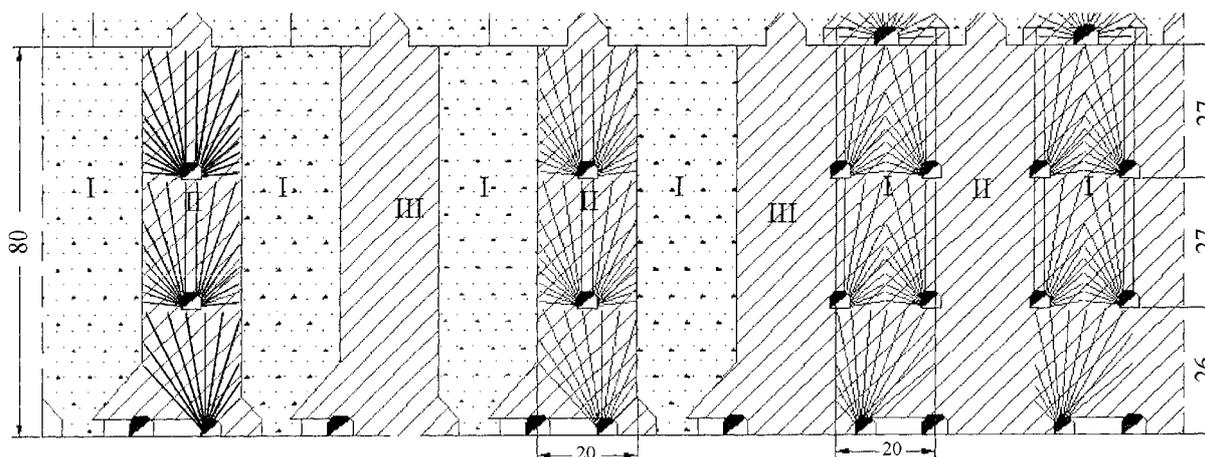
АНТИПИН Ю. Г.

Институт горного дела УрО РАН

Горнотехнические условия отработки месторождения в настоящее время характеризуются широким развитием горно-подготовительных и очистных работ. Нижняя глубина очистных работ – 830 м.

Для отработки запасов этажа применяется трехстадийный порядок отработки камер по схеме 1 – 2 – 1 – 3 – 1 с шириной камер и целиков, равной 20 м, и высотой 80 м. Отработка этажа ведется этажно-камерной системой разработки с твердеющей закладкой и применением самоходного оборудования. При мощности рудного тела до 20 м длинная сторона камер располагается по простиранию месторождения, при большей мощности – в крест простирания рудного тела.

Отбойка руды в камере ведется из подэтажных буровых выработок, расположенных по высоте через 26-27 м (см. рисунок).



Порядок и схема отработки запасов этажа на Гайском подземном руднике

Выработанное пространство заполняется твердеющей закладочной смесью. В качестве вяжущего материала используется цемент и доменный шлак, а в качестве заполнителя – хвосты обогатительной фабрики. Прочность закладки составляет от 0,5 до 3,0 МПа.

Для подготовки камер к очистной выемке на горизонте выпуска проходят комплекс подготовительно-нарезных выработок, который включает полевые штреки висячего и лежачего боков, доставочные орты (через 40 м) по границам смежных камер, погрузочные заезды и буроподсечные орты. Подготовка буровых горизонтов предусматривает проходку из наклонного съезда полевых подэтажных штреков в лежачем и висячем боках и буровых ортов – или по оси камеры, или двух – по границам смежных камер, в зависимости от очередности их отработки. На проходке выработок используется самоходное технологическое оборудование: буровая каретка «Мини-Бур» и ПДМ TORO-400.

