

# МЕЖДУНАРОДНЫЙ НАУЧНО-ПРОМЫШЛЕННЫЙ СИМПОЗИУМ «УРАЛЬСКАЯ ГОРНАЯ ШКОЛА – РЕГИОНАМ»

12-21 апреля 2010 г.

МАРКШЕЙДЕРИЯ, ГЕОМЕХАНИКА И ГЕОТЕХНОЛОГИИ

УДК 622.817

## РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ГАЗООБРАЗНЫХ ПРОДУКТОВ ВЗРЫВА ПРИ ПРОВЕДЕНИИ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ НА КАРЬЕРАХ

*РОГОВЦЕВА Ю. С., МОНАХОВ Е. Д.*

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Известно, что после массовых взрывов ВВ образуются ядовитые газы, которые задерживают производство горных работ и ставят под угрозу здоровье работающих. Состав и соотношение этих газов может быть различным и, в основном, зависит от состава применяемых при взрыве ВВ.

Направления распределения газов, даже при взрыве различных типов ВВ, одинаковы. При изучении гранулированных ВВ Б. Д. Росси [2] были предложены следующие направления распределения газообразных продуктов взрыва:

1. Газы, выбрасываемые в атмосферу.
2. Газы, остающиеся во взорванной горной массе.
3. Газы, под давлением взрыва проникающие в горный массив.

Газы из атмосферы рабочих зон в условиях открытых горных работ удаляются путем естественного проветривания. Время их удаления из карьера обычно определяется конкретными метеорологическими условиями. В условиях подземных горных работ время удаления газов будет зависеть от условий искусственной вентиляции. Газы взрыва в отбитой горной массе сохраняются в пустотах и адсорбируются на кусковом материале. Концентрации газов, находящихся в межкусковом пространстве, значительно превышают ПДК и при погрузке или перемещении отбитой породы или руды происходит их выделение в атмосферу рабочей зоны.

Под давлением взрыва продукты взрывчатого разложения проникают в трещины и поры свежесоблюданных пород и распространяются таким образом на глубину десятков метров, где могут сохраняться в течение нескольких суток. Это подтверждается исследованиями, выполненными специалистами Уралвзрывпрома [3].

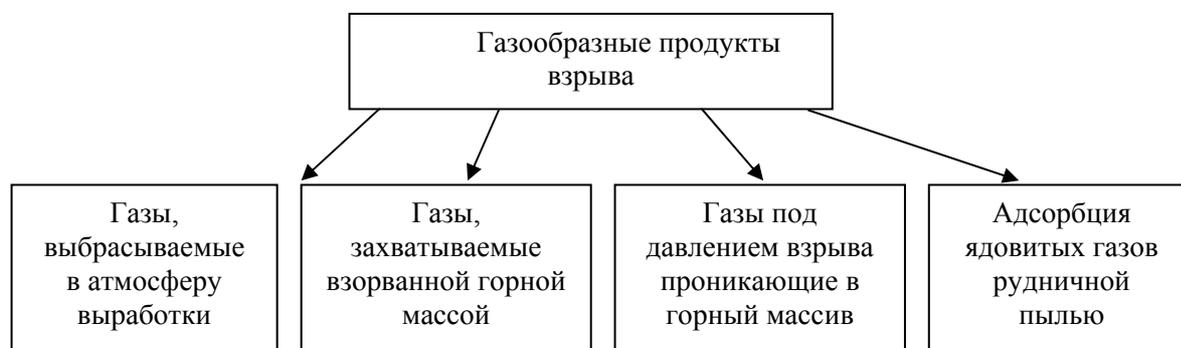
По некоторым данным, до 50 % окиси углерода, выделяющейся при взрыве одиночных зарядов, проникает в горные породы [1].

Современные представления о распределении газов взрыва дополняются еще одним направлением поглощения – адсорбция ядовитых газов рудничной пылью. Адсорбция на пыли окислов азота и окиси углерода повышает фиброгенность пыли [4]. Это явление придает проблеме изучения адсорбции ядовитых газов рудничной пылью большое значение.

Удаление пыли, находящейся в забое во взвешенном состоянии, происходит так же, как удаление ядовитых газов взрыва из атмосферы после взрыва.

Однако осевшая пыль и пыль, находящаяся в межкусковом пространстве, представляют собой скрытую угрозу. Таким образом, учет этой части газов взрыва крайне важен для создания безопасных условий труда.

Количество газов, распределяющихся по тем или иным направлениям, будет зависеть от конкретных условий взрывания. Однако, если для взрывания гранулированных и некоторых других типов ВВ закономерности распределения газообразных продуктов взрыва изучались, то закономерности распределения газов при взрыве современных типов эмульсионных ВВ представляют собой широкое поле для исследований. Таким образом, распределение газообразных продуктов взрыва при производстве массовых взрывов на карьерах эмульсионными ВВ будет следующим (см. рисунок).



Распределение газообразных продуктов взрыва в окружающей среде

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Балковой П. И., Остроушко И. А. О захвате ядовитых газов породами // Взрывное дело: сб. ст., 68/25, М., 1970.
2. Росси Б. Д. Современное состояние вопроса изучения ядовитых газов, образующихся при взрывных работах, и борьба с этими газами // Взрывное дело: сб. ст., № 68/25, М., 1970.
3. Сергеев Б. Н., Ручкин В. М., Берсенев Г. П. О проникновении ядовитых газов в массив при взрывных работах // Горный журнал. – № 10. – 1970.
4. Шевченко А. М., Гагауз Ф. Г. Адсорбция взрывных газов на пылевых частицах и их влияние на развитие пневмоканиотических процессов // Борьба с силикозом: сб. ст., М., 1967.

УДК 622.817

#### МЕРОПРИЯТИЯ ПО БОРЬБЕ С ЯДОВИТЫМИ ГАЗАМИ ПРИ ВЕДЕНИИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ

*МОНАХОВ Е. Д., РОГОВЦЕВА Ю. С.*

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Борьба с ядовитыми газами является очень важной задачей и большой проблемой при ведении взрывных работ. Ядовитые газы, образующиеся при взрыве любых ВВ и попадающие в рабочую зону, создает угрозу здоровью работников, требуют дополнительного времени на проветривание выработки, замедляют ведение горных работ.

Борьба с ядовитыми газами при ведении взрывных работ осуществляется мероприятиями технологического, организационного и инженерно-технического характера.

К технологическим мероприятиям относятся:

- Применение ВВ с нулевым кислородным балансом;
- Взрывание высоких уступов (>30 м), что ведет к снижению выделения окислов азота;
- Взрывание на подпорную стенку. Ускоряет время снижения концентрации окиси углерода до ПДК на нижней отметке взорванного уступа на 2-3 часа.

К организационным мерам относятся:

- Перенесение времени взрывания на период максимальной ветровой активности на поверхности карьера;
  - Организация систематического контроля состава атмосферы.
- Инженерно-технические мероприятия включают:
- Применение в качестве забойки гидропасты, гидрозабойки, гидрогеля;
  - Орошение пылегазового облака диспергированной водой или реактивами;
  - Полив взорванной горной массы;
  - Применение средств искусственного проветривания [1];
  - Ведение в состав ВВ специальных добавок [2];
  - Применение химических нейтрализаторов [3].

В настоящее время ни одно из этих мероприятий не может полностью удовлетворять требованиям горной промышленности. Так, например, если взрывание высоких уступов и орошение пылегазового облака диспергированной водой помогает с некоторой долей успеха бороться с окислами азота, то при борьбе с окисью углерода эти средства недостаточно хороши. Применение химических нейтрализаторов технически сложно осуществить, к тому же появляются другие токсичные вещества. При введении в состав ВВ специальных добавок уменьшается их мощность.

Таким образом, для полноценной борьбы с ядовитыми газами, выделяющимися при ведении взрывных работ на карьерах, необходим комплексный подход, включающий в себя сразу несколько способов и средств борьбы. Однако первоочередными задачами следует считать исследование газовой природы новых типов ВВ с заданными свойствами и разработка методик расчета состава и количества газов, выделяющихся при взрыве.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Берсенева П. В., Михайлов В. А., Филатов С. С. Аэрология карьеров: справочник. – М.: Недра. – 1990.
2. Росси Б. Д. Ядовитые газы при подземных взрывных работах. – М.: Недра, 1966.
3. Школьников Р. И., Байкеев Р. К. Исследование и разработка методов комплексной очистки рудничного воздуха от пыли и ядовитых газов, образующихся при ведении взрывных работ // Борьба с силикозом: сб. ст. М., УП «Наука», 1967.

УДК 662.454

### **ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ СПОСОБОВ СНИЖЕНИЯ ВЛИЯНИЯ ЕСТЕСТВЕННЫХ ТЯГ НА ВЕНТИЛЯЦИЮ ПОДЗЕМНЫХ РАБОТ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ ОТРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

*ТОКМАКОВ В. В., ЧЕРНЯВСКИЙ Э. И., ГРЕБЕНКИН С. М., МОНАХОВ Е. Д.*  
 ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

При комбинированной отработке месторождений полезных ископаемых возникают дополнительные трудности не только технологического, но и аэродинамического характера. Особенно они проявляются, когда подземная отработка проводится системами с массовой отбойкой руды без оставления рудного целика между выработанным пространством карьера и очистными блоками подземных работ.

В этом случае появляется неучтенная в проекте дополнительная аэродинамическая связь подземных горных работ с выработанным пространством карьера. Наличие ее значительно усложняет задачи управления общешахтным проветриванием.

Исключение этой дополнительной ветви из схем вентиляции крайне затруднительно.

Особенно это проявляется при возникновении естественной тяги (тепловой депрессии) из выработанного пространства карьера в горные выработки подземных работ. Величина и направление тяги будут полностью зависеть от метеорологических условий (в первую очередь, от температуры) в карьере.

Практика отработки месторождений комбинированным способом позволила разработать мероприятия по предотвращению влияния естественных тяг, действующих по направлению отработанные карьеры – подземные горные работы. Основными из них являются:

- применение при подземной отработке систем разработки с закладкой;
- засыпка отработанных карьерных пространств кусковым материалом;
- изоляция отработанных участков месторождения подземным способом глухими перемычками;
- применение нагнетательного общешахтного проветривания с режимами работы главных вентиляторных установок, позволяющими противодействовать естественным тягам.

Выбор того или иного мероприятия диктуется конкретными условиями отработки месторождения, техническими и экономическими факторами.

Увеличение сопротивления выработанных карьерных пространств путем засыпки (обрушением бортов карьеров, засыпкой кусковым материалом и т. д.) требуемого эффекта не дает. Большой эффективностью обладает засыпка мелкой породой. Но и это мероприятие (проводимое отдельно от других) не позволяет полностью исключить влияние естественной тяги на шахтную вентиляцию.

Изоляция отработанных подземным способом участков месторождения перемычками в большей степени должна рассматриваться как способ регулирования воздухораспределения на рабочем горизонте, позволяющий повысить коэффициент доставки воздуха к рабочим блокам.

Наиболее рациональным способом уменьшения действия тяги на вентиляцию является создание «подпора» вентиляторами главного проветривания под очистными работами на эксплуатационном горизонте.

Для предотвращения поступления холодного воздуха из карьера вентиляторы главного проветривания при своей работе должны создавать депрессию на эксплуатационных горизонтах не менее величин максимальной естественной тяги в холодный период.

Эффективность этого способа значительно возрастет, если часть пространства карьера будет заполнена определенным по толщине слоем мелкокускового материала.

Наличие этого слоя следует рассматривать как вентиляционную «перемычку» с аэродинамическими параметрами, соизмеримыми с параметрами любых видов шахтных перемычек.

Аэродинамическое сопротивление будет зависеть от фракционного состава, толщины слоя и перепада давления через него.

Исследованиями на ряде рудников Урала и Сибири показано, что для такого рода «перемычки» доля мелкозернистых фракций (1÷8 мм) должна составлять не менее 60 % от общего объема кускового материала. Удельное сопротивление, по сравнению с кусковым материалом от 45 мм и более, возрастает в 3,5 раза. При отсутствии подвижки слоя достаточна высота засыпки таким материалом в 50 м. При наличии подвижки высота должна быть увеличена в 1,5÷2 раза.

УДК: 622.343:622.273

## **ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЛАСТИ ПРИМЕНЕНИЯ СИСТЕМ С ОБРУШЕНИЕМ РУД И НАЛЕГАЮЩИХ ПОРОД ПРИ ОСВОЕНИИ МЕДНОКОЛЧЕДАННОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

*МЕЩЕРЯКОВ Э. Ю., УГРЮМОВ А. Н., ХАКИМУЛЛИНА Л. Ф., МАЖИТОВ А. М.*  
ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова»

В настоящее время ОАО «Верхнеуральская руда» осуществляет строительство подземного рудника с целью освоения медноколчеданного месторождения «Чебачье», находящегося вблизи одноименного озера в Верхнеуральском районе Челябинской области.

Первоначальный проект отработки месторождения предусматривал извлечение балансовых запасов основного рудного тела месторождения № 2 (до 95 % запасов) с применением твердеющей закладки выработанного пространства, однако сложившаяся на предприятии экономическая ситуация не позволяет обеспечить своевременное строительство и запуск в действие закладочного комплекса.

Поэтому была поставлена задача обоснования границ рудного участка, в пределах которых возможна обработка запасов с обрушением руд и налегающих пород.

С точки зрения проявления таких нежелательных последствий подработки, как возникновение и раскрытие трещин, самыми опасными для охраняемых объектов являются горизонтальные деформации растяжения-сжатия. Правилами охраны сооружений от вредного влияния подземных выработок [1] установлены допустимые (предельные) деформации, которые составляют для объектов 2 категории охраны (горно-подготовительные выработки)  $< 3,5$  мм/м. Нарушение естественного состояния горного массива происходит при превышении относительных горизонтальных деформаций 2 мм/м.

Прогнозирование деформаций в подрабатываемом массиве на стадиях развития горных работ осуществлялось по результатам математического моделирования напряженно-деформированного состояния массива методом конечных элементов с использованием программного комплекса «FEM» (ИГД УрО РАН) при граничных условиях, которые типичны для ряда южноуральских медноколчеданных месторождений, представленных пласто- и линзообразными залежами [2]. Модель построена в соответствии с наиболее представительным геологическим профилем № 7 (рис. 1).

Моделировались условия отработки рудного тела участками шириной 20 м, высота обрушенных участков пород принималась равной трехкратной высоте извлекаемого участка руд.

По результатам моделирования 6-ти стадий отработки построены зависимости относительных горизонтальных деформаций  $\epsilon$  массива налегающих пород на уровнях рабочих горизонтов 270, 300 и 335 м с учетом постадийного приращения разнознаковых деформаций растяжения-сжатия.

Анализ зависимостей относительных горизонтальных деформаций от длины фронта горных работ при отработке северо-восточного участка второго рудного тела Чебачьего месторождения показал, что максимальные растягивающие горизонтальные деформации в массиве налегающих пород реализуются на стадии очистных работ № 5 – 2,5 мм/м (рис. 2). Поэтому с целью предотвращения нарушения естественного состояния налегающих известняков, образования в них водопроводящих трещин, а также для обеспечения долговременной устойчивости горно-подготовительных выработок гор. 335-270 м, протяженность северо-восточного участка залежи рекомендуется ограничить 100 м.

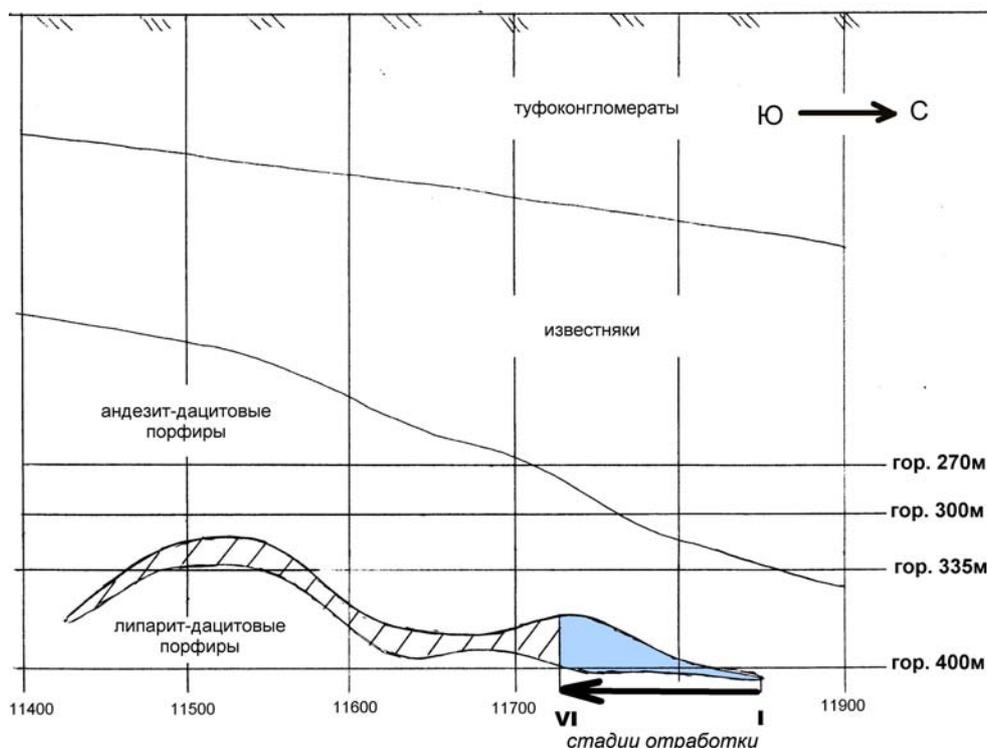


Рис. 1. Структурная схема плоской модели (по профилю 7) для математического моделирования геомеханического состояния массива

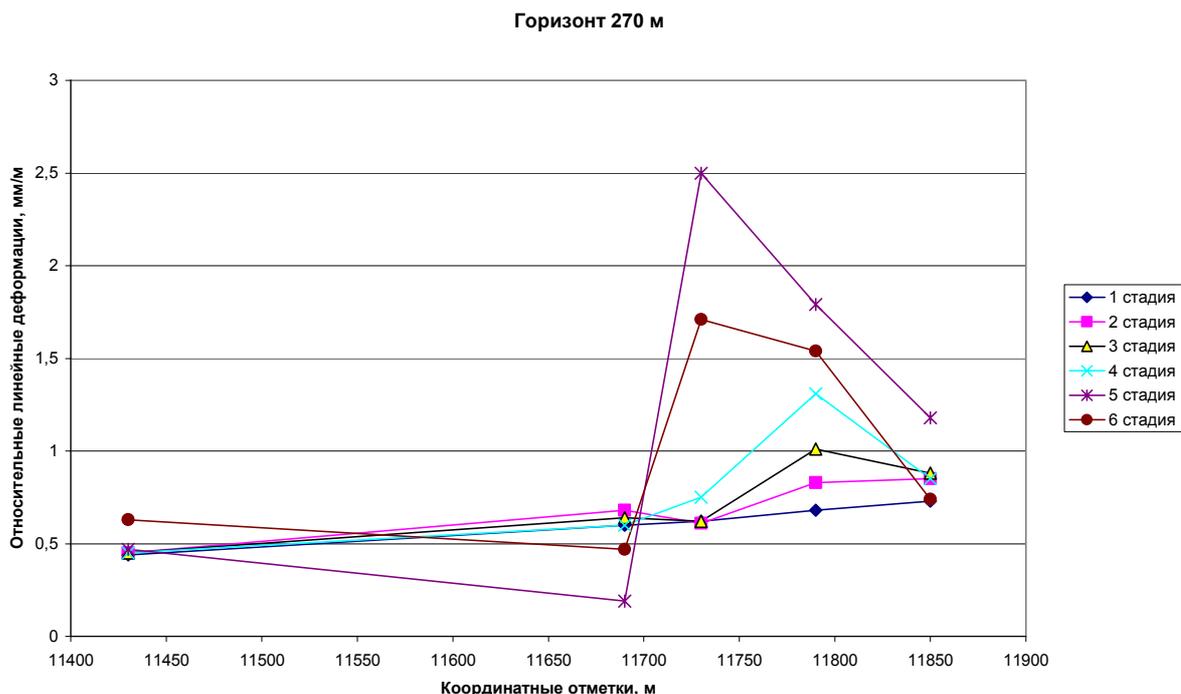


Рис. 2. Относительные горизонтальные деформации в массиве на уровне гор. 270 м на стадиях очистных работ

Реализация вышеприведенных рекомендаций обеспечит работу подземного рудника при плановой производственной мощности 400 тыс. т/год в течение года. Этого времени будет достаточно для завершения строительства закладочного комплекса, после чего рудник перейдет на применение систем разработки с твердеющей закладкой.

### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Временные правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок месторождений руд цветных металлов с неизученным процессом сдвижения горных пород. – Л.: 1986.
2. Мещеряков Э. Ю., Угрюмов А. Н. Геомеханическое обоснование области применения систем разработки с обрушением руд и пород при освоении месторождения «Чебачье» / Вестник МГТУ. – Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2009. – № 3. – С. 8-11.

УДК 774: 622 (083.74)

### СХЕМЫ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

*САМОХВАЛОВ Ю. И.*

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Схемы горных выработок горного предприятия шахты или рудника адекватно отображающих всю сеть горных выработок имеют очень важное многоплановое значение. Достоверность схемы должна обеспечиваться геолого-маркшейдерской документацией и принятой проекционной системой отображения с возможными преобразованиями отдельных частей или фрагментов с целью обеспечения их наглядности.

Схемы горных выработок позволяют решать следующие горно-технологические задачи:

1. Наглядное изображение комплекса горных выработок на основе проектного решения и нанесения на нем реальной ситуации в процессе эксплуатации месторождения. На схемах могут

отображаться календарные планы развития горных работ, организация технологических процессов – отбойки, доставки и транспорта горной массы.

2. Проектирование и контроль аэрологических процессов в шахте, схем сбора шахтных вод и водоотлива.

3. Проектирование и корректировка планов ликвидации чрезвычайных ситуаций на предприятии с учетом развития горных работ, включая противопожарные мероприятия и другие задачи.

Ниже предлагается черновой вариант стандарта (ГОСТ 2.858-2010) для обсуждения вопроса разработки этого стандарта и внесения его в группу 2.8 сборника стандартов «Горная графическая документация».

*Черновой вариант*

## ГОСТ 2.858-2010. ГОРНАЯ ГРАФИЧЕСКАЯ ДОКУМЕНТАЦИЯ

### Правила выполнения схем горных выработок

Настоящий стандарт устанавливает правила и приемы построения схем горных выработок горных предприятий, ведущих разработку полезных ископаемых подземным способом.

Стандарт может использоваться в геолого-маркшейдерской документации по техническим требованиям ГУГК.

#### 1. Методы изображения

1.1. Изображения схем горных выработок должны выполняться:

- 1) по методу прямоугольного проецирования с использованием стандартных [1] прямоугольных проекций – изометрии и диметрии;
- 2) по методу косоугольного проецирования (стандартная горизонтальная изометрия, фронтальная диметрия);
- 3) по методу нестандартных проекций (горизонтальная диметрическая проекция).

Элементы схем горных выработок следует изображать условными обозначениями по ГОСТ 2.854 – 75 – ГОСТ 2.856-75 [2].

1.2. Схемы горных выработок подразделяются на два типа:

1) общая схема предприятия включает в себя горно-капитальные выработки, вскрывающие месторождение и подготовительные горные выработки, делящие залежь полезного ископаемого на этажи, блоки, панели и т. д.;

2) схемы участков, ведущих очистные работы.

Объектом изображения на схемах являются горные выработки как геометрические объекты, изображаемые условными линиями. На общей схеме горно-капитальные выработки, вскрывающие залежи полезного ископаемого – стволы шахт, квершлага, штольни, шурфы – выполняются двойной линией. Толщина линии 0,3 мм, расстояние между линиями от 2,5 до 5 мм, в зависимости от габаритов чертежа. Подготовительные горные выработки – штреки, орты, восстающие, уклоны и т. п. выполняются сплошной основной линией толщиной 0,6-0,8 мм.

2. Стандартные приемы построения схем горных выработок

2.1. Прямоугольная изометрия

Направление осей:

1) ось  $Z$  вертикальна, совпадает с осью вертикального ствола шахты. При наклонном стволе ось  $Z$  проходит через устье ствола, которое может быть началом отсчета системы координат;

2) ось  $X$  совпадает с направлением квершлага (перпендикулярна простиранию залежи), если направления квершлагов различны, ось  $X$  выбирается по одному из них;

3) ось  $Y$  совпадает с простиранием залежи полезного ископаемого;

4) за оси  $X$  и  $Y$  аксонометрии можно принять координатную сетку поверхности (или горизонта), если направления квершлагов и простирание залежи примерно совпадают с линиями координатной сетки плана, в противном случае на схеме могут получиться недопустимые искажения.

При построении реальных схем горных выработок можно использовать преобразование – вращение с указанием параметров, например (рис. 1):

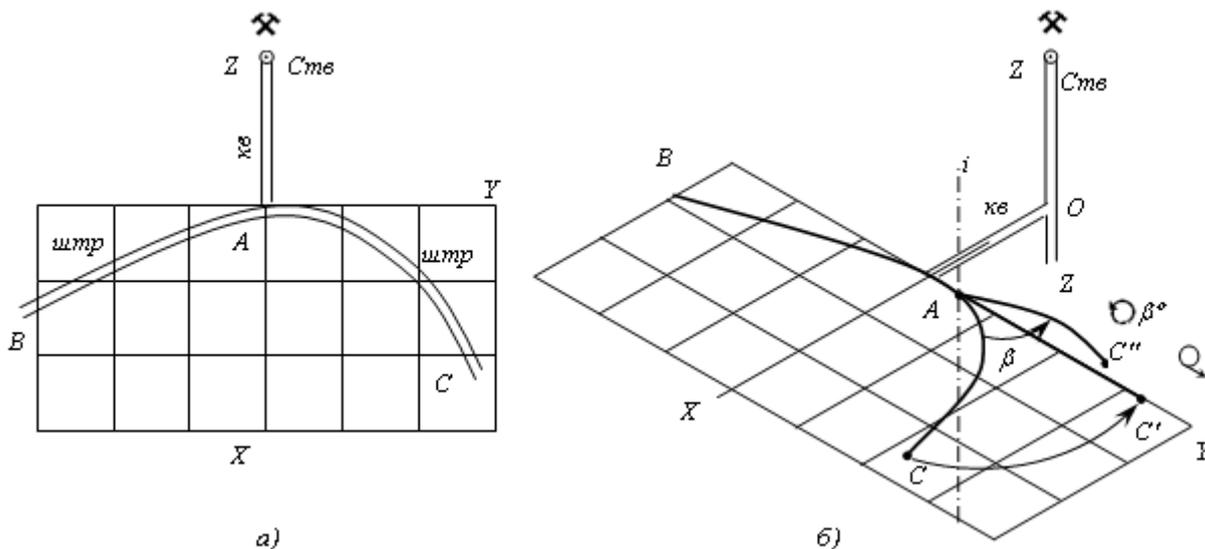


Рис. 1. Схема горных выработок:

а) план горизонта, б) прямоугольная изометрия части схемы

На рис. 1, б в прямоугольной изометрии штрек на фланге  $AC$  и сопряженные с ним горные выработки нижележащего этажа будут совпадать, что приведет к потере наглядности. Выход из этого положения можно найти, применив преобразование фланга  $AC$ , это может быть:

1) поворот – фланг  $AC$  поворачивается вокруг оси  $i$  на угол  $\beta$  в положение  $AC''$ . На схеме в этом случае необходимо указать стандартное обозначение [1]  $\odot\beta^\circ$  – символ «повернуть на угол  $\beta^\circ$ »;

2) развертка – фланг  $AC$  разворачивается на прямую линию  $AC'$  ( $|AC|=|AC'|$ ) по размерам со стандартным обозначением этого действия символом  $\bigcirc\rightarrow$  «развернуто»;

В обоих случаях фланг  $AC$  в прямоугольной изометрии получит вполне удовлетворительное изображение, тем более что на аксонометрических моделях метрические задачи практически не решаются.

## 2.2. Горизонтальная изометрическая проекция

Стандартная косоугольная изометрическая проекция [1] допускает наклон оси  $Y$  на  $45^\circ$  и  $60^\circ$  к горизонту, сохраняя угол между осями  $X$  и  $Y$   $90^\circ$ .

Для построения схем горных выработок углу наклона оси  $Y$  к горизонту можно придать более свободный выбор, сохраняя угол  $90^\circ$  между осями  $X$  и  $Y$ . В изометрии коэффициенты искажения по осям равны единице. Это значит, что для построения схемы можно использовать планы горизонтов в соответствующих масштабах со всеми горизонтальными горными выработками, с разворотом на угол наклона оси  $Y$  к горизонту.

Однако при крутых падениях залежей полезного ископаемого планы горизонтов могут частично накладываться, что приведет к потере наглядности в результате наложения горизонтальных и вертикальных выработок. Проблему можно решить за счет увеличения коэффициента искажения по оси  $Z$ , сделать  $\kappa_z > 1$ , что позволит «развести» на схеме погоризонтные планы. Но даже и в этом случае могут возникать проблемы наглядности выработок на этажах в отдельных местах, подобно рассмотренным в случае (рис. 1). Эти проблемы можно решать так, как показано на рис. 1, а также воспользоваться стандартным приемом – «выносной элемент». Неудобную для изображения часть схемы можно вынести на свободное поле чертежа в другом ракурсе с обозначением  $A$  (масштаб), изображенный выносной элемент выделяется на схеме контуром – штрих-пунктирной линией.

Для реальных условий, особенно при сложной гипсометрии залежи полезного ископаемого, наиболее приемлемой схемой горных выработок может быть комбинированная схема. На горизонтальной изометрии используются преобразования фрагментов схем в виде вращения до совмещения с плоскостью изображения или в виде разверток на эту плоскость. Так или иначе, к схеме горных выработок нужно предъявлять основное требование – наглядность и полнота изображения.

Цель настоящей работы – инициировать деятельность по созданию стандарта на построение схем горных выработок. С этой работой не может справиться один, даже высококвалифицированный специалист, требуется работа творческого коллектива. Необходимо на основе анализа существующих и ранее использовавшихся методов и опыта построения схем проработать множество теоретических и практических вариантов. Апробировать разработки на построение реальных схем горных выработок для конкретного предприятия. Актуальность работы не подлежит сомнению, поскольку отсутствует стандарт на изготовление схем горных выработок и методическая литература на эту тему.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. ЕСКД. Общие правила конструкторской документации. Изд. гос. ком. СССР по стандартам. – М.: 1991. – 240 с.
2. Горная графическая документация. Изд. гос. ком. СССР по стандартам. – М.: 1983. – 200 с.

УДК 553.042: 514.122.3

### ИНФОРМАЦИОННО-МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ В ГЕОМЕТРИЗАЦИИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

*БАБИЧ В. Н., КРЕМЛЁВ А. Г.*

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Конструирование достаточно адекватных (точных, надежных) математических моделей объектов горного производства с возможностью их компьютерной обработки позволит оперативно выполнить расчетно-проектные работы, геометризацию месторождений, экономико-математический анализ, информационное сопровождение процессов горных разработок (в т.ч. в режиме мониторинга). Развитие и адаптация методов математического моделирования к реальным ситуациям на основе внедрения вычислительной техники, телекоммуникационных средств и цифровых линий связи в сочетании с использованием высокоточных измерительных технологий (включая глобальные навигационные спутниковые системы) определяют эффективность использования математических моделей в процессе решения задач горного производства.

Горногеометрические исследования структурных и качественных особенностей месторождений полезных ископаемых включают систематизацию и математическую обработку полученных данных геологоразведочных работ, анализ морфологических особенностей залежей полезных ископаемых, выявление основных закономерностей и характера размещения полезных компонентов и вредных примесей внутри рудных тел, оценку горно-экономических параметров и кондиций, в т.ч. оптимизацию геологических границ оконтуривания рудных тел (в целях промышленной разработки месторождения), подсчет запасов, мощности залежи. В процессе решения подобных задач горного производства используются методы геометрии, математической статистики и теории вероятностей, анализа и оптимизации, теории игр, алгебры и теории множеств и др.

Геометрическое моделирование играет важную роль при осуществлении геометризации месторождений\*. Определение геометрической формы рудного тела на основе построения поверхностей (верхней, нижней) месторождения по данным измерений толщины пласта в точках бурения разведочных скважин представляет собой математическую аппроксимацию поверхностей физического слоя руды. При создании модели формируют сетевую структуру данных (блоков) на основе статистического анализа распределений параметров оруденения (распределений значений содержаний компонентов полезных ископаемых) при оконтуривании рудных тел с учетом горно-экономических параметров и кондиций (по слоям с различным бортовым содержанием полезного

---

\* Бабич В. Н., Кремлев А. Г., Сиразутдинова Н. Б. Методология математического моделирования в задачах горного производства // Альманах современной науки и образования. Раздел: Математика, физика, строительство, архитектура, технические науки. № 11 (30). Тамбов: Грамота. 2009. – С. 9-13.

компонента) дает возможность оценивать запасы отдельно для различных типов и промышленных сортов руд (с достаточной точностью). Таким образом, процесс информационно-математического моделирования месторождения разбивается на несколько этапов, причем является итерационным (с последующей корректировкой модели на основе дополнительной геологоразведочной, горно-экономической информации или пересчета определяющих характеристик), модель может представляться в разных вариантах в зависимости от принятых критериев для ее оценки.

Компьютерная визуализация разрабатываемых геометрических моделей может быть осуществлена с помощью современных САПР, достаточно активно используемых. Информационная поддержка процессов геометризации месторождений позволяет визуализировать, оперативно редактировать и автоматически рассчитывать необходимые параметры (показатели) горного производства. При этом имеет место интеграция получаемых данных, быстрое обновление результирующих характеристик, постоянный мониторинг качества производственного процесса.

Использование специализированных автоматизированных средств позволяет осуществлять проектирование на основе гибридного моделирования в диапазоне от проволочной (каркасной) геометрии до технологий параметрического моделирования с использованием твердых тел и сплайн-поверхностей. Современное программное обеспечение для горного моделирования и проектирования отличается интерактивной 3-х мерной графикой, высокого качества визуализацией поверхностей и моделей объектов, а также дружественным интерфейсом пользователя. Именно создание объемной компьютерной модели месторождения (в сочетании с аналитическим описанием) позволяет качественно решать основные горногеометрические задачи. Трехмерная визуализация (3D графика) объемной модели обеспечивает всестороннее изучение месторождения, особенностей его геологического строения, структуры, распределения полезного ископаемого, предоставляя такие функциональные возможности, как задание направления взгляда (изменение точки зрения, угла обзора), обзор модели «изнутри» (вдоль заданной траектории), масштабирование, геометрическое построение разрезов, сечений, проекций, формирование различных объектов технологического и конструктивного характера внутри модели, интерактивное отображение координат элементов модели.

В то же время, отсутствие аналитического описания поверхности модели определяет использование (в целом) в горных компьютерных системах табличного способа задания поверхности модели (цифровой модели), а это ведет к необходимости оперирования большими объемами данных в процессе решения производственных задач, требует интерполяции для промежуточных значений, причем оперативная обзорность модели возможна лишь при компьютерной визуализации модели. Получение описания точек линий (контуров) разрезов, сечений, проекций и др. выполняется лишь на основе оцифровывания (обводом контуров мышью на экране или сканированием).

Предлагаемый способ математической аппроксимации физической поверхности рудного тела определяется возможностью получения аналитического описания алгебраической поверхности  $n$ -го порядка по массиву данных пространственно-геометрических измерений. Последующие геометрические построения (необходимые при осуществлении геометризации месторождений) выполняются в сочетании с методами начертательной геометрии (геометрического моделирования в целом).

Рассмотрим математическую модель поверхности  $n$ -го порядка в евклидовом пространстве  $R^m$ , описываемую общим уравнением  $n$ -й степени относительно переменных  $x_1, x_2, \dots, x_m$

$$\sum_{(j_1, \dots, j_m) \in J_0} a_{j_1 \dots j_m} x_1^{j_1} \dots x_m^{j_m} = 0, \quad (1)$$

где  $J_0 = \{(j_1, \dots, j_m) \mid 0 \leq \sum_{s=1}^m j_s \leq n, j_s \in N_0, s = 1, \dots, m\}$ ,  $N_0$  – множество натуральных чисел (с нулем).

Общее число коэффициентов  $a_{j_1 \dots j_m}$  в уравнении  $n$ -й степени (1) определяется формулой (где  $\tilde{C}_m^k$  – число сочетаний с повторениями, причем  $\tilde{C}_m^k = C_{m+k-1}^k$ ):

$$W_n^{(m)} = \sum_{k=0}^n \tilde{C}_m^k = \frac{1}{(m-1)!} \sum_{k=0}^n \prod_{i=1}^{m-1} (k+i) = \frac{1}{m!} \prod_{i=1}^m (n+i). \quad (2)$$

Пусть с целью геометрического описания конфигурации (структуры) физического слоя рудной массы были проведены необходимые геологоразведочные работы. Полученные данные пространственно-геометрических измерений (после первичной обработки) сведены в виде табличного массива, где указаны для каждого узла  $M_s$  ( $s = 1, 2, \dots, r$ ) координаты  $(x_s, y_s, z_s)$  точки на верхней поверхности рудного тела. Подставив данные массива в уравнение (1), учитывая  $m=3$ ,  $x_1=x$ ,  $x_2=y$ ,  $x_3=z$ ,  $r = W_n^{(3)} - 1 = \frac{1}{6}(n+1)(n+2)(n+3) - 1$ , получим систему линейных уравнений (относительно неизвестных коэффициентов  $a_{ijk}$ ):

$$\sum_{(i,j,k) \in J_0} a_{ijk} x_s^i y_s^j z_s^k = 0, \quad s=1, 2, \dots, r. \quad (3)$$

Считая, что  $a_{000} \neq 0$ , т. е. моделируемая поверхность не проходит через начало координат, для определенности положим  $a_{000} = 1$ . Тогда систему (3) можно записать в матричном виде

$$Ra + I = 0,$$

где  $R$  – матрица размера  $r \times r$ ,  $a$  и  $I$  –  $r$ -мерные столбцы,  $a' = (a_{100} \ a_{010} \ a_{001} \ a_{200} \ \dots \ a_{00n})$ , штрих (') определяет транспонирование,

$$R = \begin{pmatrix} x_1 & y_1 & z_1 & x_1^2 & x_1 y_1 & y_1^2 & x_1 z_1 & z_1^2 & \dots & x_1^n & x_1^{n-1} y_1 & \dots & z_1^n \\ \dots & \dots \\ x_r & y_r & z_r & x_r^2 & x_r y_r & y_r^2 & x_r z_r & z_r^2 & \dots & x_r^n & x_r^{n-1} y_r & \dots & z_r^n \end{pmatrix}, \quad I = \begin{pmatrix} 1 \\ 1 \\ \vdots \\ 1 \end{pmatrix}.$$

Если  $\det R \neq 0$ , то существует единственное решение матричного уравнения:  $a = -R^{-1}I$ , где  $R^{-1}$  – обратная матрица.

Численная реализация полученного аналитического решения (в задаче определения коэффициентов  $a_{ijk}$ ) включает ряд этапов по организации и проведению вычислительного процесса: разработка, проектирование, конструирование и программная реализация конкретного вычислительного алгоритма; выбор используемых информационных технологий и средств, в первую очередь – выбор системы программирования и/или интегрированной системы, обеспечивающей выполнение требуемых вычислительных процедур. Спектр современных вычислительных средств весьма широк, что позволяет эффективно и качественно провести этап численного определения коэффициентов  $a_{ijk}$ .

Данный метод позволяет вычислять (определять) значения  $z$  на моделируемой поверхности в любой точке, причем для  $n=1, 2, 3$  уравнение (3) разрешимо относительно переменной  $z$ , в случае  $n \geq 4$  применяются итерационные методы последовательных приближений (с заданной степенью точности вычислений). Традиционно используются в качестве аппроксимирующих поверхностей (с возможностью аналитического описания) в каркасных моделях плоскости или квадрики. Увеличение порядка алгебраической поверхности в задаче аппроксимации физической поверхности рудного тела позволяет получить единое функциональное описание для большего числа узлов геодезической сети, а, следовательно, для большей области месторождения. При этом сетка может быть неравномерная и криволинейная.

## ВИРТУАЛЬНО-РЕАЛИСТИЧНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ГОРНО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ОБЪЕКТОВ

*ВЛАСОВ Д. С., ГОРДЕЕВ В. А.*

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Настоящее время характеризуется катастрофическим ростом информации, которую необходимо обрабатывать для поддержания прогресса в развитии современной науки. Объем данных растет быстрее, чем производительность компьютеров, которая, следуя закону Мура, удваивается каждые полтора года. Объем данных в научных исследованиях также увеличивается по экспоненциальному закону.

Подчеркивая важность интерактивной визуализации больших массивов данных, сформировано новое научное направление «Научная визуализация», развивающее методы и средства понимания решаемых проблем за счет привлечения к анализу информации способность человека видеть и понимать изображения (по данным психологов порядка 80 % информации об окружающем мире человек приобретает посредством зрительного восприятия).