Отбойка руды в камерах производится веерами скважин диаметром 105 мм. Бурение взрывных скважин осуществляется станками НКР-100, или «Simba». При данном способе отбойки выход негабарита составляет в среднем 12-15 % для камер первой очереди и 18-20 % - для камер второй и третьей очередей. Одной из причин высокого выхода негабарита является искривление скважин, отклонение их от проектного направления, что, в свою очередь, вызывает неравномерное

распределение ВВ в отбиваемом массиве. Второй причиной является потеря взрывных скважин за счет «затягивания» их разбухшими от воды хлорито-серицитовыми сланцами. Кроме того, при проведении массовых взрывов в камерах первой очереди рудный массив нарушался и частично обрушался, в результате чего ширина камер первой очереди увеличивалась с 20 до 25 м, а ширина камер второй очереди уменьшалась с 20 до 15 м. В этом случае снижается устойчивость целиков, пород висячего бока и искусственной кровли камер, а в итоге происходит ухудшение качества дробления, увеличение потерь и разубоживания руды, снижение безопасности ведения горных работ.

Процесс погрузки и доставки отбитой руды от забоя до рудоспуска осуществляется с помощью самоходной дизельной техники (погрузочно-доставочными машинами *TORO* и автосамосвалами МоАЗ. На производительность выпуска отбитой руды из камер существенно влияют качество дробления руды, длина доставки, состав комплекса самоходного оборудования и внутрисменный коэффициент использования ПДМ. На Гайском руднике выход негабарита в среднем составляет 10-15 %, расстояние доставки – 50-400 м, внутрисменный коэффициент использования самоходного оборудования – 0,55-0,6. При расстоянии до 100 м используется ПДМ как самостоятельное средство доставки, при больших расстояниях ПДМ используется в комплексе с автосамосвалом. В этих условиях производительность на выпуске и доставке в среднем по руднику составляет около 360,0 т в смену. Чтобы обеспечить производственную мощность рудника, требуется увеличить количество одновременно обрабатываемых камер.

Известно, что днище является важнейшим конструктивным элементом при камерной выемке и играет решающую роль в ее безопасности и эффективности. При традиционном порядке выемки камер (1-2-1-3-1) выработки днища испытывают значительные напряжения, что приводит к их разрушению. Применяемая на руднике конструкция днищ предполагает проходку различных по назначению выработок (буро-подсечной орт, погрузочные заезды, доставочный орт и т. д.), что обуславливает большое количество сопряжений и целиков, которые являются источником концентрации напряжений. Наиболее часто происходит разрушение сопряжений погрузочных заездов с ортами доставки. Слабым элементом в днище также являются сопряжения погрузочных заездов с выпускной траншеей, которые интенсивно разрушаются от взрывов при ликвидации завесаний. Преждевременное разрушение днища камеры ведет к снижению безопасности работ, падению производительности камеры, дополнительным затратам на ремонт и восстановление выработок и увеличению потерь и разубоживания.

По данным рудника, содержание меди в балансовых запасах этажа 670/750 м составляет в среднем 0,7-2,1 %, а разубоживание руды по отработанным камерам изменяется от 3,9 до 20 %. Факторы, оказывающие негативное влияние на показатели извлечения, следует разделить на природные, технические и организационные.

К природным факторам относятся: устойчивость руды и пород, наличие тектонических нарушений, наличие обводненных зон вблизи очистного блока из-за незатампонированных геологоразведочных скважин и др.

Технологические факторы: пролеты обнажения пород висячего и лежачего боков и закладочного массива, устойчивость искусственного массива, интенсивность сейсмического воздействия массовых взрывов, размеры и количество выработок выпуска руды.

К организационным факторам относятся: время обнажения висячего и лежачего боков и искусственного массива (интенсивность отработки камер), отступления и нарушения проектной технологии очистной выемки (неликвидированные перебуры взрывных скважин во вмещающие породы и закладочный массив, потери взрывных скважин и др.).

Одним из основных источников разубоживания руды является обрушение неустойчивых пород висячего бока, мощность которых изменяется от 2 до 20, что приводит к увеличению затрат на выпуск и доставке, внутришахтном транспорте, подъеме, транспортировке до обогатительной фабрики, переработке добытой руды.

На основании анализа можно сделать следующие выводы:

- наиболее рациональными системами разработки для условий Гайского рудника остаются камерные системы разработки с твердеющей закладкой;
- для повышения эффективности их применения особое внимание следует уделить отбойке руды (схемы расположения скважин, конструкция зарядов) с целью снижения выхода негабарита;
- для снижения разубоживания руды в камере возможно оставление рудных корок или даже предохранительных целиков вдоль висячего бока.

ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ В СТЕСНЕННЫХ УСЛОВИЯХ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ

САПАРОВ М. А.

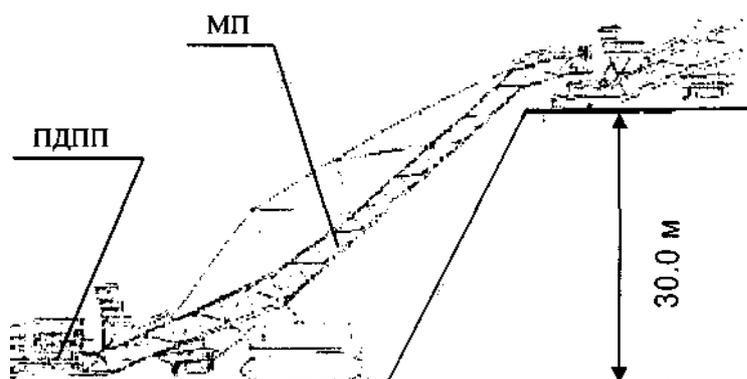
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Весьма важным обстоятельством в развитии открытых горных работ является возрастание глубины большинства действующих карьеров и увеличение расстояния транспортирования горной массы на поверхность. Для уменьшения стоимости транспортирования горной массы, доля которого в себестоимости достигает 60-75 %, возникает необходимость изыскания таких видов транспорта, которые позволяли бы наряду с высокой маневренностью обеспечить доставку горной массы на поверхность кратчайшим путем. К таким видам транспорта относится комбинированный автомобильно-конвейерный, образующий в карьерах комплексы циклично-поточной технологии (ЦПТ).

Комплекс ЦПТ карьера Мурунтау состоит из двух линий конвейеров, расположенных в траншее (15°) на южном борту карьера, и двух отвалообразователей ОПС-4000/125. Внутрикарьерные дробильно-перегрузочные пункты (ДПП) стационарного типа оборудованы конусно-валковыми дробилками КВКД-1200/200, выпускаемыми Новокраматорским механическим заводом (НКМЗ), с односторонним размещением мест разгрузки автосамосвалов. Они размещены через 30 м по глубине с возможностью разгрузки на любую из конвейерных линий. Дальнейшее развитие комплекса (наращивание наклонных конвейеров и строительство дополнительных ДПП) вызывает сомнение, так как наклонные конвейеры и транспортные бермы комплекса консервируют рудный массив, что приводит к сокращению рабочей площади в рудной зоне карьера и увеличению объемов горно-капитальных работ.

Несмотря на сокращение фронта работ на глубоких горизонтах и трудности размещения транспортных коммуникаций, развитие комплекса ЦПТ на карьере Мурунтау предусматривается с помощью передвижных дробильно-перегрузочных пунктов (ПДПП) и автономных межступенных перегружателей (МП), которые вместе образуют мобильный дробильно-перегрузочный комплекс (МДПК).

Автономный МП представляет собой передвижной крутонаклонный конвейер высотой подъема 30 м (см. рисунок, табл. 1).



Автономный МП в комплексе ПДПП

Для МП на новое место предусмотрено использование самоходной гусеничной платформы.

Для дробления горной массы до максимального размера (300 мм), пригодного к транспортированию по конвейерам, целесообразно использовать ПДПП, выпускаемые ОАО «НКМЗ» на базе шнеко-зубчатой дробилки с двумя загрузочными ковшами (табл. 2). Высота ПДПП позволяет обойтись без строительства подпорных стенок в местах разгрузки автосамосвалов и большого объема

горно-подготовительных работ. Мобильность дробилки и небольшая масса (до 400 т) позволяют в 1-2 недели произвести демонтаж и перенос ПДПП на новое место в соответствии с развитием горных работ.