Горные предприятия как объекты проектирования и управления являются сложными структурами для моделирования. Они представляют собой многофакторные природно-технологические комплексы, развивающиеся в пространстве в течение длительного времени (до 20-30 лет и более) и характеризующиеся большими объемами информации различного типа.

Информационный банк месторождения горного предприятия должен содержать основные данные по объекту, необходимые при планировании, т. е. информацию о ландшафте, геологии, застройке, горных выработках, коммуникациях, зонах воздействия на окружающую среду и т. д. Очень важно, чтобы все эти данные хранились в такой форме, которая позволяла бы оперативно выводить их на дисплей, на принтер, в расчеты.

Поскольку специалист (геолог, маркшейдер, горняк) обычно оперирует графическими образами, он, как правило, не может воспринять первичную информацию. Она должна быть преобразована и представлена не в дискретной, а в связанной форме – в виде графических документов.

Реальное повышение точности геометрических построений может быть достигнуто только при наличии достаточного количества объективных данных о строении изучаемого объекта. В противном случае, если имеет место значительный информационный дефицит, обуславливающий существенную неоднозначность структурно-геологических построений, возможен неоправданный рост роли алгоритмических решений задач интерполяции и экстраполяции, заложенных в используемую систему математического моделирования. Кроме того, ограниченное информационное обеспечение процесса моделирования приводит к резкому росту интерактивного режима работы в ущерб автоматическому, что ставит под вопрос саму возможность повышения оперативности построений.

В этих условиях важно выдержать разумный баланс между интерактивным и автоматическим режимами работы, имея в виду, что если первый чреват значительным субъективизмом и требует больших временных затрат, то неоправданное преобладание второго режима может привести к чрезмерной структурной примитивизации модели и, как уже отмечалось, чрезмерному влиянию конкретного математического обеспечения построений. Нередко опытный специалист, руководствуясь минимумом объективных данных, может достигнуть конечного результата достаточно высокой степени достоверности в ситуации, когда, с математически строгой точки зрения, сколько-нибудь обоснованные выводы невозможны в принципе.

При всем многообразии моделирования горно-технологических процессов можно выделить несколько способов моделирования, являющихся основой для выполнения задач по обработке и анализу огромного количества информации, поступающей во время работы горного предприятия:

- цифровое моделирование;
- математико-графическое моделирование;
- виртуально-реалистичная модель.

По своей сути первые две модели имеют общее содержание: математическая обработка и анализ данных, являющихся основой для создания графической модели, которая отображает общие черты горно-технологического объекта и его изменение во времени.

Виртуально-реалистичная модель – это лишь 3D-продукт построения горно-технологического объекта в векторном виде.

Следует отметить, что реалистичность позволяет увидеть действующее состояние моделируемого объекта, не приближаясь к нему, что является полезным для горноспасателей, специалистов, имеющих возможность оперативного руководства и принятия решений, проведения работ по промышленной безопасности, проведения презентаций, составления отчетов и привлечения инвесторов.

Представление о жизненном пространстве складывается из сопоставления зрительных впечатлений, поэтому так важно максимально реалистично «видеть» и «присутствовать» проектировщикам и потенциальным инвесторам в еще не построенном объекте. Это позволяет добиваться необходимого качества погружения в виртуальное окружение и работать с виртуальными мирами с высокой степенью интерактивности.

При работе с цифровой моделью появляется возможность относительно легко и быстро реализовать любой набор изображений объекта исследования в виде карт и разрезов произвольной ориентации и в любых комбинациях. Это обстоятельство позволяет, путем последовательного перебора практически неограниченного числа вариантов представления модели объекта, оперативно определить и практически реализовать оптимальные их виды и ракурсы, выявить значимые особенности его геологического строения. Квалифицированный выбор режима (или режимов) визуализации трехмерной модели позволяет получить объективные представления о внутреннем строении изучаемого объекта, облегчает выявление и анализ динамики пространственного изменения его вещественных, структурных или иных характеристик.

Следующим шагом в моделировании является переход к четырехмерному моделированию, т. е. введению четвертого измерения – времени. Построение четырехмерных моделей дает возможность изучать развитие горно-технологического объекта во времени.

Стоит также учесть, что для выполнения математического моделирования нужен программный продукт, который бы смог выполнять поставленные задачи. Практика показывает, что без опыта реализации данных задач моделирование может привести к значительной потере времени (сделать поставленную задачу не актуальной), к необоснованным затратам по привлечению программистов или специализирующейся на программировании организации вплоть до приведения предприятия в тупик по решению поставленных задач. Также можно использовать уже готовый программный продукт либо комплектацию продуктов, способных решать данные вопросы. Внимательное изучение рынка лишней раз доказывает, что на нынешний день рынок программных продуктов находится на вершине своего развития, стоит лишь выбрать наиболее подходящий по цене и по возможности решения этих задач.

При этом предпочтительно, чтобы система была ориентирована на применение широкодоступной, не слишком дорогой вычислительной техники, а возможно большее число процедур, и прежде всего – процесс визуализации, должны быть реализованы максимально доступными средствами.

Подобные системы сложны в применении и требуют специального обучения работающего с ними персонала. Кроме этого, они чрезвычайно дороги и обычно могут быть полноценно использованы только на мощных рабочих станциях, обладающих обширными возможностями компьютерной графики.

Следует отметить, что стремительно меняющийся и диверсифицированный рынок требует сокращения жизненного цикла для многих товаров. Быстрота разработки продукта является ключевым фактором для удовлетворения этих требований рынка. Однако традиционная разработка продукта основывается на итерациях процесса проектирования и построения дорогостоящих и трудоемких физических прототипов. Появилась задача сокращения этого процесса, неизбежным стало появление методов разработки, основанных на компьютерном моделировании.

Достижение компьютерного моделирования – это анализ по методу конечных элементов. Он мог бы стать средством виртуальной оценки надежности и технических характеристик продукта, если бы его вычислительную эффективность можно было улучшить до такой степени, чтобы выводить результаты в реальном времени. С его помощью можно было бы предсказывать механические свойства и характеристики (напряжение, прогиб, вибрация, температура, давление) так, как если бы они изменялись посредством различных экспериментов. Метод конечных элементов

используется в процессе проектирования для принятия конструкторских решений, что позволяет экономить драгоценное время и затраты, связанные с перепроектированием.

Эти тенденции в инженерной науке сходятся в новом понятии – виртуальная инженерия. В сущности, виртуальная инженерия – это разработка, основанная на имитации; это имитационный метод, помогающий инженерам в принятии решений и управлении. Использование имитации устраняет необходимость в дорогостоящих физических прототипах и физических экспериментах.

Виртуальное проектирование выполняется в виртуальной среде с использованием технологий виртуальной реальности. Виртуальное проектирование сосредоточивается на альтернативном пользовательском интерфейсе для процесса проектирования. Основная цель виртуального проектирования – позволить конструктору действовать интуитивным и естественным образом. Вторая цель виртуального проектирования – на ранних стадиях проектирования учесть точки зрения потенциального пользователя продукта.

Развитие компьютерной техники происходит настолько стремительно, что ранее казавшееся невозможным на сегодняшний момент может оказаться устаревшим. На данный момент достигнуто оптимальное сочетание аппаратной составляющей моделирования (персональный компьютер) и программной составляющей (программный продукт, на базе которого создается и в дальнейшем управляется модель).

Таким образом, можно уверенно сказать, что реалистичное моделирование является неотъемлемой частью в моделировании горно-технологических объектов, на основе уже созданных программных продуктов, вполне доступных для горнодобывающих предприятий.

УДК 622.271

## **ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ НА КАРЬЕРАХ ГИДРАВЛИЧЕСКИХ И КАНАТНЫХ ЭКСКАВАТОРОВ**

*САНДРИГАЙЛО И. Н., КАРИМОВ Ф. Р.*

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В настоящее время основу парка карьерных экскаваторов на горнодобывающих предприятиях России и государств СНГ составляют канатные экскаваторы отечественного и зарубежного производства. Доля гидравлических машин на карьерах и разрезах России и СНГ пока невелика.

В то же время анализ мирового рынка выемочно-погрузочного оборудования показывает, что в последние годы 75-80 % от общего количества закупаемых зарубежными горнодобывающими предприятиями экскаваторов с весом более 150 т составляют гидравлические машины и только 20-25 % канатные.

Широкое распространение гидравлических экскаваторов в значительной степени объясняется их преимуществами, основными из которых являются:

- в 1,8-2,0 раза меньший вес, чем у канатного экскаватора с той же вместимостью ковша;
- подвижность стрелы, рукояти и ковша, обеспечивающая возможность селективной отработки пластов и залежей сложной формы;
- возможность использования дизельного привода;
- возможность установки рабочего оборудования в варианте как «прямая лопата», так и «обратная лопата».

Реализация этих преимуществ гидравлических машин позволяет в ряде случаев существенно повысить эффективность разработки месторождений.

Однако, несмотря на увеличение доли гидравлических экскаваторов в общем парке выемочно-погрузочного оборудования, канатные мехлопаты по-прежнему широко используются на зарубежных карьерах.

Конкуренция на мировом рынке канатных и гидравлических машин требует решения задачи, связанной с определением целесообразной области применения на карьерах различных моделей экскаваторов.

В связи с этим необходимо проанализировать опыт эксплуатации гидравлических экскаваторов значительной единичной мощности (с вместимостью ковша от 9 до 38 м<sup>3</sup>) на карьерах России и государств СНГ, использующих их в течение ряда лет.

Так, только на предприятиях УК «Кузбассразрезуголь», по состоянию на начало 2008 г., из общего парка в 212 карьерных одноковшовых экскаваторов 32 машины имеют гидравлический привод рабочего оборудования. На Навоийском ГМК в Республике Узбекистан накоплен богатый опыт работы 9 гидравлических экскаваторов фирм «Катерпиллер», «Хитачи» и «Терекс» с вместимостью ковша от 11 до 26 м<sup>3</sup>, за значительный период эксплуатации. На разрезе «Нерюнгринский» работают крупные гидравлические машины фирмы «Комацу» с вместимостью ковша 23 и 38 м<sup>3</sup>. Опыт применения крупных гидроэкскаваторов в сложных климатических и горно-геологических условиях накоплен к настоящему времени на карьерах компании «АЛРОСА» (см. таблицу).

Кроме крупных гидравлических экскаваторов на этих предприятиях в близких условиях эксплуатируются также карьерные канатные экскаваторы с аналогичной вместимостью ковша, что позволяет сравнить результаты их работы.

Парки гидравлических экскаваторов большой единичной мощности на горных предприятиях СНГ

Предприятие	Фирма-производитель	Модель экскаватора	Вместимость ковша, м <sup>3</sup>	Количество, шт.	Год ввода в эксплуатацию
Разрез «Галдинский»	Катерпиллер	CAT-5130	10,5	1	2004
	Либхерр	R-994	13,0	1	2006
	Либхерр	R-9350	18,0	1	2006
	Терекс	RH-200	26,0	1	2006
Разрез «Калтанский»	Либхерр	R-994	13,0	1	2006
Разрез «Кедровский»	Либхерр	R-994	13,0	1	2006
Разрез «Краснобродский»	Терекс	RH-200	26,0	1	2006
Разрез «Нерюнгринский»	Комацу	PC-5500	23,0	2	2003
	Комацу	PC-8000	38,0	2	2005
Компания «АЛРОСА»	Катерпиллер	CAT-5130	11,0	2	2000, 2001
	Демаг	H135S	9,5	1	1999
	Демаг	H285S	19,0	2	2000
Навоийский горно-металлургический комбинат	Хитачи	EX-3500	13,7	1	1996
	Катерпиллер	CAT-5130	11,0	2	2000
	Катерпиллер	CAT-5230	15,1	2	1995
	Терекс	RH-170	14,8	2	1996, 1999
	Терекс	RH-200	26,0	2	2003

Основными причинами, побуждающими горные предприятия приобретать гидравлические экскаваторы, являются возможность снижения при их использовании потерь и разубоживания полезного ископаемого, а также независимость работы машины от наличия источников электроснабжения, ее высокая маневренность и скорость передвижения в случае применения дизельного двигателя.

УК «Кузбассразрезуголь» в последние годы были приобретены 11 гидравлических машин, введенных в эксплуатацию на добычных работах, и 18 гидроэкскаваторов, используемых на вскрышных работах. Приобретенные машины имеют в основном рабочее оборудование «обратная лопата».

Если ранее на добыче применялась валовая выемка угля карьерными мехлопатами с канатным приводом, то после внедрения гидравлических экскаваторов был осуществлен переход на селективную отработку. В результате зольность угля снизилась на 2,2 %, а потери – на 6,5 %. Сегодня до 70 % угля добывается в компании гидравлическими машинами. Производительность на один кубометр вместимости ковша гидравлических экскаваторов, работающих на добыче угля в смешанных забоях, составила 28 тысяч м<sup>3</sup> в месяц, что на 50 % выше достигнутой в таких же условиях механическими лопатами с канатным приводом.

Использование на вскрышных работах гидравлических машин способствовало увеличению производительности на 1 м<sup>3</sup> вместимости ковша, составившей у гидроэкскаваторов 21,6 тыс. м<sup>3</sup>/мес., против 17,4 тыс. м<sup>3</sup>/мес. у канатных машин.

В то же время опыт использования гидравлических экскаваторов в УК «Кузбассразрезуголь» показал, что их относительно небольшие рабочие параметры ограничивают высоту обрабатываемого за один проход слоя. При высоте уступа, достигающей 16 м, отработка взорванной горной массы осуществлялась послойно нижним черпанием с высотой слоя 3-5 м и погрузкой в автосамосвал, установленный на уровне подошвы уступа.

Использование гидравлических экскаваторов с дизельным приводом на нижних горизонтах карьера «Мурунтау» на Навойском ГМК позволило значительно уменьшить объем работ по переносу линий электропередач, осуществлять погрузку автосамосвалов большой грузоподъемности в стесненных условиях, при сложном строении рудных тел.

В ходе эксплуатации гидравлических машин проявились и их недостатки. В связи с тем, что гидроэкскаваторы имеют радиус черпания в 1,4-1,5 раз меньший, чем канатные машины, их необходимо размещать при работе ближе к откосу уступа. Это отрицательно влияет на безопасность горных работ.

Радиус разгрузки у гидравлической машины меньше в 1,4-1,5 раза, чем у канатного экскаватора. В связи с этим требуется устанавливать автосамосвал при погрузке горной массы ближе к экскаватору, что также отрицательно влияет на безопасность разработки месторождения.

Большие, чем у гидравлических экскаваторов с той же вместимостью ковша, рабочие параметры канатного экскаватора, позволяют обрабатывать более высокие уступы, уменьшить число передвижек экскаватора и повысить безопасность разработки.

Опыт длительного использования гидравлических экскаваторов с вместимостью ковша 11-15,1 м<sup>3</sup> на НГМК показал, что средние затраты на их содержание и ремонт постоянно увеличивались и в результате в 3-4 раза превысили аналогичные затраты у канатного экскаватора ЭКГ-15. В связи с тем, что гидравлические машины имеют значительно меньший, чем канатные, срок эксплуатации, уже на 6-7 год их работы существенно увеличились аварийные простои, связанные с отказами и ремонтом гидроцилиндров ковша, рукояти стрелы, разрыва шлангов, выхода из строя гидродвигателей и т. п. В результате существенно снизился коэффициент использования экскаватора. На 7-8 год эксплуатации себестоимость погрузки горной массы гидравлическими машинами значительно увеличилась и почти в 3 раза превысила этот показатель у ЭКГ-15.

Накопленный на сегодняшний день опыт использования на карьерах и разрезах России и государств СНГ гидравлических и канатных экскаваторов позволяет сделать выводы о целесообразности их использования при открытой разработке месторождений.

Канатные экскаваторы целесообразно применять:

- когда имеются надежные источники электроснабжения;
- при разработке крепких крупноблочных пород, требующих взрывного рыхления и не склонных к самообрушению;
- при длительном сроке эксплуатации карьера (более 15 лет);
- при высоте уступа 15 и более метров;
- при отсутствии необходимости частых перемещений экскаватора.

Гидравлические экскаваторы целесообразно применять:

- когда необходимо осуществлять селективную выемку полезного ископаемого;
- при освоении новых месторождений в малоосвоенных районах с неразвитой инфраструктурой;
- при отсутствии на карьере надежных источников электроснабжения;
- при малых сроках отработки месторождения (8-10 лет);
- при необходимости частых перемещений экскаватора по карьере.

## МАРКШЕЙДЕРСКИЕ НАБЛЮДЕНИЯ ЗА УСТОЙЧИВОСТЬЮ БОРТОВ КАРЬЕРОВ ПРИ ОТРАБОТКЕ ЛОКАЛЬНЫХ РУДНЫХ ТЕЛ МЕДНОКОЛЧЕДАННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЮЖНОГО УРАЛА

*КОЛЕСАТОВА О. С., ЕМЕЛЬЯНЕНКО Е. А., ГОРБАТОВА Е. А.*

ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им Г. И. Носова»

Медноколчеданные и медно-цинково-колчеданные месторождения Урала, эксплуатирующиеся с начала XIX века, содержат до 40 % от общероссийских запасов меди и цинка, занимая по объемам производства меди второе место в России после ОАО «ГМК Норникель» [3].

Длительная эксплуатация большей части месторождений привела к тому, что в настоящее время на большинстве медноколчеданных месторождений наблюдается резкое сокращение балансовых запасов руды. В подземном пространстве за проектным контуром карьеров в бортах и основании остаются выклинивающиеся в массиве и распределенные по периметру рудные участки, в шахтных полях не полностью отрабатываются бедные руды и маломощные рудные залежи, отдаленные локальные рудные тела, а также запасы, расположенные в неблагоприятных горно-геологических условиях [3]. Так, при отработке месторождения Молодежное, разрабатываемого Учалинским ГОКом, в бортах и основании карьера осталось 25 % балансовых запасов, а на Сибайском месторождении – 7 млн. т руды. На территории Узельгинского месторождения сосредоточено 65 пологих линзообразных рудных тел, расположенных в двух стратиграфических уровнях, из которых лишь 9 тел относятся к балансовым, а 56 – к забалансовым. Октябрьское месторождение, освоение которого осуществляет Бурибаевский ГОК, представлено 64 рудными телами, из них 7 рудных тел являются забалансовыми и 15 залежей глубокозалегающими, которые остаются в недрах Земли.

Концепция комплексного освоения месторождения полезных ископаемых предусматривает вовлечение в переработку прибортовых запасов с использованием комбинированной технологии их добычи. Поэтому в настоящее время предприятия, дорабатывающие данные месторождения, перешли на комбинированную технологию, при которой отработка рудных тел ведется подземным способом, а доставка руды производится по транспортной развязке карьеров. При этом безопасность и эффективность эксплуатации месторождений комбинированным способом в большей степени зависит от решения вопросов устойчивости подрабатываемых бортов карьеров.

Решение вопросов устойчивости подрабатываемых бортов карьеров требует постоянного мониторинга за характером деформаций бортов и сдвижением горных пород. Инструментальные маркшейдерские наблюдения, при комбинированной разработке месторождений, позволяют выявить влияние развития подземной отработки и развития зоны сдвижения на устойчивость подрабатываемых бортов, производить прогнозирование деформаций в зоне их совместного влияния, а также динамических нагрузок от работы транспорта и буровзрывных работ и разрабатывать мероприятия по снижению влияния подземной разработки и повышению устойчивости подрабатываемых бортов [1].

Поэтому маркшейдерские наблюдения, связанные с обеспечением устойчивости бортов карьеров при отработке локальных рудных тел медноколчеданных месторождений Южного Урала, являются актуальной задачей, для решения которой разработан и предложен к внедрению комбинированный метод производства маркшейдерских наблюдений: визуальный и инструментальный. В основе данного метода лежат установленные и рассчитанные критерии оценки состояния бортов карьеров в зависимости от угла наклона борта и соотношения длины и высоты карьера (табл. 1) [2].

Визуальный контроль выполняют для определения смещений и деформаций в отдельных точках деформационных участков в период активной стадии деформации. Производят наблюдения за раскрытием трещин, а также за деформациями сооружений, находящихся в непосредственной близости от деформационного участка. Наблюдения выполняют простыми способами с использованием проволочных, цементных маяков и др.