Таблица 1

Техническая характеристика МП

Показатели	Ед. измер.	Значение
Производительность	м ³ /ч	2000
	т/ч	3460
Высота подъема	м	30
Максимальный размер транспортируемого материала	мм	300
Ширина ленты	мм	2000
Скорость движения ленты	м/с	5
Подводимое напряжение	В	6000
Установленная мощность	кВт	930
Масса перегружателя	т	360
Габаритные размеры:		
	в рабочем положении	мм
в транспортном положении	мм	73200×14200×26400

Таблица 2

Техническая характеристика ПДПП

Показатель	Ед. измер.	Значение
Производительность	т/ч	1400
Число мест для разгрузки автосамосвала	шт.	2
Тип дробилки		ДШС-100/250
Максимальный размер загружаемых кусков	мм	1300
Ширина разгрузочной щели дробилки	мм	250
Установленная мощность привода дробилки	кВт	2×315
Полезная вместимость бункера	м ³	80
Подводимое напряжение	кВ	6

МДПК располагается на временно законсервированных участках рабочего борта карьера и перемещается по мере отработки вдоль борта и по глубине карьера, исходя из условий развития горных работ. Возможно увеличение количества МП в комплексе до двух-трех и более. Эффективность МДПК, по сравнению с традиционными дробильно-перегрузочными комплексами, достигается за счет сокращения расстояния транспортирования по горизонтам в результате переноса ПДПП и МП вслед за подвиганием горных работ, отсутствия горно-капитальных работ внутри карьера.

Таким образом, применение ПДПП и крутонаклонных МП в карьере Мурунтау позволит получить гибкую и экономически эффективную схему отработки глубоких горизонтов карьера за счет возможности оперативно перемещать ПДПП и МП, обеспечивать минимально возможное расстояние откатки автотранспортом от забоев до перегрузочных пунктов; производить демонтаж наклонных конвейеров комплекса ЦПТ, избежать консервации рудных залежей.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ОБЪЕМА ПРИЗАБОЙНОЙ ЗОНЫ ТУПИКОВОЙ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ НА РАСХОД ВОЗДУХА ДЛЯ ЕЕ ПРОВЕТРИВАНИЯ ПРИ РАБОТЕ ПОГРУЗОЧНО-ДОСТАВОЧНОЙ МАШИНЫ С ДИЗЕЛЬНЫМ ПРИВОДОМ

КОВАЛЕВ В. А.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

При доставке руды или породы из тупиковой выработки погрузочно-доставочная машина (ПДМ) в течение каждого рейса поочередно загрязняет отработавшими газами (ОГ) призабойную зону (во время погрузки) и дважды (во время движения к забою и из него) – основной участок выработки.

Общий расход необходимого для проветривания тупиковой выработки воздуха складывается из расходов, требуемых для разбавления до ПДК вредных примесей, выделяемых машиной в призабойной зоне и в основном участке выработки. Большая часть из подаваемого в тупиковую выработку воздуха идет на проветривание призабойной зоны – участка выработки от груди забоя до вентиляционного трубопровода.

Процесс проветривания призабойной зоны в течение каждого рейса ПДМ можно разбить на два периода: 1) период пребывания машины в призабойной зоне и 2) период отсутствия ее в призабойной зоне. В первом периоде происходит загрязнение призабойной зоны отработавшими газами, во втором – проветривание от них.

Изменение средней концентрации вредных компонентов ОГ в проветриваемом объеме описывается уравнениями:

в первом периоде –

$$C = C_{св} + q_0 C_0 / kQ + (C_{н1} - C_{св} - q_0 C_0 / kQ) e^{-kQt/V}, \quad (1)$$

во втором периоде –

$$C = C_{св} + (C_{н2} - C_{св}) e^{-kQt/V}, \quad (2)$$

где $C_{св}$ – концентрация вредных компонентов ОГ в свежем воздухе; q_0 и C_0 – интенсивность выделения ОГ ($\text{м}^3/\text{с}$) и содержание в них вредных компонентов; Q – расход свежего воздуха, поступающего в призабойную зону выработки, $\text{м}^3/\text{с}$; k – коэффициент турбулентной диффузии свободной струи, выходящей из вентиляционного трубопровода; $C_{н1}$ и $C_{н2}$ – концентрация вредных примесей в призабойной зоне в начале первого и второго периодов; t – время, прошедшее с начала периода, с; V – объем призабойной зоны, м^3 .

Обозначив через t' и t'' среднюю продолжительность первого и второго периодов, из уравнений (1) и (2) нетрудно получить следующее выражение для расчета максимального значения концентрации вредных компонентов ОГ в призабойной зоне в течение рабочей смены:

$$C_{\max} = C_{св} + (q_0 C_0 / kQ) (1 - e^{-kQt'/V}) / (1 - e^{-kQ(t'+t'')/V}), \quad (3)$$

Приняв $C_{\max} = C_d$, приведем уравнение (3) к виду

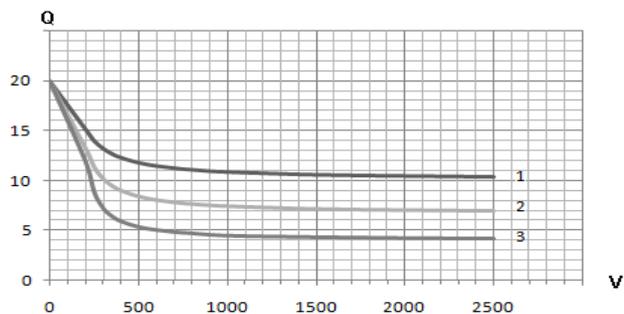
$$kQ/Q_{ст} = (1 - e^{-kQt'/V}) / (1 - e^{-kQ(t'+t'')/V}), \quad (4)$$

где Q – расход воздуха, необходимого для проветривания призабойной зоны во время доставки отбитой горной массы из забоя тупиковой выработки, $\text{м}^3/\text{с}$; $Q_{ст}$ – количество воздуха, необходимого для статического разбавления до ПДК выделяемых машиной вредных газов, $\text{м}^3/\text{с}$; $Q_{ст} = q_0 C_0 / (C_d - C_{св})$.

Из выражений (3) и (4) видно, что максимальная концентрация вредных компонентов ОГ в призабойной зоне и требуемый для ее проветривания расход воздуха в значительной степени зависят от объема призабойной зоны и времени пребывания ПДМ за ее пределами. Приведенные выше уравнения позволяют рассчитать расход воздуха, необходимого для вентиляции призабойной зоны во время доставки из нее отбитой горной массы.

На рисунке приведены графики зависимости расхода воздуха, необходимого для проветривания призабойной зоны, от ее объема при $t'' = 30, 60$ и 120 с. Значение остальных параметров не изменялось: $Q_{ст} = 10 \text{ м}^3/\text{с}$; $t' = 30$ с; $k = 0,5$.

Зависимость расхода воздуха Q ($\text{м}^3/\text{с}$) для проветривания призабойной зоны от ее объема V (м^3):
 1 – при $t''= 30$ с; 2 – при $t''= 60$ с; 3 – при $t''= 120$ с



Из приведенных на рисунке графиков видно, что увеличение объема призабойной зоны в пределах до 500-700 м^3 существенно снижает потребность в свежем воздухе для проветривания. Как показывают исследования ряда авторов, увеличение объема призабойной зоны в указанных пределах вполне реально [1, 2]. Принятый объем призабойной зоны должен отвечать условию:

$$V \geq kQ t' / \ln(Q_{\text{ст}} / (Q_{\text{ст}} - kQ)).$$

В тех случаях, когда время пребывания ПДМ вне призабойной зоны очень мало, снизить расход воздуха на проветривание возможно за счет искусственного увеличения указанного параметра.