Общие критерии оценки состояния бортов карьеров

Геометрические параметры карьера, $\ell/H$ *	Угол наклона борта $\alpha$ , град	Характер наблюдаемых деформаций прибортовой полосы земной поверхности	Степень устойчивости борта	
			Коэффициент запаса устойчивости	Общая оценка
Более 3	$\alpha < 25$	Преобладает горизонтальная составляющая вектора смещения. Трещины отсутствуют	$\geq 1,30$	Угол наклона борта занижен
Любые	$\alpha \geq 25$	Преобладает вертикальная составляющая вектора смещения. Образуются трещины незначительной ширины.	1,15 – 1,20	Угол наклона стационарного борта занижен. Угол наклона рабочего борта оптимальный. Визуальные наблюдения.
Любые	$\alpha > 25$	Преобладает вертикальная составляющая вектора смещения. Образуются ступенчатые заколы.	1,10 – 1,15	Угол наклона стационарного борта оптимальный, рабочего завышен. Инструментальные наблюдения.

\*  $\ell$  – длина карьера по простиранию,  $H$  – высота карьера.

Инструментальные маркшейдерские наблюдения проводят на специальных наблюдательных станциях, размещенных в зоне влияния подземных разработок, следующими методами: геометрическим нивелированием, створными измерениями, пространственными засечками, полигонометрических ходов, фотограмметрической и тахеометрической съемками, с применением *GPS* оборудования. Сравнительная характеристика методов приведена в табл. 2.

Таблица 2

Сравнительная характеристика методов измерения

Метод измерений	$m_z$ , мм	$m_{sz}$ , мм
Геометрическое нивелирование	3,5	8,5
Рулетка	3,5	17,5
Электронный тахеометр ( <i>Trimble 3305</i> )	11,5	20
Спутниковая аппаратура ( <i>GPS</i> )	10,0	5,0

Предложенный метод, опробованный на месторождениях Юбилейное, Молодежное, Учалинское, показал, что наиболее точное определение планово-высотных координат реперов наблюдательных станций было получено с применением тахеометрического метода, с использованием тахеометра *Trimble 3305* и спутниковой аппаратурой.

Приведенные критерии оценки, используемые в предлагаемом методе маркшейдерских наблюдений, позволили установить, на какой стадии развития деформации борта достаточно визуального контроля его состояния и когда обязательна постановка инструментальных наблюдений, результаты которых могут быть оценены предложенным методом.

### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Методические указания по наблюдениям за деформациями бортов разрезов и отвалов, интерпретации их результатов и прогнозу устойчивости. – Л.: ВНИМИ, 1987. – 118 с.
2. Пушкарев В. И., Колесатова О. С. О критериях контроля состояния деформирующихся бортов карьеров // Освоение месторождений полезных ископаемых: Межвуз. сб. науч. тр. – Магнитогорск: 2004. – С. 99-106.
3. Рыльникова М. В., Горбатова Е. А., Емельяненко Е. А. Условия и процессы вторичного минералообразования при эксплуатации медноколчеданных месторождений: монография. – М.: УРАН «ИПКОН РАН», 2009. – 185 с.

## ПАРАМЕТРЫ ГИДРАВЛИЧЕСКОГО ГРОХОЧЕНИЯ НА ПЛОСКИХ ГРОХОТАХ

АЛЕНИЧЕВ М. В.

ООО «Уральский центр экспертизы недропользования»

ЗДОРОВЕЦ И. Л.

Артель старателей «Нейва»

БАГАЗЕЕВ В. К.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

При разработке россыпных месторождений дезинтеграция и гидравлическое грохочение являются технологическими операциями по подготовке песков к обогащению. Надрешетный продукт крупностью более 8-10 мм составляет галечную фракцию песков и, как правило, отправляется в отвал. При низкой эффективности грохочения часть подрешетного продукта (эфельной фракции), не прошедшая через перфорацию грохота, также попадает в отвал, что приводит к потерям золота. Низкая эффективность грохочения обусловлена, прежде всего, несоответствием величины нагрузки исходного материала на сеющую поверхность грохота (см. рисунок).



Зависимость эффективности грохочения песков в барабанном грохоте (бочке) от относительной крупности зёрен при различной производительности, м<sup>3</sup>/ч:

1 – 400-450; 2 – 200-250; 3 – 100-150

В практике расчетов для определения объемной производительности плоского грохота используется обобщенная формула для сухого грохочения

$$Q_{\Gamma} = K_{\text{O}} \times q_{\text{баз}} \times F, \quad (1)$$

где  $K_{\text{O}}$  – общий поправочный коэффициент;  $q_{\text{баз}}$  – базисная удельная объемная производительность, м<sup>3</sup>/м<sup>2</sup> · ч;  $F$  – полезная площадь сита, м<sup>2</sup>.

$q_{\text{баз}}$  принимается по табличным данным в зависимости от размера отверстий (от 7,0 м<sup>3</sup>/м<sup>2</sup> · ч при отверстиях 3,2 мм, до 6,4 м<sup>3</sup>/м<sup>2</sup> · ч при 100 с расчетной эффективностью грохочения  $E = 90\%$ ) [2].

Обобщенный коэффициент учитывает отклонения эффективности грохочения, форму отверстий, влажность материала, конструктивные особенности.

Эффективность разделения (грохочения) по классу мельче отверстий сита определяется как отношение массы класса, прошедшего через отверстия, к массе класса в исходном материале

$$E = \frac{Q_{\Gamma} \times \rho_{\text{O}}}{Q_{\text{O}}} 100, \% \quad (2)$$

где  $\rho_0$  – насыпная плотность исходного материала, т/м<sup>3</sup>;  $Q_0$  – масса класса крупностью мельче отверстий сита в исходном материале, т/ч.

При гидравлическом грохочении и обогащении золотосодержащих песков объемное соотношение воды и твердого материала (Ж : Т) находится в пределах от 4-6 до 12-16 и более. В этих условиях большое значение имеет динамика разделения потока пульпы на решетке.

Объемный выход пульпы под решетку определяется по формуле [3]

$$\gamma_{\Pi} = 1 - \frac{h}{h_0} = 1 - \left[ 1 - \frac{n \times \xi \times l \sqrt{2g \times h_0 \times \cos \alpha}}{2q_0} \right]^2, \quad (3)$$

где  $h_0$ ,  $h$  – толщина потока в начале и в конце грохота, м;  $n$  – коэффициент, учитывающий соотношение твердого и жидкого в пульпе,  $n = 0,36 - 0,41 \alpha_m$ ,  $\alpha_T$  – содержание твердого по массе, доли ед.;  $\xi = \frac{a}{b+a}$  – коэффициент, равный отношению живого сечения отверстий к площади элемента грохота;  $a$  – ширина отверстий, м;  $b$  – ширина колосника, м;  $l$  – длина грохота, м;  $g=9,81$  м/с<sup>2</sup>;  $\alpha$  – угол наклона грохота, град;  $q$  – удельная нагрузка на 1 м ширины грохота:

$$q = \frac{Q_{\Pi}}{B} = h_0 \times v, \text{ м}^3/\text{с} \cdot \text{м},$$

где  $Q_{\Pi}$  – расход потока пульпы, м<sup>3</sup>/с;  $B$  – ширина грохота, м;  $v$  – скорость потока пульпы, м/с.

Установлено [3], что извлечение мелких частиц (например, крупностью до 0,074 мм) совпадает с выходом пульпы. Для расчета извлечения частиц узких классов  $i$ -й крупности в подрешетный продукт (дугового грохота) составляет

$$\varepsilon_i = 1 - (1 - \gamma_{\Pi} - \sigma) \frac{d_k - d_i}{d_k - d_m}, \quad (4)$$

где  $\sigma$  – поправочный коэффициент, учитывающий разницу между выходом воды и пульпы, ( $\sigma=0,04$ );  $d_k$  – максимальный размер крупных частиц, проходящих через решетку ( $d_k = (0,6 - 0,9)b$ , где  $b$  – ширина щели);  $d_m$  – максимальный размер мелких частиц, извлечение которых совпадает с извлечением воды ( $d_m \approx 0,0754$  мм);  $d_i$  – средний размер частиц расчетного  $i$ -го класса.

Для расчета потерь золота при гидравлическом грохочении на плоских грохотах целесообразно остаток мелких частиц в надрешетном продукте обозначить как коэффициент недостаточной степени (качества) грохочения

$$\delta_i = (1 - \varepsilon_i) = (1 - \gamma_{\Pi} - \sigma) \frac{d_k - d_i}{d_k - d_m}, \quad (5)$$

Тогда величина потерь золота  $\Pi_{\Gamma i}$  (5) из-за некачественного грохочения определяется по формуле

$$\Pi_{\Gamma} = \sum \delta_i \times C_i, \quad (6)$$

где  $C_i$  – содержание частиц золота расчетного  $i$ -го класса крупности в исходных песках, %.

Таким образом, по формулам (3, 5, 6) рассчитываются показатели гидравлического грохочения: выход пульпы под решетку, выход отдельных классов крупности исходных песков под грохот, коэффициент качества грохочения, потери золота.

Расчет показателей гидравлического грохочения приобретает особое значение в связи с тенденцией узкой классификации песков и уменьшением крупности подрешетного материала до 4-5 мм. Снижение крупности питания шлюзов позволит снизить скорость потока пульпы и уменьшить потери мелкого золота на шлюзах в 1,5-2,0 раза [4].

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Обогащение золотосодержащих песков и конгломератов / О. В. Замятин, А. Г. Лопатин, Н. П. Санникова, А. Д. Чугунов. – М.: Недра, 1975. – 264 с.
2. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы / О. С. Богданов, В. Д. Олевский. – М.: Недра, 1982. – 366 с.
3. Кизевальтер Б. В. Теоретические основы гравитационных процессов обогащения / Б. В. Кизевальтер. – М.: Недра, 1979. – 295 с.
4. Замятин О. В. Современные технологии обогащения золотосодержащих песков россыпных месторождений / О. В. Замятин, В. М. Маньков // Горный журнал. 2001. – № 5. – С. 45-48.

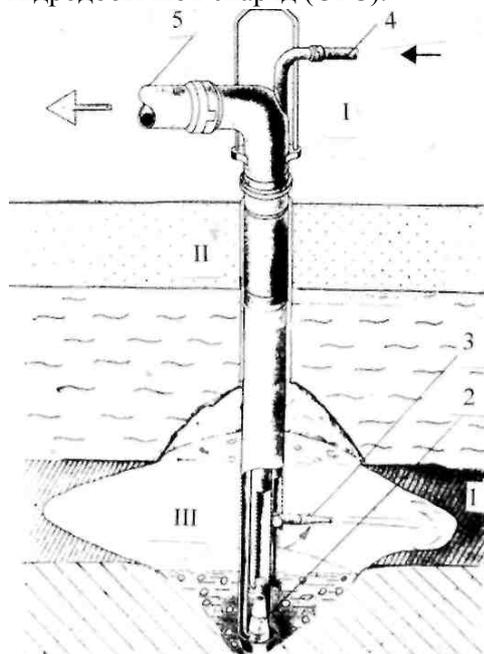
УДК 622.277

### РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ РАЗМЫВА ПОРОД ПРИ СКВАЖИННО-ГИДРАВЛИЧЕСКОЙ ДОБЫЧЕ

*НИКУЛИНА Л. Н.*  
ООО «Геотехпроект»

*БАГАЗЕЕВ В. К.*  
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Значительной перспективой увеличения добычи золота является вовлечение в разработку глубокозалегающих россыпей скважинно-гидравлическим способом. Скважинная гидродобыча (СГД) основана на превращении (размыве) горной массы в пульпу на месте залегания и откатке ее на поверхность через скважины. Основным рабочим оборудованием является скважинный гидродобычный снаряд (СГС).



Скважинный гидродобычный снаряд (см. рисунок) состоит из верхнего оголовка I, нижнего оголовка III и става промежуточных секций II, который собирается из соосно расположенных труб различного диаметра, за счет чего образуются полости для подачи воды, воздуха и подъема пульпы. Корпусная труба СГС используется в качестве обсадной, а нижний оголовок отделяется пакером, перекрывающим межтрубное пространство.

Схема СГС с выводной конструкцией гидромонитора:

I – промышленный пласт, 2 – насадка гидроэлеватора, 3 – гидромонитор, 4 – напорный водовод, 5 – пульповод

Механизм разрушения пород выполнен в виде гидромониторной головки с насадкой. Подъем гидросмеси из скважины осуществляется гидроэлеваторами, эрлифтами (редко землесосами).

В общем случае производительность гидромониторного размыва  $Pr$  ( $m^3/ч$ ) пород определяется по формуле

$$Pr_p = 11767 \frac{d_n^2 \sqrt{H}}{q}, \quad (1)$$

где  $d_n$  – диаметр насадки, м;  $H$  – напор воды перед насадкой, м;  $q$  – удельный расход воды на размыв  $1 m^3$  породы,  $m^3/m^3$ .

При гидромониторном размыве на открытых горных работах используются насадки  $d_H=50-150$  мм и напор воды 40-150 м. Удельный расход воды определяется обычно по классификациям пород (табл. 1).

При СГД используются насадки 9-50 мм с напором воды до 600 м.

На основе положений теории предельного напряженного состояния нами получены зависимости параметров разрушения пород гидромониторной струей от физико-механических свойств пород [3]:

$$\Pi = \frac{1300 \times d^2 \times H \times e^{-\left(\frac{H_p}{f \times H}\right)}}{\sqrt{E \times \rho}}; \quad q_p = \frac{9\sqrt{H \times E \times \rho}}{H \times \exp(-H_p / H \times f)}, \quad (2)$$

$$\left. \begin{aligned} H_p &= 50 P_{пр}; \quad f = \left(\frac{42,4d}{L}\right)^{0,85} \left[ e^{-(1,52d\sqrt{H})} \right]^{0,85}, \\ P_{пр} &= c \times \text{ctg } \varphi [\text{tg}^2 (45 + \varphi/2) e^{\pi \text{tg } \varphi} - 1], \end{aligned} \right\} \quad (3)$$

где  $\Pi$  – производительность размыва,  $\text{м}^3/\text{ч}$ ;  $H_p$  – напор струи, необходимый для размыва пород, м;  $q_p$  – удельный расход воды,  $\text{м}^3/\text{м}^3$ ;  $P_{пр}$  – разрушающее давление на грунт, МПа;  $f$  – коэффициент снижения осевого давления по мере удаления забоя от насадки на расстоянии  $L$ ;  $H$  – напор воды перед насадкой, м;  $d$  – диаметр насадки, м;  $E$  – модуль общей деформации грунта, МПа;  $c$  – удельное сцепление грунта, МПа;  $\varphi$  – угол внутреннего трения грунта, град;  $\rho$  – плотность грунта,  $\text{т}/\text{м}^3$ .

В табл. 2 приводятся расчетные значения производительности размыва пород глубокозалегающей (60-80 м) древней россыпи ( $c=0,009$  МПа;  $\varphi=38^\circ$ ;  $E=50$  МПа;  $\rho=2,4$   $\text{т}/\text{м}^3$ ).

Таблица 1

Категории классификаций горных пород по трудности разработки гидравлическим способом

Единая 20-ти категорийная классификация [1]		Классификация «Главзолото» – ЦНИГИ [2]			Классификация ЕНИР – 1963 [2]		
Категория	Временное сопротивление	Категория	Минимальный рабочий напор, м	Расход воды на разрушение, $\text{м}^3/\text{м}^3$	Группа пород	Напор	Расход воды при высоте забоя 5-15 м, м
I	1	I	20	3,2	I	30-40	5-6
II	3				II	30-60	5-7
III	5				III	30-70	7-9
IV	8	II	25	4,7	IV	40-80	9-12
V	12	III	40	5,9			
VI	16	IV	50	7,5	V	50-120	10-14
VII	21	V	60	9,0			

Производительность размыва пород гидромониторной струей (П, м<sup>3</sup>/ч)

Напор, м	Расстояние от насадки до забоя								
	10 м при $d$ (мм)			15 м при $d$ (мм)			20 м при $d$ (мм)		
	30	40	50	30	40	50	30	40	50
150	3,4	6,0	9,9	0,95	3,2	5,3	0,2	1,8	3,2
200	5,5	10,5	16,6	2,1	6,26	9,7	0,75	3,8	6,2
250	8,4	13,8	23,7	3,8	9,74	14,9	1,52	6,3	9,7
300	11,5	21,0	31,3	5,6	13,7	20,6	2,6	9,3	13,0

Полученные зависимости (2; 3) производительности гидромониторного размыва от физико-механических свойств пород и параметров размыва является основанием для определения параметров СГД.

### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Единые нормы выработки (времени) на разработку россыпных месторождений открытым способом / МЦМ СССР. – Магадан: ОТИ ПО «Северовостокзолото», 1981. – 300 с.
2. Лезгинцев Г. М. Гидромеханизация разработки россыпей и методы расчетов / Г. М. Лезгинцев. – М.: Наука, 1968. – 220 с.
3. Багазеев В. К. Расчет расхода и напора воды при гидравлической разработке россыпных месторождений / В. К. Багазеев // Изв. вузов. Горный журнал. – 1985. - № 1. – С. 15-19.

УДК 622.765

### РАСЧЕТ ПОТЕРЬ НАПОРА В ТРУБНЫХ ОБОГАТИТЕЛЯХ

*МИЛЮТИН И. А.*

ОАО ССП «Уралсибгидромеханизация»

*БАГАЗЕЕВ В. К.*

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В условиях истощения запасов россыпного золота особое значение имеет оценка возможности его попутной добычи при разработке месторождений песчано-гравийных материалов (ПГМ) с использованием трубных обогатителей (ТО).

Принципиально обогащение в трубах аналогично гравитационному обогащению на шлюзах с лестничными трафаретами, с перфорированным грохотом (типа шлюз-грохот), с камерным поддоном и разгрузочным люком (см. рисунок).

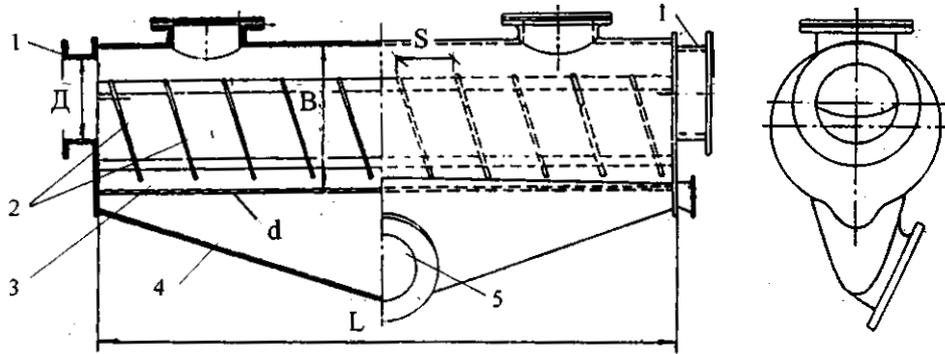
В зависимости от диаметра пульповода  $D$ , по аналогии со шлюзами глубокого наполнения, принимается:

- высота диафрагм  $(0,15-0,25)D$ ;
- диаметр обогатительной трубы  $B = (1,6-1,8)D$ ;
- расстояние между диафрагмами  $S = D$ .

Трубы устанавливаются в основной пульповод технологической цепи гидравлической добычи ПГМ.

Имеется опыт разработки золотосодержащей россыпи землесосным снарядом с использованием трубных обогатителей [2]. Достоинства ТО:

- поточность – процесс обогащения протекает без каких-либо разрывов в общей технологической цепи аппаратов;
- обогащение происходит при напорном гидравлическом транспорте.



Трубный обогатитель:

$l$  – пульповод;  $2$  – серповидные диафрагмы;  $3$  – грохот;  $4$  – коллектор;  $5$  – разгрузочный люк;  
 $D$  – диаметр пульповода;  $B$  – диаметр обогатительной трубы;  $S$  – расстояние между диафрагмами;  
 $d$  – размер перфорации грохота [1]

Существенный недостаток трубного обогащения – дополнительные потери напора и связанные с этим запрессовки труб.

К основным расчетным параметрам гидротранспорта ПГМ относятся:

- критическая скорость транспортирования по основному пульповоду;
- необходимый напор для транспортирования пульпы.

Критическая скорость  $u_{кр}$  движения пульпы – это скорость потока пульпы, при малейшем уменьшении которой начинается выпадение частиц грунта в осадок на дно трубы.

Соотношение значений средней и критических скоростей обуславливают три режима транспортирования грунта:

- при значении  $u_{ср}$ , значительно большем  $u_{кр}$  ( $u_{ср} \geq 1,2u_{кр}$ ), грунт транспортируется во взвешенном состоянии;
- при  $u_{ср}$ , незначительно превышающем  $u_{кр}$  ( $u_{ср} \approx u_{кр}$ ), грунт в потоке расслаивается – в верхней части транспортируются мелкие и средние частицы, более крупные тяготеют к нижней части потока;
- при  $u_{ср}$ , несколько меньше  $u_{кр}$  ( $u_{ср} < u_{кр}$ ), в нижней части потока находятся средние и крупные частицы, наблюдается частичное заиливание труб.