Приведенные выше результаты исследований могут быть полезными при расчете и организации вентиляции тупиковых горных выработок, в которых работают погрузочно-доставочные или транспортные машины с дизельным приводом.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Мостепанов, Ю. Б. Исследование дальности стесненной струи в забое тупиковой выработки / Ю. Б. Мостепанов // Известия вузов. Горный журнал. – 1978. – № 11. – С. 47-50.
2. Ковалев, В. И. Проветривание зоны смешения тупиковой выработки двумя последовательными струями / В. И. Ковалев, В. М. Покидченко // Известия вузов. Горный журнал. – 1982. – № 9. – С. 57-61.

УДК 622. 684

ОБЛАСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ФРЕЗЕРНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПРИ ДОБЫЧЕ БОКСИТА В УСЛОВИЯХ СРЕДНЕ-ТИМАНСКОГО БОКСИТОВОГО РУДНИКА

КАРАПЕТЯН Э. А.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Добыча бокситов Вежаю-Ворыквинского месторождения, разработку которого осуществляет ОАО «Боксит Тимана», ведется по традиционной технологии: буровзрывная отбойка руды с последующей ее экскаваторной погрузкой в автосамосвалы и транспортировкой на шихтовальный двор. С целью повышения эффективности добычи бокситов в августе 2007 г. на Средне-Тиманский бокситовый рудник (СТБР) был поставлен фрезерный комбайн MTS-180 производства компании MAN Takraf Forberteknik. Преимущество фрезерной технологии отработки рудных блоков по сравнению с традиционной технологией с применением БВР заключается в отсутствии затрат на бурение скважин, их зарядание и взрывание, экскавацию и последующее дробление руды. Кроме того, исключено негативное воздействие взрыва на окружающую среду. На комбайне MTS-180 рабочий орган (фрезерный вал) расположен спереди и вращается вниз, позволяя предотвращать образование негабаритных кусков и получать выход заданной фракции дробления бокситов. Разгрузочный конвейер комбайна имеет возможность поворота в обе стороны, что позволяет подобрать оптимальную схему подъезда и погрузки автосамосвалов.

Однако широкое использование данной технологии невозможно ввиду осложненных горно-геологических условий производства, основными из которых являются невыдержанная по высотным отметкам кровля и значительные колебания мощности рудного тела.

В настоящее время добыча боксита производится по двум системам обработки блоков: бестранспортная (непрерывная) – с отсыпкой горной массы на почву и последующей погрузкой в автосамосвалы; транспортная (с непосредственной загрузкой в автосамосвалы). Последняя разделяется на два вида: с разворотом после полного прохождения заданной полосы и с обратным холостым пробегом. На рис. 1 и 2 представлены графики зависимости производительности MTS-180 от длины полосы фрезерования при глубине среза 0,5 м.

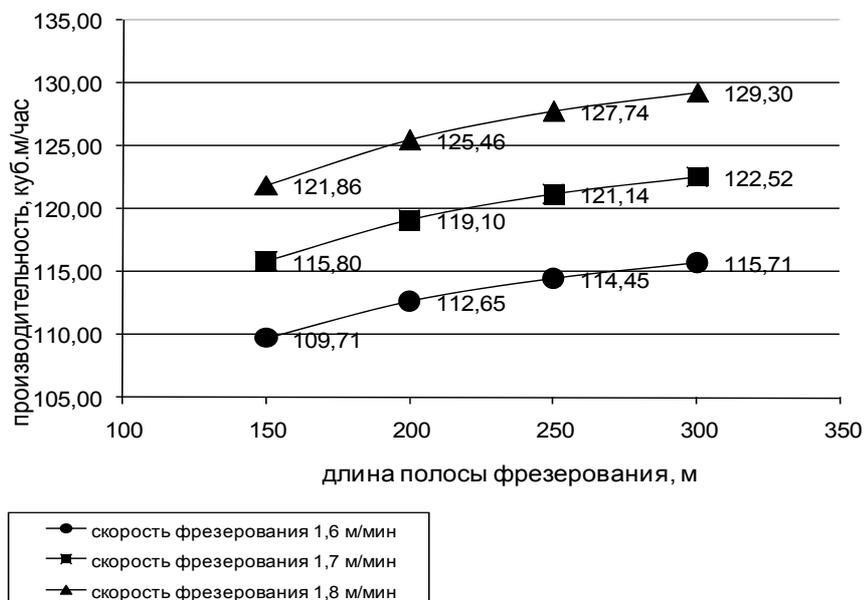


Рис. 1. Зависимость производительности от длины фрезерования при схеме обработки с разворотом