Установка обогатительных труб нарушает режим движения в пульповоде и значительно увеличивает потери напора. При внезапном расширении поперечного сечения трубы и последующего неоднократного сжатия – расширения потока образуется местное сопротивление.

В общем случае величины местных потерь напора рассчитывается по формуле Вейсбаха

$$\Delta h = \xi \frac{u_{ср}^2}{2g},$$

где  $\xi$  – коэффициент потерь напора;  $g = 9,81 \text{ м/с}^2$ .

В ТО сопротивление возникает:

- при внезапном расширении поперечного сечения пульповода на участке ТО;
- за счет резких расширений и сужений потока в диафрагмах трубы.

Величину коэффициента определяем как сумму сопротивлений (с незначительным упрощением) по табличным данным [2]

$$\sum \xi = \xi_{в.р} + 1 + z(a + b),$$

где  $\xi_{в.р}$  – коэффициент, учитывающий внезапное расширение потока,

$$\xi_{в.р} = \left(1 - \frac{F_0}{F_{ТО}}\right)^2,$$

$F_0, F_{TO}$  – площадь основного пульповода и трубного обогатителя,  $m^2$ ;  $z$  – число диафрагм;  $a, b$  – коэффициенты, принимаются по таблице в зависимости от относительной длины ячейки  $\frac{2S}{D}$ ; для параметров ГО:  $\frac{2S}{D} = 3 \div 5$ ;  $a=0,1-0,15$ ;  $b=0,06-0,08$ .

Выбор землесоса для гидротранспорта с учетом потерь в обогатительных трубах позволит избежать простоев, связанных с их запрессовкой.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Свиридов А. П. Драги и драгирование / А. П. Свиридов. – М.: Металлургиздат, 1954. – 340 с.
2. Идельчик И. Е. Справочник по гидравлическим сопротивлениям / И. Е. Идельчик. – М.: Машиностроение, 1975. – 560 с.

УДК 622.271:624.31

### РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ПОДРАБОТАННЫХ БОРТОВ КАРЬЕРОВ ПРИ ОТРАБОТКЕ ЛОКАЛЬНЫХ РУДНЫХ ТЕЛ МЕДНОКОЛЧЕДАННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЮЖНОГО УРАЛА

*КОЛЕСАТОВА О. С.*

ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет»

За последние десятилетия в горнодобывающей промышленности обозначилась тенденция развития комплексного освоения минеральных ресурсов с применением передовых комбинированных технологий разработки.

Одной из основных задач, возникающих при отработке месторождений комбинированной технологией, является обеспечение устойчивости бортов карьеров. Особенно актуальной эта задача становится при отработке локальных рудных тел, расположенных в борту карьера.

Целью исследований является определение способа оценки устойчивости подработанных бортов карьеров, при отработке локальных рудных тел, дающего наиболее точные значения коэффициента запаса устойчивости.

Разнообразие горно-геологических и горнотехнических условий, изменяющихся вследствие подработки бортов карьеров подземными выработками, привело к разработке большого количества аналитических методов оценки устойчивости подрабатываемых бортов карьеров и определения положения наиболее вероятной поверхности скольжения.

В работе Козлова Ю. С. [1] проанализированы различные способы определения формы поверхности скольжения, это методы расчета устойчивости откосов, данные маркшейдерских наблюдений за обрушениями и оползнями, а также исследования на моделях из эквивалентных материалов. Анализ показал, что в природе поверхность скольжения криволинейная, а не круглоцилиндрическая. Если бы поверхность скольжения представляла часть дуги окружности, то при обрушениях и оползнях не было бы ни заколов, ни поверхностей разрыва, выходящих, как правило, на боковую поверхность откоса, а деформирование призмы обрушения (оползания) происходило бы как единое монолитное тело.

Кузнецова Т. С. в своей работе [2] предлагает рассчитать коэффициент запаса устойчивости по пространственной сферической поверхности скольжения методом алгебраического сложения сил. Однако анализ объемного распределения напряжений и их соотношений в массиве откоса позволяет объяснить формы деформаций и прогнозировать их размеры только для откосов, представленных изотропной средой. В предложенной методике рассмотрен вариант построения поверхности скольжения, когда угол откоса ( $\alpha$ ) больше угла внутреннего трения ( $\varphi$ ).

Рассмотренные методы построения поверхности скольжения не позволяют оценить ее положение в борту карьера при отработке локальных рудных тел подземными горными выработками.

В условиях обработки локальных рудных тел, расположенных в борту карьера, расчет устойчивости свелся к построению экстремальной поверхности скольжения, т.е. поверхности с наименьшим сопротивлением сдвигу. Определив входящие в уравнение равновесия величины  $dQ$ ,  $dT$ ,  $dN$ ,  $dF$ , получим уравнение экстремальной поверхности скольжения

$$\frac{c}{\gamma z} = (\operatorname{tg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta)\cos^2\beta,$$

где  $c$  – сцепление, МПа;  $\varphi$  – угол внутреннего трения, град;  $\beta$  – угол наклона элементарной площадки к горизонтальной плоскости, град.

Для построения необходимо определить значение  $z$  и от точки к точке определить экстремальное положение поверхности скольжения. При подработке построение упрощается, поскольку в этом случае известна величина  $z$  в нижней части откоса.

На практике в большинстве случаев массив имеет неоднородное строение. Поэтому необходим такой метод расчета, в котором учитывается вся сложность строения массива, физико-механические свойства горных пород и по точности удовлетворяющий требованиям практики. Таким методом является математически обоснованный метод многоугольника сил, применяемый для условий объемной задачи.

В методе многоугольника сил используются сосредоточенные силы, действующие по площадкам между смежными блоками горного массива. Для этого в призме возможного обрушения откоса двумя меридиональными плоскостями с углом  $d\theta$  выделим элементарный блок массива пород с весом  $P''$  (рис. 1 и 2, а).

На элементарный блок действуют реакции  $E$  со стороны смежных блоков, со стороны его основания и боковые силы  $R_\theta$ . Реакция  $R_\theta$  действует всегда горизонтально и перпендикулярно боковым граням элементарного блока. По условию объемной задачи по этим граням касательных напряжений нет, а кольцевое главное напряжение  $\sigma_\theta$  равно первому главному напряжению  $\sigma_1$  в каждой точке блока ( $\sigma_\theta = \sigma_2 = \sigma_1$ ).

Деформация блока направлена к оси симметрии  $OZ$ . Горизонтальную составляющую сил  $R$ , препятствующую сползанию блока, найдем проектированием  $R_\theta$  на ось  $OR$ . Она будет равна  $R_\theta \sin d\theta$ . Построение многоугольника сил представлено на рис. 2, б.

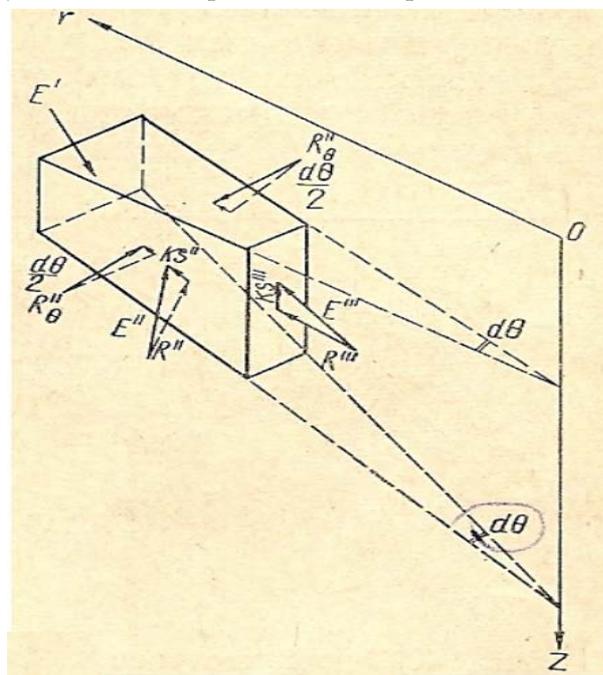


Рис. 1. Схема действия сил на элементарный блок массива пород

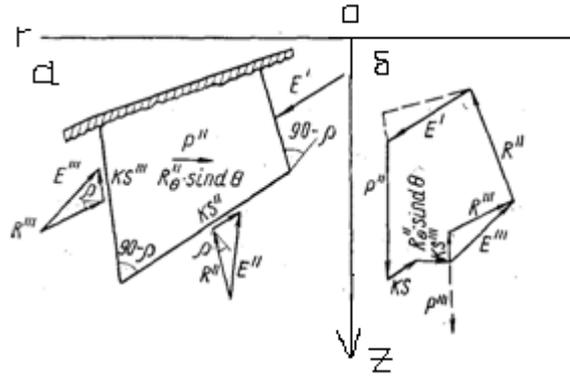


Рис. 2. Схема построения многоугольника сил

Проведенные поверочные расчеты для различных значений углов трения, глубины и радиусов выемки показали, что относительная невязка несмыкания многоугольника сил не превышает +5 %.

Сопоставление данных, полученных методом расчета многоугольника сил и натурных замеров, подтвердило, что учет реакции между блоками дает наиболее достоверную оценку устойчивости бортов карьеров по сравнению с другими методами.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Козлов Ю. С. Исследование метода расчета устойчивости откосов: автореф. дис. ... канд. тех. наук. – Свердловск. – 1962.
2. Кузнецова Т. С., Черчинцева Т. С. Геомеханические основы прогноза объемных деформаций и устойчивость откосов горных пород: монография. – Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ им. Г. И. Носова», 2007.
3. Пушкарев В. И. Построение и расчет откосов круглых выемок плоского профиля // Изв. вузов. Горный журнал. – 1966. – № 4. – С. 29-33.

УДК 622.34.004.8

### ТЕХНОГЕННОЕ МИНЕРАЛООБРАЗОВАНИЕ ПРИ КУЧНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНОКОЛЧЕДАНЫХ РУД

*ГОРБАТОВА Е. А., ЕМЕЛЬЯНЕНКО Е. А., КОЛЕСАТОВА О. С.*

ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова»

Переработка техногенных отходов медноколчеданных месторождений в модельных системах кучного выщелачивания представляет собой геологический процесс, характеризующийся окислительной геохимической обстановкой и приводящий к формированию определенного техногенного минерального фона. В результате такого процесса происходит концентрация цветных металлов на геохимических барьерах.

Целью исследований являлось определение закономерностей процессов вторичного минералообразования в модельных системах кучного выщелачивания техногенных отходов Бурибаевского медноколчеданного месторождения.

**Характеристика техногенных отходов.** Текущие хвосты обогащения медноколчеданных руд Бурибайского ГОКа относятся к группе мелкозернистых техногенных песков. Сумма сульфидов в техногенных образованиях колеблется от 65 до 85 %, из них 95 % приходится на долю пирита, 5% – сфалерита и халькопирита.

Сфалерит и халькопирит встречаются в виде тонких взаимных прорастаний и эмульсионной вкрапленности в зернах пирита. Отмечены единичные зерна халькопирита и сфалерита. Нерудная фракция сложена зернами неправильной формы кварца, серицита и хлорита.

**Методика эксперимента.** Технологическая схема выщелачивания отходов горно-обогатительного производства включала: работы по подготовке сырья к выщелачиванию; кучное выщелачивание меди и цинка; переработку продуктивных растворов.

Учитывая рыхлое состояние хвостов обогащения и низкий коэффициент фильтрации, текущие хвосты предварительно обезвоживались до влажности менее 8 %, окомковывались с использованием извести и измельченных шлаков медеплавильного производства как связующих компонентов для получения прочных, пористых, устойчивых в кислых средах окатышей.

Окомкованные хвосты укладывались послойно в штабель, тем самым образуя техногенный массив с заданными параметрами – размерами, геомеханическими характеристиками, пористостью, коэффициентом фильтрации, содержанием полезных и ценных компонентов (рис. 1).

Переработка окомкованных хвостов производилась методом кучного сернокислотного выщелачивания в инфильтрационно-капиллярном режиме на специально подготовленном полигоне. Выщелачивание штабеля осуществлялось циклично. Каждый цикл состоял из 2 этапов. Первый этап – закисление руды. Второй этап – промывка массива окатышей и воздушная аэрация. Перед выщелачиванием для заполнения пор, трещин и ускорения диффузии выщелачивающих растворов массив предварительно орошался водой.

**Геохимическая среда техногенного массива.** Техногенный массив, хорошо аэрируемый с периодически притопаемыми участками, является техногенной корой выветривания, где протекают окислительно-восстановительные и коррозионно-гидролизные процессы [4]. По составу типоморфных элементов геохимическая обстановка – сернокислотная. Концентрация халькофилов – меди и цинка, сравнима с количеством металлов, содержащихся в промышленных рудах. Распределение полезных компонентов в техногенном массиве – равномерное.



Рис. 1. Вид штабеля кучного выщелачивания

**Обсуждение результатов.** Штабель кучного выщелачивания – это сложно построенный массив, включающий в себя последовательно функционирующие испарительный, кислый, щелочной геохимические барьеры, выполняющие функцию природных «фильтров», снижая миграционную способность минерализованных растворов и способствуя концентрации растворенных веществ [3].

В процессе кучного выщелачивания при взаимодействии сернокислых растворов с сульфидами образуются сульфаты как промежуточная минеральная фаза в ряде «сульфиды-сульфаты-гидроокислы».



Рис. 2. Образование сульфатов на поверхности штабеля

В процессе закисления во внешних зонах техногенного массива происходит испарение и сгущение выщелачивающих растворов, что приводит к понижению pH и повышению окислительно-восстановительного потенциала [2]. При перенасыщении выщелачивающих растворов на поверхности кучи халькофилы осаждаются в виде гидросульфатов, аналогичных мелантериту, но с переменным соотношением металлов – железа, меди, цинка, образуя землистые агрегаты, налеты, выцветы, корочки (рис. 2).

Образование купоросных минералов, отличающихся большим разнообразием близких по химическому составу видов, обычно связывается с величиной pH и концентрацией растворов, а также с суточными температурными колебаниями среды. Изменение окислительного потенциала растворов регулирует процесс сульфатообразования: увеличение окислительного потенциала приводит к устойчивости более обводненных купоросных минералов, содержащих катион с более высоким эффективным зарядом [4].

Выпадение купоросов из сернокислотного раствора имеет зональный характер (рис. 3). Вокруг направления фильтрации раствора первыми отлагаются купоросы зеленого и голубого цветов, затем купоросы желтого и белого цвета.



Рис. 3. Зональное отложение купоросов из растворов

При промывке и выпадении атмосферных осадков образуются инфильтрационные сернокислые потоки, формирующие кислотный барьер. Сернокислые потоки растворяют гидросульфаты, выщелачивают сульфиды и кальциевую составляющую связки окатышей, формируют продуктивные растворы и способствуют отложению гипсовых минеральных агрегатов. Продуктивные растворы транспортируют металлы в ионной форме в основание штабеля, где происходит сбор растворов.

Инфильтрационные сернокислые потоки могут частично задерживаться в верхнем уплотненном горизонте штабеля, формируя зону сульфатной минерализации меди, цинка и железа в виде брекчий с сульфатным цементом и отложением солей в крупных полостях на щелочном барьере.

Таким образом, установлено, что в процессе кучного выщелачивания техногенных отходов медноколчеданных месторождений последовательно действуют разнообразные геохимические барьеры: на испарительном барьере халькофилы осаждаются в виде твердых фаз – гидросульфатов, аналогичных мелантериту, но с переменным соотношением четырех главных металлов – железа, меди, цинка; на кислом барьере – образуются гипсовые отложения; на щелочном барьере формируется зона сульфатной минерализации плотного слоя и брекчий.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Емлин Э. Ф. Техногенез колчеданных месторождений Урала. – Свердловск: Изд-во Урал. ун-та, 1991. – 256 с.
2. Перельман А. И. Геохимия. – М.: Высш. школа, 1979. – 422 с.
3. Рыльникова М. В., Горбатова Е. А., Емельяненко Е. А. Условия и процессы вторичного минералообразования при эксплуатации медноколчеданных месторождений: монография. – М.: УРАН «ИПКОН РАН», 2009. – 185 с.
4. Яхонтова Л. К., Грудев А. П. Минералогия окисленных руд. – М.: Недра, 1987. – 196 с.

УДК 622.1

#### **МАРКШЕЙДЕРСКИЙ КОНТРОЛЬ ЗА ДЕФОРМАЦИЯМИ ОТКОСОВ БОРТОВ КАРЬЕРА НА ПРИМЕРЕ ОАО «САФЬЯНОВСКАЯ МЕДЬ»**

*ЩЕТКИН А. С., ГОЛУБКО Б. П.*

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Изучение деформаций, происходящих в массиве горных пород при разработке месторождения, требует проведения в мониторинговом режиме высокоточных геодезических измерений смещений реперов специально оборудованных наблюдательных станций – геодинамических полигонов. При проведении такого рода работ предъявляются наиболее жесткие требования к выбору геодезического оборудования и методов измерений, обеспечивающих наиболее высокую точность определения положения реперов и наименьшие затраты времени.

Створный метод является наиболее распространенным в современной практике, он заключается в том, что прибор устанавливается в створе наблюдаемых пунктов (рис. 1), и производится измерение расстояний до каждого рабочего репера и превышений электронным тахеометром с привязкой к известному пункту съемочного обоснования, а затем определяются превышения, горизонтальные проложения и координаты рабочих реперов (рис. 2).

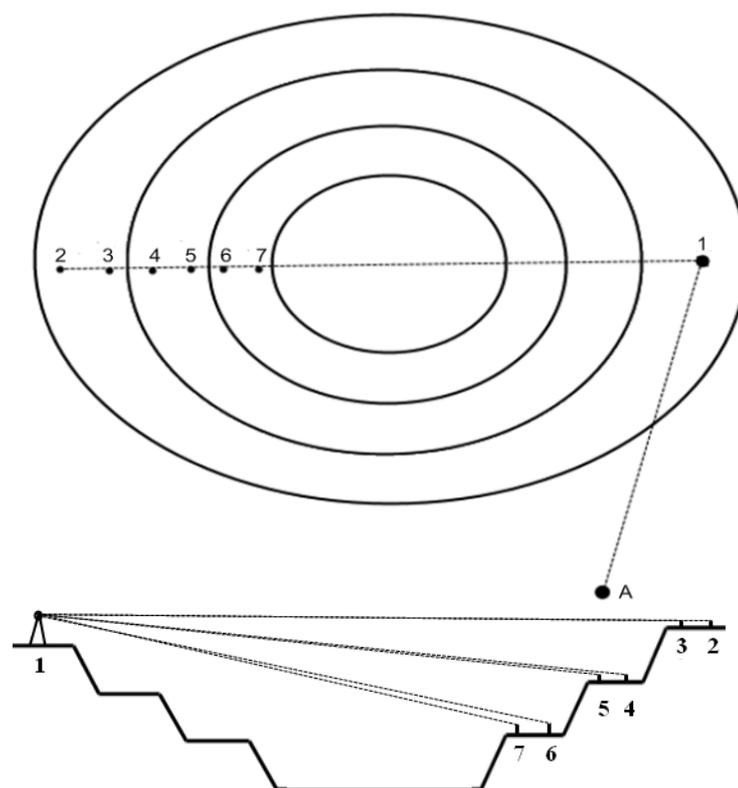


Рис. 1. Схема расположения тахеометра и реперов в карьере:

A – известный пункт съемочного обоснования; 1 – точка стояния; 2, 3, 4, 5, 6, 7 – наблюдаемые реперы

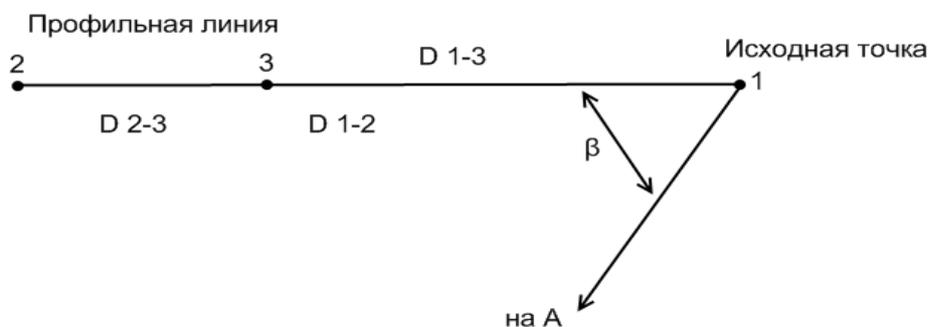


Рис. 2. Схема створного метода наблюдений:

D 1-2, D 1-3, D 2-3 – измеряемые расстояния

При измерении длин сторон светодальномерами и электронными тахеометрами погрешность характеризуется формулой\*

$$m_L = a + b \cdot L,$$

\* Голубко Б. П., Яковлев В. Н. Контроль за сдвигениями и деформациями откосов бортов и отвалов карьера» ОАО «Сафьяновская медь»: отчет по научно-исследовательской работе, 2008.