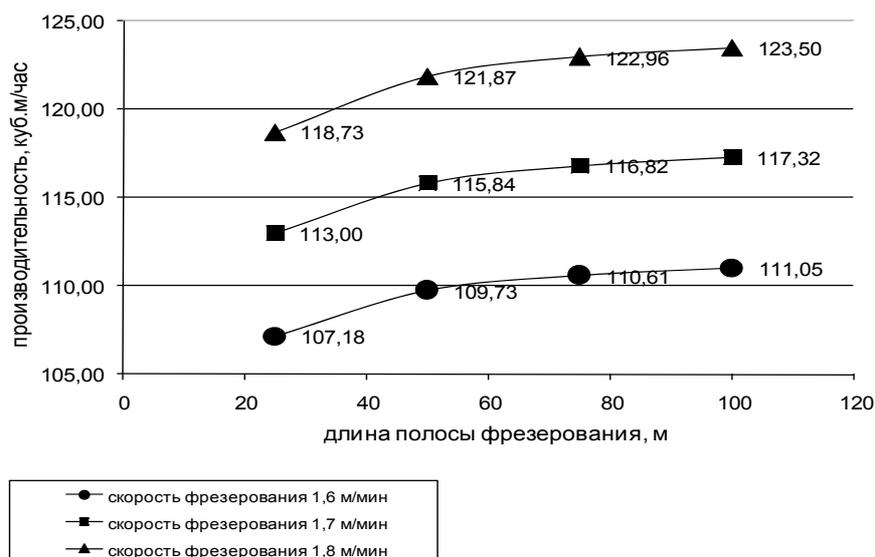


Рис. 2. Зависимость производительности от длины полосы фрезерования при схеме обработки с обратным холостым пробегом

Таким образом, результаты испытания фрезерного комбайна MTS-180 в условиях СТБР позволили определить рациональную область его применения, сделать следующие выводы:

- применение фрезерной технологии при добычи бокситов перспективно, особенно при больших объемах;
- отработку рудных блоков послойным фрезерованием целесообразно производить по челноковой схеме с длиной полосы фрезерования более 300 м;
- схема работы комбайна с обратным холостым пробегом должна применяться только для выравнивания подошвы блоков.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Основы выбора техники и технологии фрезерования горных пород на разрезах / Под ред. Малышева Ю. Н. – М.: ИГД им. А. А. Скочинского, 1997.

2. Лель, Ю. И. Разработка технологических схем ведения горных работ на Средне-Тиманском месторождении бокситов с использованием машин послойного фрезерования / Ю. И. Лель, И. Н. Сандригайло, Г. И. Егоренкова. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2002. – 128 с.

УДК 622.012.3:625.725-022.233

ОБОСНОВАНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ УКЛОНОВ АВТОДОРОГ ПРИ РАЗРАБОТКЕ НАГОРНО-ГЛУБИННЫХ КАРЬЕРОВ

ВОРОШИЛОВ Г. А., КУЗНЕЦОВА Е. Г.

ОАО «Институт Уралгипроруда»

Эксплуатация автомобильного транспорта на нагорно-глубинных карьерах имеет ряд специфических особенностей и характеризуется значительной сложностью. Это в первую очередь обусловлено сложной конфигурацией трасс в профиле и плане, сочетающих движение груженых автосамосвалов на подъем и спуск горной массы, а также повышенными требованиями к безопасности движения. Важным направлением повышения эффективности автотранспорта нагорно-глубинных карьеров является увеличение уклонов автодорог. В технологическом аспекте применение повышенных уклонов позволяет сократить дополнительный разнос бортов карьеров от размещения транспортных коммуникаций, в энергетическом – увеличение уклонов в определенном диапазоне позволяет повысить энергетическую эффективность автотранспорта при работе на подъем и спуск горной массы.