где  $a$  – составляющая, обусловленная влиянием погрешностей, независящих от величины измеряемого расстояния;  $b$  – коэффициент, учитывающий влияние погрешностей, зависящих от величины измеряемого расстояния  $L$ .

Для электронного тахеометра *Trimble-3601*  $m_L=1+1\cdot 10^{-6}\cdot L$ , мм, причем при измерении расстояний до 1 км погрешность составляет 1 мм.

Положение рабочего репера по высоте определяется тригонометрическим нивелированием, такое определение позволяет произвести все измерения одним прибором, а с учетом применения современных высокоточных тахеометров, не уступает по точности геометрическому нивелированию.

Превышение рабочего репера относительно исходного определяется по формуле [1]:

$$H=\sin\delta+i-v,$$

где  $i$  – высота прибора, м;  $v$  – высота сигнала, м.

Погрешность превышения определяется по формуле [1]:

$$m_h = \sqrt{\left(\frac{\partial h}{\partial L}\right)^2 m_L^2 + \left(\frac{\partial h}{\partial \delta}\right)^2 \frac{m_\delta^2}{\rho^2} + \left(\frac{\partial h}{\partial i}\right)^2 m_i^2 + \left(\frac{\partial h}{\partial v}\right)^2 m_v^2}.$$

Достоинствами данного метода являются:

- простота наблюдений;
- высокая скорость съемки (возможность наблюдения всей профильной линии с одной точки);
- возможно отсутствие людей в зоне измерений – при хорошей видимости всех реперов и безотражательном режиме съемки.

Недостатком является то, что прибор устанавливается на противоположном борту карьера, а это ведет к росту погрешностей определения положения репера из-за увеличения измеряемых расстояний.

При наблюдении косвенным методом производится измерение расстояний до каждого рабочего репера, а также измерение горизонтального угла между направлениями на эти реперы (рис. 3).

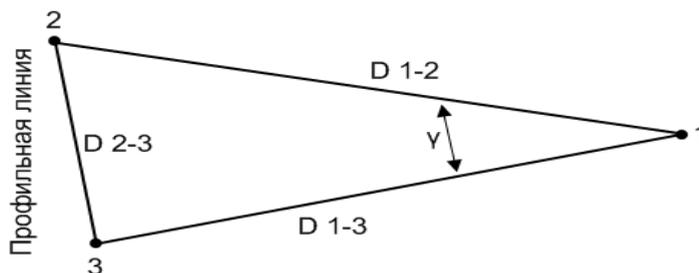


Рис. 3. Схема косвенного метода определения длин

$D_{1-2}$ ,  $D_{1-3}$  – измеряемые расстояния;  $D_{2-3}$  – определяемое расстояние

Определение расстояния между рабочими реперами при косвенном методе рассчитывается по теореме косинусов

$$D_{2-3} = \sqrt{D_{1-2}^2 + D_{1-3}^2 - 2 \cdot D_{1-2} \cdot D_{1-3} \cdot \cos \gamma},$$

где  $D_{1-2}$  – расстояния от исходного репера А до рабочих реперов 2 и 3, м;  $\gamma$  – горизонтальный угол между направлениями на рабочие реперы, град.

Главным достоинством этого метода является то, что прибор устанавливается не в створе определяемых реперов, а в любом удобном месте, что позволяет значительно уменьшить измеряемое расстояние. В сочетании с высокой угловой точностью современных электронных приборов метод позволяет обеспечить достаточно высокую точность определения положения рабочих реперов (рис. 4).

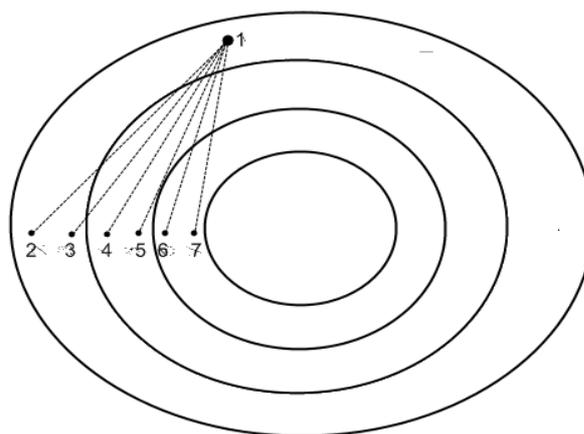


Рис. 4. Схема расположения тахеометра и наблюдаемых реперов в карьере:

1 – точка стояния; 2, 3, 4, 5, 6, 7 – наблюдаемые реперы

В соответствии со сказанным выше, исходный репер может быть выбран в любом месте карьера с соблюдением следующих условий: хорошая видимость всех рабочих реперов, минимальное расстояние до них, сохранность пункта на длительный период. Данный репер подлежит координированию *GPS* наблюдениями для отслеживания изменения его положения.

УДК 622.235

## ОБОСНОВАНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ДЛЯ ДРОБЛЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ИНТЕРВАЛОВ ЗАМЕДЛЕНИЯ ПРИ МНОГОРЯДНОМ КОРОТКОЗАМЕДЛЕННОМ ВЗРЫВАНИИ

*ЛАПШОВ А. А., ЕРМОЛАЕВ А. И., МОНАХОВ Е. Д.*

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Анализ теории и практики КЗВ показал, что его достоинства проявляются только при оптимальных замедлениях. Более того, правильный выбор замедлений позволяет усиливать или снижать те или иные элементы взаимодействия зарядов, управлять процессом разрушения, добиваясь тем самым нужных для практики результатов (качества дробления горной массы, направления и величины развала и разлета породы, сейсмoeffекта и т. п.).

Теоретически установлено и экспериментально подтверждено, что новые свободные поверхности при короткозамедленном взрывании (КЗВ) имеют решающее значение, и поэтому величина замедления должна быть не меньше времени их образования.

При КЗВ после момента детонации ВВ в скважине механизм разрушения горной породы можно представить в следующем порядке.

Энергия заряда ВВ передается в окружающую горную породу в форме динамической нагрузки, вызывая в ней волну напряжений, которая распространяется с акустической скоростью, равной для различных пород 1,8-7,0 км/с. Эта волна не создает разрушений от сжимающих нагрузок, но подготавливает породу к необходимому состоянию для разрушения напряжениями растяжения и сдвига. Одновременно с этим происходит расширение взрывной полости, и она достигает своего предельного значения, после чего в полости устанавливается давление, которое выдерживают конкретные горные породы. При установившемся давлении, по достижении размера полости предельного значения, происходит разрушение горной породы напряжениями растяжения и сдвига. Согласно измерениям, выполненным в условиях карьеров, это разрушение происходит со скоростью 160-240 м/с, в зависимости от типа горных пород и условий взрывания. Так, при взрыве одиночного скважинного заряда в условиях неограниченного массива, представленного пироксенитами, средняя

скорость роста трещин растяжения составляет 160 м/с, а при наличии боковой свободной поверхности она увеличивается в направлении к ней до 1200 м/с [1]. Таким образом, время развития трещин растяжения составляет от 0,8 до 6,2 м/с на метр.

После разрушения трещины заполняются газами, образованными в результате взрыва, что приводит к выталкиванию горных пород и образованию развала. Скорость смещения, согласно измерениям в натуральных условиях, изменяется от 11 до 30 м/с, в зависимости от типа и состояния горных пород. Для гранодиоритов скорость смещения составляет в среднем 11,5 м/с, а время – порядка 90 мс на метр [3]. Достаточно продолжительное время смещение породы вносит существенный вклад в формирование боковых свободных поверхностей до взрыва последующих скважинных зарядов при многорядном КЗВ. При этом следует лишь определить, на какое расстояние должна быть смещена горная масса от взрыва предыдущего заряда для создания свободы смещения горной массы, отбиваемой взрывом последующего заряда.

Расстояние  $U_c$ , на которое должна переместиться взорванная масса от взрыва предыдущего заряда, в настоящее время определяется произвольно.

Так, Петров Н. Г. [4] принимает  $U_c=1/20 \div 1/30W$ , Ханукаев А. [6] –  $U_c = 8-10$  мм, Друкованный М. Ф. [2] –  $U_c = 10$  см.

Время образования свободной поверхности рассчитывается как  $U_c/V_{CM}$ , где  $U_c$  – ширина трещины, обеспечивающая беспрепятственную деформацию массива в сторону свободной поверхности;  $V_{CM}$  – скорость смещения пород.

Необходимую предельную величину расхождения берегов трещины  $U_c$  можно определить следующим образом.

В осесимметричных задачах [4] распределение перемещений породы имеет вид

$$U_c(r) = Ar + B/r, \quad (1)$$

а распространение радиальных напряжений

$$\delta_r = \frac{E}{1-\nu^2} [(1+\nu)A + (1-\nu)B/r^2], \quad (2)$$

где  $A$  и  $B$  – некоторые константы;  $\nu$  – коэффициент Пуассона среды.

Константы  $A$  и  $B$  определяются из граничных условий.

При  $r \rightarrow \infty$   $U_c = 0$ ,  $A=0$ . На границе между зоной разрушения радиальными трещинами и зоной упругих деформаций при  $r=R_g$ ,  $\delta_r = -\delta_\partial$ .

Подставив в (2) значения  $r$  и  $\delta_r$ , найдем

$$\delta_r = \frac{E}{(1+\nu)R_g^2}, \quad B = \frac{1+\nu}{E} \delta_\partial R_g^2 \quad (3)$$

Тогда

$$U_c(r) = \frac{1+\nu}{E} \delta_\partial \frac{R_g^2}{r}, \quad (4)$$

$$\delta_r = -\delta_\partial \left( \frac{R_g^2}{r} \right)^2 \quad (5)$$

Отсюда величина перемещения горной породы на расстояние  $r = W$

$$U_c(W) = \frac{(1+\nu)}{E} \delta_\partial \frac{R_g^2}{r}. \quad (6)$$

Тогда время, необходимое для разрушения горных пород и отхода их на расстояние, необходимое для свободы смещения, должно быть не менее:

$$t_{\min} = \frac{W}{V_{TP}} + \frac{U_c}{V_{CM}}. \quad (7)$$

Данное время будет соответствовать времени образования дополнительной свободной поверхности обнажения по образующим призмы выброса.

Оптимальный интервал замедления при массовых взрывах следует выбирать, исходя из критерия наибольшей эффективности разрушения горных пород. При МКЗВ дробление наиболее эффективно, когда обеспечивается полное развитие независимых максимальных зон дробления (трещинообразования) от каждого из зарядов с образованием наибольшего числа обнаженных поверхностей около взрываемого заряда.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Артемьев Э. П. Оптимизация относительного расстояния между зарядами при дроблении крупноблочных пород на карьерах: дис. ... канд. техн. наук. – Свердловск: ИГД МЧМ СССР, 1987.
2. Друкованный М. Ф. О механизме разрушения горных пород при короткозамедленном взрывании // Взрывное дело. – М.: Госгортехиздат, 1961. – № 47/4.
3. Падуков В. А., Антоненко В. П., Подозерский Д. С. Разрушение горных пород при ударе и взрыве. – Ленинград: Наука, 1971. – 160 с.
4. Петров Н. Г. Росинский Н. Л. Короткозамедленное взрывание в шахтах. – М.: Недра, 1985.
5. Сашуль В. И. Основы теории упругости и пластичности. – М.: Высшая школа. 1982.
6. Ханукаев А. Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. – М.: Недра, 1974.

УДК 622

### ОПТИМИЗАЦИЯ РУДОПОТОКОВ В УСЛОВИЯХ УВЕЛИЧЕНИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ

*САМОЙЛЕНКО Д. П.*

ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова»

Обеспечение стабильного состава руды, поступающей с подземного рудника на обогатительную фабрику, является актуальной задачей горного производства. Одним из этапов управления составом руды является ее усреднение, начиная от забоя и заканчивая усреднительным складом обогатительной фабрики. При валовом способе отработки разнорудных руд вопрос стабилизации качества рудной массы приобретает особое значение.

На сегодняшний день составление графика добычных работ осуществляется зачастую на срок, равный одному году, с дальнейшей его ежемесячной корректировкой. Планирование добычных работ ограничивается степенью подготовленности запасов (ГКР, ПНР) отличается своей трудоемкостью, и отсутствием перспективной картины на более долгосрочные периоды.

На ОАО «Гайский ГОК» отработка мощного медноколчеданного месторождения осуществляется этажно-камерной системой разработки с закладкой выработанного пространства. При данной системе разработки месторождение вскрывается ярусами по 3 этажа высотой 80 м, один из которых концентрационный. Доставка руды до ближайшего рудоспуска осуществляется ПДМ типа *TORO-007*, далее через систему рудоспусков руда перепускается на концентрационный горизонт в приемные бункеры недробленной руды, после чего дробится в щековых дробилках до крупности 140 мм и конвейерами по галереям транспортируется до ствола, после чего выдается на поверхность. При валовом способе выемки месторождения усреднение качества производится порционным дозированием объемов руды различного качества в процессе формирования рудопотока.

На сегодняшний день производственная мощность рудника составляет 4500 тыс. т/год. В планах увеличение мощности до 7 млн. т/год путем вовлечения в одновременную отработку нижележащих горизонтов следующего яруса вскрытия. Увеличение производственной мощности сопровождается расширением фронта добычных работ и увеличением рабочих блоков (камер), что осложняет процесс организации и производства усреднительных мероприятий, в силу высокой пространственной рассредоточенности действующих забоев по всему обрабатываемому участку месторождения как по вертикали, так и по горизонтали.

Диапазон варьирования содержания  $Cu$  (%) по всей рудной зоне составляет от 0,13 до 3,1, среднее содержание полезного компонента по всему рудному участку в пределах двух ярусов вскрытия составляет 1,21. Такой большой диапазон варьирования содержания полезного компонента по всей рудной зоне определенным образом будет сказываться на порядке отработки месторождения, что не всегда будет согласовываться с законами безопасного, с геомеханической точки зрения, порядка отработки месторождения. Необходимость увязки календарного плана ведения добычных работ с геомеханически обоснованным порядком выемки месторождения накладывает значительные ограничения на мероприятия по стабилизации качества рудного сырья в заданные промежутки времени. В таких случаях остро ставится вопрос выбора приоритетов в вопросе выполнения количественных и качественных проектных показателей работы рудника. Приоритетами в данном случае служат либо производственная мощность рудника, либо качество рудно-минерального сырья. И в таком выборе, несомненно, предпочтение отдается фактору безопасного, с геомеханической точки зрения, формирования фронта очистных работ, тем самым, если и удастся обеспечить требуемую производственную мощность рудника, то получение стабильных качественных показателей становится проблематичным. Это происходит из-за неравномерного распределения контролируемого компонента в рудной зоне всего месторождения. В данных условиях остается фиксировать и поддерживать среднее содержание из набора тех камер, блоков, которые включаются в разработку на данный момент времени. Одновременно работающие камеры и будут определять значение среднего содержания полезного компонента в рудной массе на заданный период отработки.

Для решения данной задачи была построена математическая оптимизационная динамическая модель, решением которой является оптимальная последовательность выборки очистных камер на рабочих горизонтах. Математическая оптимизационная модель планирования последовательности отработки камер включает в себя целевую функцию (1) и ограничения (2) – (5).

Критерием оптимальности является минимум затрат на транспортировку рудной массы из  $i$ -й камеры в  $j$ -й бункер (рудоспуск) (1). Модель позволяет вести поиск оптимальных решений по обеспечению задаваемых значений производительности участка и горизонта, а также процентному содержанию полезных компонентов в общем объеме рудной массы на выходе (2). На целевую функцию (1) модели накладываются ограничения на пропускную способность (вместимость) бункеров и запасы рудной массы в  $i$ -й камере.

Целевая функция

$$F = \sum_{t=1}^T \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^n x_{ij}(t)c_{ij} \rightarrow \min. \quad (1)$$

1. Условие добычи заданных объемов полезного ископаемого

$$\sum_{t=1}^T \sum_{i=1}^m \alpha_i x_{ij}(t) \geq \sum_{t=1}^{t=T} Q(t), \quad j = 1, 2, \dots, n. \quad (2)$$

2. Ограничение на пропускную способность (вместимость) бункеров

$$\sum_{t=1}^T \sum_{i=1}^m x_{ij}(t) \leq \sum_{t=1}^{t=T} q_j(t), \quad j = 1, 2, \dots, n. \quad (3)$$

3. Условие неотрицательности объемов добычи горной массы

$$x_{ij}(t) \geq 0, i = 1, 2, \dots, m; j = 1, 2, \dots, n; t = 1, 2, \dots, T. \quad (4)$$

4. Ограничение на запасы рудной массы в  $i$ -й камере

$$\sum_{t=1}^T \sum_{i=1}^m x_{ij}(t) \leq Q_i, \quad i = 1, 2, \dots, m, \quad (5)$$

где  $x_{ij}(t)$  – объем рудной массы, добываемой из  $i$ -й камеры и транспортируемой в  $j$ -й бункер на шаге  $t$ ;  $\alpha_i$  – процентное содержание полезного компонента в рудной массе, добываемой из  $i$ -й камеры;  $c_{ij}$  – затраты на транспортировку рудной массы из  $i$ -й камеры в  $j$ -й бункер;  $Q_i$  – запас руды в  $i$ -й камере;  $Q(t)$  – потребный суммарный объем отгрузки рудной массы на шаге  $t$ ;  $q_j(t)$  – производительность  $j$ -го бункера на шаге  $t$ ;  $m$  – число камер;  $n$  – число бункеров;  $t$  – шаг моделирования;  $T$  – период моделирования (планирования).

Динамическая постановка данной оптимизационной модели позволяет определить оптимальную последовательность отработки камер и оптимальные объемы добычи рудной массы из

каждой камеры в каждый месяц расчетного периода, принятого равным одному году. Также модель учитывает геомеханически обоснованный порядок отработки блоков (камер), который задается в исходных данных.

Для решения разработанной модели был применен метод динамического программирования, согласно которому весь период планирования  $T$  разбивается на интервалы  $t$ . На каждом интервале оптимизация осуществляется симплексным методом, а результаты оптимизации используются в качестве исходных данных для поиска оптимального решения на предыдущем шаге моделирования. Оптимизация на шаге  $t$  производится стандартным средством *Excel* – «Поиск решения». Для перехода на следующий шаг моделирования, сохранения и переноса результатов моделирования с предыдущего модельного периода на текущий была разработана программа на языке *Visual Basic*, которая также работает в среде *Excel*. В процессе использования разработанной программы в качестве исходных данных задавались ограничения (2)-(5) для каждой камеры на рабочем горизонте, для всех бункеров, а также указывалось процентное содержание полезного компонента в каждой камере.

Для условий Гайского месторождения произведено планирование добычных работ при использовании данной оптимизационной программы на 3 года. В результате получены показатели по объемам добычи с каждой камеры и среднее содержание  $Cu$  за отчетный период, равный 1 месяцу.

Таким образом, применение разработанной модели исключает трудоемкую стадию разработки плана отработки запасов, связанную с составлением графика ведения очистных работ традиционными аналитическими методами проектирования, а также снижает вероятность ошибок стратегического характера.

УДК 622.35.095

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ОСНОВНОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ НА КАРЬЕРЕ ИСЕТСКОГО ЩЕБЕНОЧНОГО ЗАВОДА**

*БУСАРЕВ А. С.*

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Комплексная механизация любого горнорудного предприятия включает в себя оборудование, занятое на основных технологических операциях, и оборудование, занятое на вспомогательных операциях. Оборудование должно подбираться таким образом, чтобы мощность и производительность средств как основных, так и вспомогательных операций соответствовала необходимым производственным параметрам. Результатом комплексной механизации должны быть наилучшие технико-экономические показатели работы предприятия.

По мере износа и старения оборудования производится его замена на более совершенные машины. Замена оборудования может происходить с полной реконструкцией предприятия или постепенным вводом в эксплуатацию новых машин.

На выбор комплекта основного технологического оборудования влияют такие факторы, как:

- 1) технологические и технические – мощность предприятия, наличие возможности приобретения нового оборудования, источников энергоснабжения;
- 2) природные – горно-геологические условия, качественные показатели ПИ, климатические условия;
- 3) организационные – сроки строительства и освоения проектной мощности, возможность привлечения квалифицированных кадров, годовой и суточный режим работ;
- 4) экономические – размер капитальных затрат, величина себестоимости, наличие рынка сбыта, рентабельность, срок окупаемости и т. д.

Исетский щебеночный завод является филиалом Первой нерудной компании, основной деятельностью которой является производство щебня – балластного слоя для железнодорожных путей.