Технические ограничения уклонов автодорог при работе автотранспорта на нагорно-глубинных карьерах определяются тягово-динамическими характеристиками, условиями безопасности, устойчивостью автосамосвалов, нагрузками на автошины и тепловыми режимами тягового электрооборудования (для автосамосвалов с ЭМТ). Для отечественных автосамосвалов с колесной формулой 4×2 технические ограничения по различным факторам составляют от 9 до 38,3 %. Для автосамосвалов, работающих на подъем горной массы, определяющее значение имеют ограничения по тягово-динамическим качествам и нагреву тягового электрооборудования, а для автосамосвалов, работающих на спуск, – ограничения по условиям безопасности и нагрузок на автошины.

Установлено, что допустимая (предельная) высота подъема горной массы автосамосвалами с ЭМТ определяется следующими факторами: руководящим и средневзвешенным уклонами автодорог, коэффициентом использования грузоподъемности, продолжительностью погрузки и ожидания (остановок) в транспортном цикле, характеристиками систем вентиляции электрооборудования. Для различных моделей отечественных автосамосвалов допустимая высота подъема при руководящем уклоне 8 % составляет 350-400 м, при уклоне 10-12 % – 150-230 м. Авторами разработан метод расчета предельной высоты подъема, основанный на геоинформационном моделировании автотранспортных коммуникаций, позволяющий производить корректировку трасс и выбирать рациональные горнотехнические и организационные условия работы автосамосвалов.

Теоретически обоснованы следующие физические критерии оптимизации уклонов автодорог на нагорно-глубинных карьерах:

- удельные затраты дизтоплива на подъем (спуск) 1 т горной массы на 1 м (г/т·м);
- суммарное время движения по уклону в грузовом и порожняковом направлениях при подъеме (спуске) горной массы на 1 м (с);
- удельное действие, представляющее собой произведение количества энергии, расходуемой на перемещение горной массы по уклону, и времени ее перемещения (г·с/т·м).

Установлено, что оптимальные значения уклонов по физическим критериям определяются зависимостями изменения КПД трансмиссии, скоростей движения и удельного расхода топлива автосамосвалами от суммарного сопротивления движению на уклонах.

Оптимальные значения уклонов по физическим критериям при ухудшении качества дорожного покрытия смещаются в сторону увеличения, что согласуется с физическим принципом Ле Шателье-Брауна.

Оптимальные уклоны по времени движения (производительности) на 18-20 % превышают значения оптимальных уклонов по критерию удельных энергозатрат. При работе автосамосвалов на спуск горной массы оптимальные уклоны по критериям энергозатрат и удельного действия находятся в зоне технических ограничений.

Разработанная методика технико-экономического обоснования оптимальных уклонов автодорог включает:

- учет изменения капитальных и эксплуатационных затрат на технологический автотранспорт в зависимости от величины уклона автодорог в динамике развития карьера;
- учет дополнительного разноса бортов карьера от размещения транспортных коммуникаций;
- экологическую оценку применения повышенных уклонов.

Эффективность перехода на повышенные уклоны в значительной степени определяется технологической схемой перехода. При выполнении исследований рассматривались две технологические схемы, отличающиеся динамикой сокращаемых объемов вскрыши, были установлены области их применения. Схему без переходной зоны рекомендуется применять на стадии проектирования, схему с переходной зоной – на стадии эксплуатации карьеров.

На примере Чинейского ГОКа проведено технико-экономическое сравнение автомобильных трасс с уклонами 6, 8, 10 12 % для автосамосвалов БелАЗ-7512 и БелАЗ-7530. Установлено, что увеличение уклона с 7-8 % (проектный вариант) до 10-12 % позволит сократить затраты на разработку на 6,7-11 %. Рекомендовано увеличение уклона автодорог при движении груженых автосамосвалов на подъем до 10 %, на спуск – до 12 %.

Результаты исследования используются в практике проектирования карьеров, на горнодобывающих предприятиях и в учебном процессе УГГУ.