В настоящее время производство характеризуется неритмичной работой оборудования, значительным выходом негабарита из горной массы из-за нерационально подобранного комплекса технологического оборудования.

Комплект оборудования, занятого на выполнении основных технологических операций, состоит из следующих машин:

- станок буровой шарошечный: СБШ 250 МНА 32 – 1 шт., 4СБШ 200 – 1 шт. (в консервации);
- экскаватор прямая мехлопата: ЭКГ 5А – 3 шт. (1 ед. в консервации);
- автосамосвал: БелАЗ 7547 – 4 шт., БелАЗ 7540 – 3 шт. (1 ед. в резерве, 1 в консервации);
- щековая дробилка: СМД 118Б – 1 шт. – первичное дробление;
- конусная дробилка среднего дробления: КСД 2200Гр – 1 шт. – вторичное дробление;
- грохоты: ГИТ – 2 шт., ГИС – 2 шт., ГИЛ – 1 шт. на классификации промпродукта и готовой продукции.

Для каждой единицы технологического оборудования установлены соответствующие нормы выработки. Они определены на основе фактических наблюдений, технических характеристик оборудования, технических расчетов, анализа организации труда. На Исетском щебеночном заводе установлены следующие нормы на каждую единицу оборудования.

Буровой станок СБШ 250 МНА 32 – 9 пм/ч, экскаватор ЭКГ 5А – 230 м<sup>3</sup>/ч, автомобили БелАЗ 7547 – 66 м<sup>3</sup>/ч (3 рейса/ч, учет по 22 м<sup>3</sup>/рейс), БелАЗ 7540 – 53 м<sup>3</sup>/ч (3,53 рейса/ч, учет по 15 м<sup>3</sup>/рейс), щековая дробилка первичного дробления СМД 118Б – 223 м<sup>3</sup>/ч, конусная дробилка вторичного дробления – КСД 2200Гр – 260 м<sup>3</sup>/ч горной массы. Норма выработки горной массы в смену составляет 2232 м<sup>3</sup>. На смене работают 2 экскаватора ЭКГ 5А, 4 самосвала БелАЗ 7547. Продолжительность смены 12 часов, 1 час – на обеденный перерыв. Проектная мощность завода составляет 737 тыс. м<sup>3</sup>/год.

Фактическая выработка по предприятию составляет:

СБШ 250 МНА 32 – 8-9 пм/ч,

ЭКГ 5А – 80-210 м<sup>3</sup>/ч,

БелАЗ 7547 – 44-66 м<sup>3</sup>/ч,

СМД 118Б – 150-260 м<sup>3</sup>/ч,

КСД 2200Гр – 150-260 м<sup>3</sup>/ч.

Как показывает анализ, оборудование, занятое на основных технологических операциях, используется на 30-80 % своих возможностей. Самым слабым звеном в данной технологической цепи являются экскаваторы. Это связано с тем, что экскаваторы часто аварийно останавливаются: один из них эксплуатируется без капитального ремонта 26 лет, а другой – 9 лет. Неблагоприятное влияние на работу экскаваторов оказывает плохо подготовленная к выемке горная масса, в которой содержание негабарита составляет 8-12 %. Некачественное бурение и принятая прямоугольная сетка бурения скважин приводят к плохой проработке подошвы в забое и снижению производительности экскаваторов.

Применение станка СБШ 250МНА32 с диаметром шарошечного долота 243 мм на производстве нерудных строительных материалов неэффективно. Использование этого станка вызывает сильное измельчение породы вблизи скважины и к неполной проработке горной массы между скважинами. Все это приводит к значительному выходу негабаритных кусков породы, а также к повышению количества отсева.

В зарубежной практике и на многих отечественных предприятиях, занятых на производстве нерудных строительных материалов, диаметр скважин составляет 100-160 мм. В результате уменьшается расстояние между скважинами, лучше прорабатывается горная масса и снижается выход негабарита. В связи с этим рекомендуется в дальнейшем перейти на карьере на станки ударно-вращательного действия с диаметром долота от 105 до 160 мм.

Для горно-геологических условий Исетского месторождения гранитов с наклонным залеганием пород и многосистемной трещиноватостью целесообразно перейти на шахматную сетку бурения скважин, которая обеспечит более равномерное распределение взрывчатого вещества в массиве. Для уменьшения выхода негабаритных кусков породы необходимо изменить схему инициирования зарядов ВВ и перейти от короткозамедленного порядного взрывания к взрыванию единичными зарядами с использованием волновых систем инициирования [1].

Ввиду вышеизложенного, оптимальный комплект технологического оборудования, для условий Исетского карьера, будет состоять из следующих машин: буровой станок ударно-вращательного действия с диаметром долота 105-160 мм, экскаватор с емкостью ковша 5 м<sup>3</sup>, автосамосвалы грузоподъемностью 30-45 тонн. Это позволит значительно повысить надежность обеспечения горной массой дробильного комплекса.

В дальнейшем, при увеличении спроса на щебень, на Исетском щебеночном заводе для увеличения производственной мощности возможно установить еще одну перерабатывающую линию с использованием дробильно-сортировочной установки на передвижных агрегатах [2].

Применение всех вышеизложенных мер по модернизации технологии буровзрывных работ и комплекса оборудования приведет к значительному увеличению производительности основного оборудования и предприятия в целом.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бычков Г. В. Технология подготовки к выемке вскрышных пород на месторождениях природного камня: учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ. – 2007. – 82 с.
2. Чирков А. С. Добыча и переработка строительных горных пород: учебник для вузов. – М.: Изд-во Московского горного университета. – 2001. – 623 с.

УДК 622.232.472

### ИСПОЛЬЗОВАНИЕ АЛМАЗНЫХ КАНАТНЫХ МАШИН НА ДОБЫЧЕ БЛОЧНОГО КАМНЯ ИЗ ПРОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

*ЕПИФАНОВ П. С., БЫЧКОВ Г. В.*

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В России лишь в последние годы начала внедряется технология добычи природного камня камнерезными машинами с алмазными канатами. До последнего времени применялись камнерезные машины с кольцевой фрезой и цепным баром, главным недостатком которых является невозможность использования природной трещиноватости массива, а следовательно, и низкий выход кондиционных блоков из добываемой горной массы. Резание алмазными канатами широко применяется на зарубежных мраморных карьерах и карьерах Урала, использование же канатного резания на гранитах не нашло широкого применения за рубежом, а в России только начинает применяться. В большинстве случаев такое резание применяется как вспомогательное при отделении от массива крупных монолитов для создания дополнительных плоскостей обнажения при буровзрывном и буроклиновом способе добычи. В Италии оно применяется в качестве вспомогательного при отделении от массива крупных монолитов для создания дополнительных плоскостей обнажения при буровзрывном и буроклиновом способах добычи.

Все граниты за рубежом классифицируются по *WF (Wear Factor)* – фактору износа алмазного инструмента – на 5 классов (табл. 1). Алмазканатное резание можно широко рекомендовать лишь для прочных горных пород 1-2 класса [1], для которых *Wear Factor* не превышает значения 1,4.

Таблица 1

Классификация гранитов по фактору износа алмазного каната

Класс гранита	I	II	III	IV	V
Фактор износа каната	1	1,4	1,8	2,5	4

Данные по зарубежным карьерам прочных горных пород приведены в табл. 2.

Из приведенных данных видно, что по фактору износа каната наиболее целесообразно применение алмазканатного резания на горных породах первого и частично второго класса. Резание алмазным канатом можно рекомендовать на уральских месторождениях пород высокой прочности

после проведения экспериментов в производственных условиях. Достоверных данных по износостойкости каната при использовании на карьерах Урала нет.

Изучение данных по зарубежным предприятиям показывает, что стойкость алмазного каната на гранитах в 5÷10 раз ниже, чем на мраморах, поэтому алмазочанатное резание на карьерах гранитов не получило широкого распространения в зарубежной практике, а в отечественной – только внедряется.

В целом, резание алмазным канатом можно рекомендовать на уральских месторождениях бескварцевых разновидностей серпентинита, пироксенита и некоторых других пород высокой прочности после проведения экспериментов в производственных условиях. Некоторые из этих горных пород относятся к первому классу по износостойкости.

Следует заметить, что резание алмазным канатом в прочных породах целесообразно только в случае высокой вязкости и плохой раскалываемости их. На хорошо раскалывающихся горных породах буроклиновой способ подготовки к выемке блочного камня будет эффективнее резания.

Таблица 2

Производительность резания и стойкость алмазного каната по карьерам прочных горных пород типа гранита различных стран

Страна	Месторождение (торговая марка)	Класс горной породы по износу	Скорость резания, м <sup>2</sup> /ч	Износостойкость каната, м <sup>2</sup> реза/м
Норвегия	<i>Labrador Dark</i>	I	5-6	20-25
Норвегия	<i>Labrador Light</i>	1	4-5	16-18
Южная Африка	<i>Belfast Black</i>	I	2,5-3	10-15
Швеция	<i>Swedish Black</i>	I	5	10
Ирландия	<i>Wicklow Greyhes</i>	I	5	10
Италия	<i>Beola Grigia</i>	I	4	12
Италия	<i>Serizzo</i>	I	4	10
Швейцария	<i>Gneiss</i>	I	4	9
Южная Африка	<i>Impala Light</i>	II	3,5	8-10
США	<i>Atlanta Grey</i>	II+III	5	7-8
США	<i>Pennsylvania Black</i>	II+III	4	7-8
США	<i>Vermont Grey</i>	II+III	4	6-7
США	<i>Elberton Grey</i>	II+III	4	6-7
Италия	<i>Bianco Baveno</i>	II+III	3,5	6
Италия	<i>Diorite</i>	II+III	3	9
Испания	<i>Castile White</i>	II+III	2-3	6-7
Испания	<i>Grey Berrocal</i>	II+III	2-3	6
Бразилия	<i>Juparana</i>	III	3	6
Франция	<i>Gris des Vosges</i>	III	3	6
Испания	<i>Asul Platino</i>	II+III	3	6
Португалия	<i>Grey Nisa</i>	II+III	2,5	6
Испания	<i>Rosa Porrino</i>	III	2,5	6
Испания	<i>Blanco Cristal</i>	III	2,5	6
Италия	<i>Rosa Baveno</i>	IV+V	3	5
Сардиния	<i>Gridgio Sardo</i>	IV+V	3	4-5
Сардиния	<i>Rosa Limbara</i>	IV+V	3	4-5
Швеция	<i>Royal Mahogany</i>	IV+V	2,5	4,5
Франция	<i>Rose de la Clarté</i>	IV+V	2	3-4
США	<i>Dacota Mahogany</i>	IV+V	2	3-4

Анализируя зарубежные данные, можно отметить, что для горных пород IV и V классов производительность алмазочанатного резания по скорости приравнивается к резанию водой и терморезанию, затраты на которые ниже в 5-10 раз.

Хорошей репутацией пользуются алмазные канаты бельгийской фирмы *Diamant Boart*, итальянских фирм *Diamant-D*, *Indiam*, *SEA* и некоторых других. Отечественные предприятия хороших канатов пока не выпускают.

В настоящее время на ряде гранитных карьеров Урала используется алмазоканатное резание и особенно эффективно – на карьере «Сосновый бор» (см. рисунок), где сначала его использовали при отработке вскрышных пород по нетрадиционной схеме [2], а затем – на добыче блочного камня.



Вскрытие и разработка гранитного карьера «Сосновый бор» с применением алмазоканатных камнерезных машин

Хорошие результаты получены при резании гранита на добычных уступах Исетского гранитного карьера.

Хотелось бы отметить, что необходимо более активно внедрять резание алмазным канатом на карьерах прочных горных пород природного камня Урала. Это позволит увеличить выход кондиционных блоков, повысить производительность, расширить ассортимент выпускаемой продукции, повысить ее конкурентоспособность, а также снизить затраты на производство и себестоимость продукции.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бычков Г. В., Кокунина Л. В., Кокунин Р. В. Практика алмазоканатного резания горных пород // Состояние, проблемы и перспективы развития сырьевой базы и машиностроения для камнеобрабатывающей промышленности: сб. научн. тр. I Междунар. научно-практ. конф. в рамках выставки «Камень – 2004» – Москва, 11-12 марта 2004 г. *Global EXPO – УГГА*. – Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2004. – С. 35-38.

2. Бычков Г. В. Нетрадиционные схемы вскрытия месторождений природного камня и их классификация // Добыча, обработка, применение природного камня: сб. научн. тр. – Магнитогорск: МГТУ, 2003. – С. 41-56.

## СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВА РАЗВИТИЯ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ ПРИРОДНОГО КАМНЯ УРАЛА

*БЫЧКОВ Г. В., КОКУНИН Р. В.*

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Конец предыдущего столетия стал триумфом для развития сырьевой базы природного камня. Общий объем производства блочного камня по Уральскому региону составил в 2000 году 110,7 тыс. м<sup>3</sup>. Урал уверенно вышел на первое место по производству блочного камня в Российской Федерации.

По разным причинам в последние годы нового столетия на Урале происходит выбытие мощностей по производству блоков, связанное с полной остановкой карьеров либо с уменьшением объемов их производства. Были остановлены и перепрофилированы Полевской карьер белого мрамора ООО «Карат», Сарапульский карьер серого, медового и розового мрамора ООО «Мраморгаз», Першинский карьер черного мраморизованного известняка ООО «Белый камень», полностью прекратили деятельность Шабровский карьер полосчатого бело-серого мрамора ООО «Кристалл», Каркодинский карьер темно-серого мраморизованного известняка ОАО «Уфалейникель», Калюткинский карьер серовато-розового полосчатого мрамора ОАО «Ключевский завод ферросплавов», Суховязский карьер серого гранита ООО «Гранит СВ». Значительно сократили объемы производства блоков Коелгинский карьер белого мрамора (Центральный участок) – ЗАО «Коелгамрамор», Походиловский карьер серого мрамора ООО «Мабл». В результате этого снижение объемов добычи по этим предприятиям составило 51,37 тыс. м<sup>3</sup> блочного камня. Это снижение объемов добычи блоков не восполнено вводом в действие новых карьеров блочного камня: на Хамитовском, Редутовском и Ново-Ивановском (Центральный участок) месторождениях серого мрамора, Лемезинском и Инзерском месторождениях коричневого строматолитового известняка, на месторождении высоко декоративного гранита «Сосновый бор».

В то же время приостановлены геологоразведочные работы на месторождениях мрамора и известняков – Верхне-Тагильском – белого цвета, Глинском – темно-серого цвета, Исовском месторождении цветного известняка, Южно-Починковском месторождении темных и серых известняков, Медовом месторождении цветных известняков, темно-серых и черных доломитов месторождения «Журавлев лог», Пугачевском месторождении высоко декоративных известняков, Ольховском месторождении золотисто-белого мрамора, Верхне-Макаровском месторождении белого статуарного мрамора, Алексеевском, Шишимском и Чусовском месторождениях высоко декоративных мраморизованных известняков, Абрамовском месторождении серого гранита, Малышевском месторождении розового гранита.

Не используются ранее разведанные месторождения: Ново-Ивановское – Северный и Южный участки серого мрамора, Октябрьское и Амангильдинское – высокодекоративного мрамора различных расцветок, Янгельское – желтых известняков.

В 2010 г. предусматривается начать производство горно-капитальных работ на месторождении сиенитов «Гора Тарка» и Маминском месторождении амфиболитов.

Объем производства блочного камня всех видов по предприятиям Урала составил на начало 2010 г. около 80 тыс. м<sup>3</sup>. Снижение объемов по отношению к 2000 г. составило 27,3 %.

Если анализировать причины снижения объемов, то они вызваны не только кризисом мировой экономики 2008-2009 гг. Начало кризиса в уральской камнеобработке относится к 2003 г. и обусловлено постепенной потерей уральского и российского рынков камня. В этот период выяснилось, что в стране возникла значительная потребность в облицовочных изделиях из прочных горных пород и цветных разновидностей всех видов природного камня.

Динамично развивающаяся в то время строительная индустрия стала интенсивно поглощать значительные объемы импортного природного камня и керамогранита. Отечественные производители оказались к этому не готовы по объемам производства изделий, по цветовой гамме и качеству изделий из природного камня. Это неизбежно привело к системному кризису в отечественной камнеобработке. Отечественные предприятия по добыче камня, не имеющие собственной инструментальной базы и потерявшие устойчивый сбыт блоков, стали снижать объемы

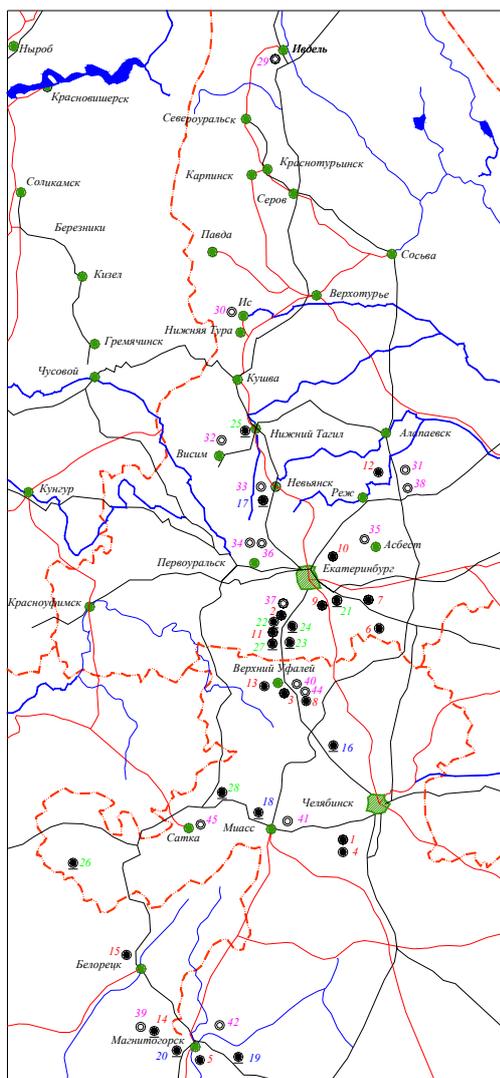
выпуска, а некоторые прекратили свое существование. Отдельные крупные предприятия – ОАО «Уфалейникель», ОАО «Уралтрансгаз», ОАО «Ключевский завод ферросплавов», имеющие в своем составе камнеобрабатывающие производства, стали выводить из своего состава непрофильные активы, в связи с чем они были либо проданы, либо остановлены. ЗАО «Коелгамрамор», в связи с сокращением объемов потребления блочного мрамора и изделий из него, значительную часть мощностей перепрофилировало на производство микрокальцита. Полностью переведен с блоков на производство микрокальцита Полевской мраморный карьер.

Оценка качественных характеристик показывает, что основной объем (63,0 %) добываемых мраморов и мраморизованных известняков серого и серо-белого цвета имеют низкий показатель декоративности, и спрос на них ежегодно падает. К ним относятся мраморы Коелгинского, Южно-Коелгинского, Мраморского, Шабровского месторождений.

Средний индекс декоративности добываемых горных пород по эксплуатирующимся месторождениям Урала составляет всего 25 баллов, что соответствует II классу по декоративности. Коммерческая ценность изделий из этих пород достаточно низкая. Следует отметить, что сырьевая база Урала на облицовочный камень довольно значительна. К концу XX столетия на территории Урала изучено за счет госбюджета и поставлено на баланс большое количество месторождений природного камня, запасов которых достаточно для работы в течение следующего столетия. Однако основная часть разведанных месторождений природного камня в настоящее время не востребована из-за низкой декоративности природного камня.

Рынок камня России стал более требователен к художественной ценности изделий из камня. Все большей популярностью пользуются высоко декоративные цветные разновидности камня. Поэтому дальнейшее развитие сырьевой базы для камнеобработки должно идти именно в этом направлении. Для пополнения цветовой гаммы изделий из облицовочного камня необходимо продолжить освоение ранее разведанных месторождений с высоко декоративными разновидностями камня и направить дальнейшие геологоразведочные работы на детальное изучение перспективных месторождений. Особое внимание необходимо уделить освоению уникальных месторождений родонита, серпентинита, лиственита, цветных разновидностей мраморизованных известняков, гранитоидов, габброидов, кварцитов и других ценных горных пород. Это позволит максимально полно выявить колоритную палитру уральского облицовочного камня.

Уральский регион особенно богат высоко декоративными месторождениями мраморов, известняков, доломитов и магнезита. Расположение их приведено на схеме (см. рисунок). Наиболее высокими декоративными свойствами обладают мраморы Сарапульского, Октябрьского, Фоминского, Каркодинского, Исовского, Сосновского и Ольховского месторождений мрамора, известняков Янгельского месторождения, гранитов Красногвардейского, Юго-Коневского и Сосновоборского месторождений, габбро Каменского и Азиатского месторождений, доломитов Агаповского и Журавлевологского месторождений, Саткинского месторождения магнезита. Именно на разведке и разработке их следует сосредоточиться в перспективе.



Условные обозначения:  
 ● Эксплуатируемые месторождения  
 ● Разведанные и разведываемые месторождения  
 ⊙ Проявления  
 м - мраморы  
 и - известняки мраморизованные  
 д - доломиты  
 мг - магнезит

- Эксплуатирующиеся: 1 - Коелгинское (м); 2 - Мраморское (м); 3 - Уфалейское (м); 4 - Южно-Коелгинское (м); 5 - Полоцкое (м); 6 - Походиловское (м); 7 - Колоткинское (м); 8 - Макаровское (м); 9 - Шабровское (м); 10 - Сарапульское (м); 11 - Полевское (м); 12 - Першинское (и); 13 - Коркодинское (м); 14 - Рыскужинское (и); 15 - Инзерское (и).
- Разведываемые: 16 - Аргаяшское (и); 17 - Верхне-Тагильское (и); 18 - Хамитовское (м); 19 - Еленинское (м); 20 - Янгельское (и).
- Разведанные, но не разрабатываемые: 21 - Фоминское (м); 22 - Черновское (м); 23 - Ново-Ивановское (м); 24 - Октябрьское (м); 25 - Нижне-Тагильское (и); 26 - Лемезинское (и); 27 - Полдневское (м); 28 - Романовское (и).
- Перспективные: 29 - Краснооктябрьское (и); 30 - Исовское (и); 31 - Глинское (и); 32 - Журавлев Лог (д); 33 - Алексеевское (и); 34 - Шишимское (и); 35 - Медовое (и); 36 - Южно-Починковское (м); 37 - Верхне-Макаровское (м); 38 - Восточное (уч. Хвощевский) (и); 39 - Амангильдинское (м); 40 - Чусовское (м); 41 - Пугачевское (м); 42 - Агаповское (д); 43 - Сосновское (м); 44 - Ольховское (м); 45 - Саткинское (магнезит).

Схема расположения месторождений и проявлений мраморов, известняков, доломитов и магнезита

УДК 622

## К ВОПРОСУ ОТРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ОСЕННЕЕ»

ГАСАНОВА Ш. Х.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет

Рудная зона Осеннего месторождения отчетливо разделяется на северный и южный фланги, оси которых ориентированы в субмеридиональном направлении, сочленяясь кулисно в центральной части месторождения. Протяженность рудной зоны составляет около 900 м при ширине от 150 до 370 м. Балансовые запасы меди распределены между северным и южным флангами практически равномерно.

Размеры рудных тел колеблются от 30×50 м и 140×510 м, глубина залегания – от 20 до 270 м.

Для вскрытия месторождения из нескольких возможных предлагается три варианта: первый – с использованием штолен из карьера и вспомогательного вертикального ствола, второй – комбинированный, с использованием главного вертикального рудовыдачного ствола и штолен, третий – с использованием для выдачи штолен и карьерного транспорта.

Первый вариант. На юго-западном фланге месторождения к рудным телам 10, 19, 21 проходится из карьера с отметки 100 м штольня. На северо-востоке для вскрытия рудных тел 1, 3, 4 проходится вентиляционная штольня, а с отметки 100 м – доставочная штольня. На фланге эти штольни сбиваются вентиляционным восстающим (с-в) 190/100. В центре месторождения проходится вентиляционный восстающий (ю-з) 125/44. В центре месторождения в борту карьера проходится вспомогательный вертикальный ствол сечением 15,2 м до отметки 10 м. На северо-восточном фланге проходится наклонный съезд (с-в) 100/44 для вскрытия рудных тел 1, 3, 4. На юго-западном фланге для вскрытия рудных тел 19, 21 проходится наклонный съезд (ю-з) 100/44. Оба вскрываемых крыла соединяются между собой штреком гор. 44 м. Для перемещения людей используются лифтовые восстающие 100/44 и 44/0. Выдача руды производится автосамосвалами по штольням до дна карьера и далее карьерным автотранспортом до обогатительной фабрики.

Второй вариант. В центральной части месторождения на северном борту карьера проходится вертикальный вентиляционный ствол сечением 15,2 м<sup>2</sup> до отметки 10 м. Ствол располагается по средней линии грузопотоков правого и левого крыльев. В нижней части ствола оборудуется устройство для улавливания рудной просыпи (отметка гор. 20 м) и выдаче его в бадье на отметку гор. 44 м. На горизонтах 100 м и 44 м от ствола к месторождению проходятся квершлагги. На юго-западном фланге из карьера с отметки 100 м проходится штольня к рудным телам 10, 19, 21. На северо-востоке с отметки 190 м проходится вентиляционная штольня. Горизонты 190 и 100 м сбиваются между собой восстающим (с-в) 190/100. Рудные тела 1, 3, 4 вскрываются с использованием наклонного съезда (с-в) 100/44. Для перемещения людей используется лифтовый восстающий 100/44. На юго-западе для вскрытия рудных тел 10 и 19 используется наклонный съезд 100/44, а для вскрытия рудного тела 21 – наклонный съезд 44/0 м. Горизонты 40 м и 0 м соединяются лифтовым восстающим для перемещения людей.

Проветривание для первых и второго вариантов принимается по фланговой схеме нагнетательным способом. Свежий воздух для проветривания шахты подается по вертикальному стволу вентилятором ВВД-30 (с двумя двигателями мощностью 550 кВт), в непосредственной близости от которого предусматривается установка калорифера. Суммарный объем подаваемого воздуха составляет 20 995,6 м<sup>3</sup>/мин. Отработанный воздух выдается из шахты по автотранспортным уклонам и вентиляционным штольням.

Водоотлив производится ступенчато. Основной водоприток поступает в водосборник околоствольного двора и выдается на поверхность насосом ЦНС – 180×170, с двигателем (мощностью 114 кВт). Водоотлив с нижней отметки рудного тела 19 производится участковым насосом ЦНС – 38 × 50 (мощностью 14 кВт) по наклонному съезду на гор. 44 м и далее в водосборник околоствольного двора.

Третий вариант. На юго-западном фланге месторождения из карьера проходятся штольни на гор. 150 м и 190 м, а на северо-восточном фланге – штольни с гор. 190 м и 100 м. Штольни гор. 190 м и 100 м сбиваются восстающим (северо-восточным) 190/100. Рудные тела 1, 3, 4 вскрываются с использованием наклонного съезда (северо-восточного) 100/44. На юго-западе для вскрытия рудных тел 10 и 19 используется наклонный съезд (ю-з) 100/44. Для вскрытия рудного тела 21 используется наклонный съезд 44/0. Для перемещения людей используются лифтовые восстающие 100/44 (с-в) и 44/0 (ю-з). Транспортирование руды производится по штольням в карьер и далее карьерным автотранспортом до обогатительной фабрики.

Для проветривания также используется фланговая схема проветривания нагнетательным способом. Отработанный воздух выдается из шахты по автотранспортным уклонам и штольням.

Оценка финансовой состоятельности анализируемых вариантов показала, что все варианты финансово состоятельны. Для любого проекта время вложения затрат и получение прибыли являются не менее важными факторами, чем сама величина затрат и прибыли.

Поэтому, при оценке проектного варианта все разновременные затраты и доходы приводятся к одному моменту оценки (обычно это момент начало строительства). При оценке коммерческой эффективности любого проекта исходят из того, что чем дальше получаемые прибыли стоят от начала реализации проекта, тем дешевле эти деньги по отношению к сегодняшнему дню. В данных проектах получение прибыли ожидается на 8-м году для первого варианта и на 7-м году – для второго и третьего вариантов.

Чистый дисконтированный доход на конец рассматриваемого периода по всем трем вариантам положителен. Это означает, что проекты считаются экономически приемлемыми.

Период, по истечении которого ЧДД от проекта становится и остается неотрицательным, называется дисконтированным сроком окупаемости проекта. Показатель срока окупаемости достаточно точно говорит о степени риска проекта: чем больший срок нужен для возврата инвестированных сумм, тем больше шансов на неблагоприятное развитие ситуации, способной опрокинуть проектные расчеты. Сроки окупаемости: по 1-му варианту 7 лет и 1 месяц; по 2-му варианту 6 лет и 5 месяцев; по 3-му варианту 6 лет и 2 месяца.

Проведенный экономический анализ дает вывод, что реализация 3-го варианта наиболее выгодна в сравнении с вариантами 1 и 2.

УДК 622

## ГЕОМЕТРИЧЕСКАЯ ИНТЕРПРЕТАЦИЯ НАКОПЛЕНИЯ ПОГРЕШНОСТИ ДИРЕКЦИОННОГО УГЛА ПОСЛЕДНЕЙ СТОРОНЫ ПОЛИГОНОМЕТРИЧЕСКОГО ХОДА

*ЦЫГАНОВА В. А., ЮСУПОВА А. С.*

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В настоящей статье на материалах многократного измерения горизонтальных углов выполнено моделирование процесса накопления погрешности дирекционного угла по мере удлинения полигонометрического хода. На рис. 1 представлен график изменения погрешности измеренных углов в полигонометрическом ходе. Моделируемый ход включал в себя 316 сторон, ход висячий. Измерения выполнены теодолитом типа 2Т-30 (30").

Отмечается, что на долю углов, измеренных с погрешностью более 60", приходится менее 5 %. Основная масса погрешности укладывается в пределы  $\pm 30''$ , измерения выполнены одним полным приемом. Обращает на себя внимание тот факт, что прослеживаются периоды, когда погрешность  $\Delta$  имеет один знак на протяжении 2-3 измерений, и даже более, при среднем значении 2,27. В таблице приведено распределение длительности колебаний  $\Delta$ , имеющих один знак (плюс или минус): 42,1 % приходится на случай, когда  $\Delta$  меняет знак с плюса на минус, или наоборот; в 27 % случаев отмечается, что один знак  $\Delta$  повторяется два раза подряд; в двух случаях из 140 (около 1,5 %) отмечается, что продолжительность одного знака составила 8-9 измерений подряд.

На рис. 2 показано накопление погрешности дирекционного угла, соответствующее системе измерений рисунка 1. Наглядно видно, что погрешности накапливаются по некоторой периодической схеме, в которой просматривается наличие устойчивой систематической погрешности. Вторая особенность состоит в том, что зона накопительных погрешностей значительно меньше, чем теоретически рассчитанная по известной формуле  $\sigma_n = \sigma_1 \sqrt{n}$ . Устойчивость этой закономерности требует дальнейшего изучения.

Работа выполнена под научным руководством профессора, доктора технических наук А. В. Гальянова.

Распределение длительности колебаний  $\Delta$ , имеющих один знак

Длительность полупериода колебаний, $\tau$	Частота случаев, $n$	Частость $\rho$ , %
1	59	42,1
2	38	27,1
3	20	14,3
4	10	7,1
5	5	3,6
6	3	2,2
7	3	2,1
8	1	0,8
9	1	0,7

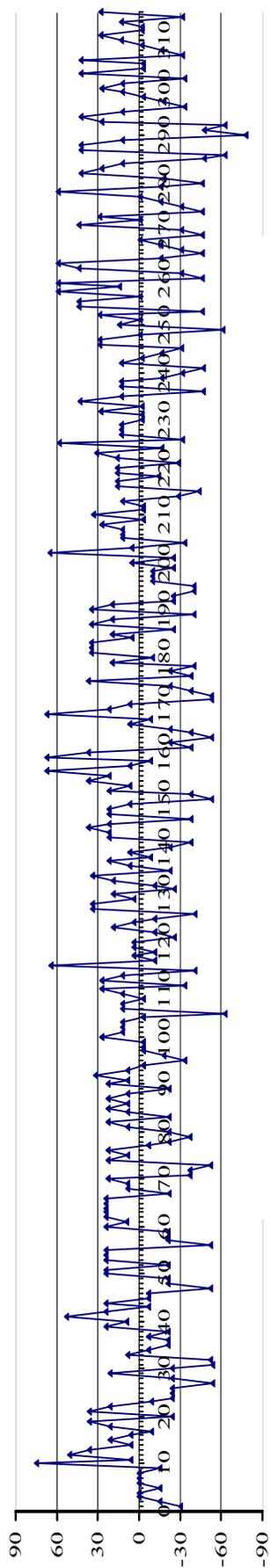


Рис. 1. Динамический график измеренных углов по среднему штриху марки

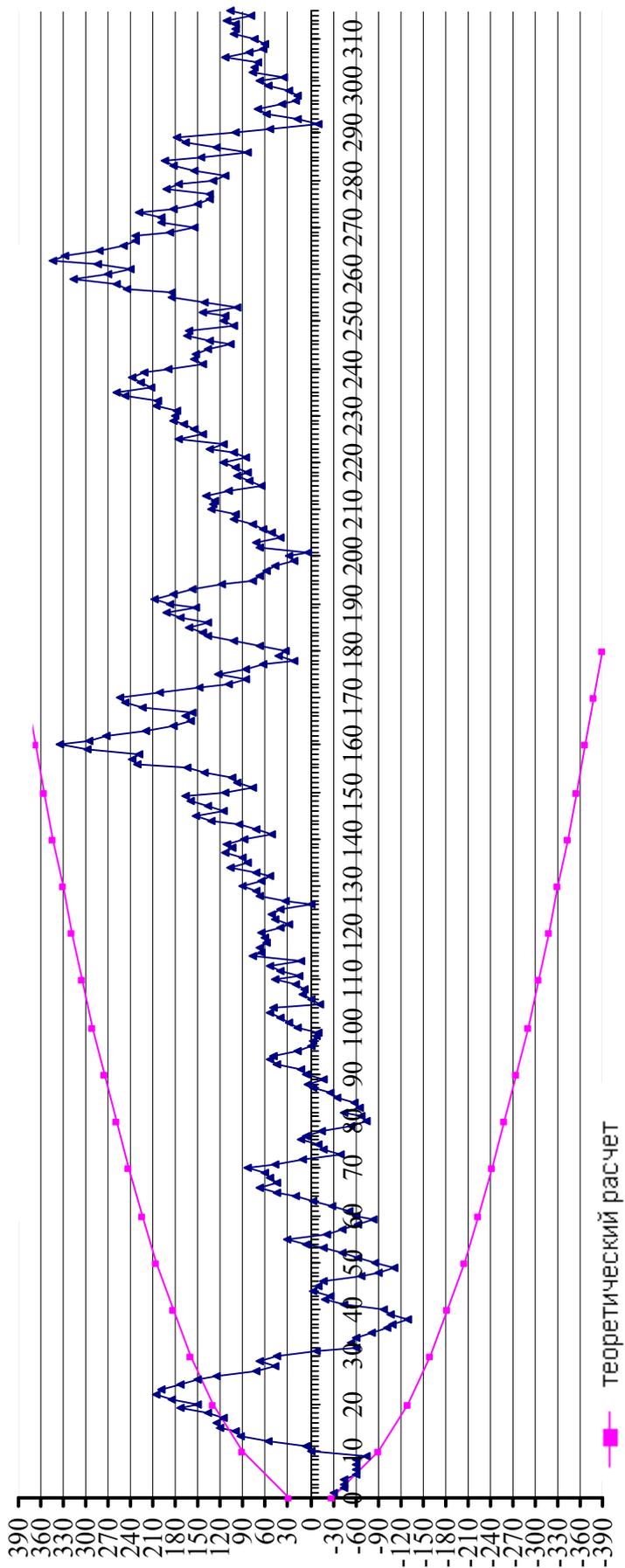


Рис. 2. График накопления погрешности при измерении углов по среднему штриху марки

## ВСКРЫТИЕ НАГОРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ БЛОЧНОГО КАМНЯ ПРОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

КОКУНИН Д. В.

Центр Добычи и обработки природного камня

КОКУНИН Р. В., КОКУНИНА Л. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Нагорные месторождения расположены на склонах или вершинах гор, холмов, характеризуются крутыми уклонами и значительным перепадом высотных отметок. Вскрытие таких месторождений представляет собой непростую задачу. Выбор способа и порядка вскрытия зависит от геологических, горнотехнических, экологических, экономических и многих других условий. Пример вскрытия нагорного месторождения блочного камня прочных пород можно рассмотреть на примере Таркинского месторождения.

Таркинское месторождение расположено в Кушвинском районе Свердловской области на южной окраине г. Кушвы. Месторождение располагается на вершине и склонах горы Тарки, представляющей собой субширотную возвышенность с отметкой вершины +289,6 м и склонов в пределах +260 – +270 м (рис. 1). Участок располагается в пределах Кушвинского массива сиенитов, сложенного роговообманковыми сиенитами среднезернистыми, массивными, розовато-серого, реже зеленовато-серого цвета, с отдельными зернами и их скоплениями до 3-10 мм темно-зеленой и черной роговой обманки, что и определяет декоративные свойства породы. Размеры участка 350×200 м, максимальная глубина разведки 70 м до горизонта +220 м. Глубины залегания кровли блочных сиенитов по скважинам изменяются от 1,0 м до 35 м. В контуре подсчета запасов мощность трещиноватых участков составляет от 4 до 14 м.

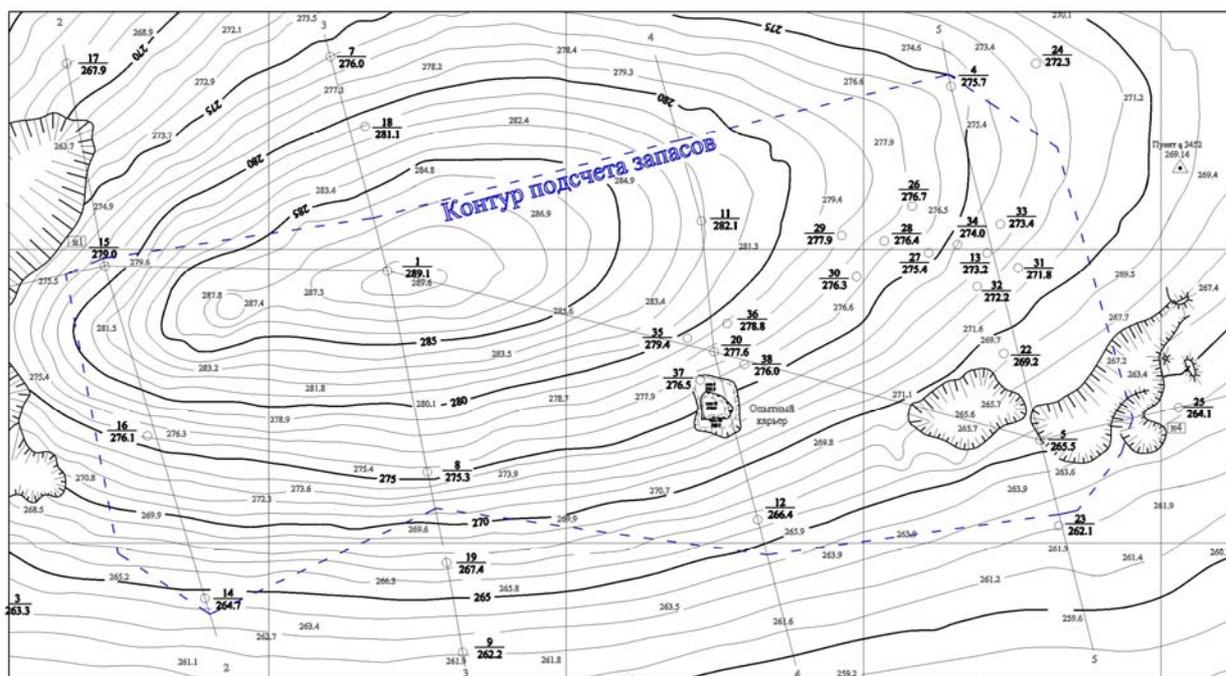


Рис. 1. План подсчета запасов Таркинского месторождения сиенитов

Сиениты Таркинского месторождения являются декоративными, погодоустойчивыми породами марки по прочности, пригодны для получения блоков для производства облицовочных изделий, применяемых для внутренней и наружной облицовки зданий и сооружений. По истираемости

сиениты могут применяться для облицовочных изделий, для лестниц и полов при значительном и весьма значительном воздействии.

Разведанный участок месторождения имеет относительно небольшие размеры в плане – 350 м в длину и 200 м в ширину, что позволяет рассмотреть два варианта вскрытия и разработки месторождения.

Первый – традиционный вариант: вскрытие месторождения производится траншеями и полутраншеями внешнего и внутреннего заложения, расположенными за контуром подсчета запасов на южном, восточном и, частично, на западном бортах карьера (рис. 2). Доставка блоков и некондиционной горной массы на поверхность осуществляется с помощью автомобильного транспорта. В период строительства предусмотрена проходка въездных траншей и полутраншей на вскрышные горизонты.

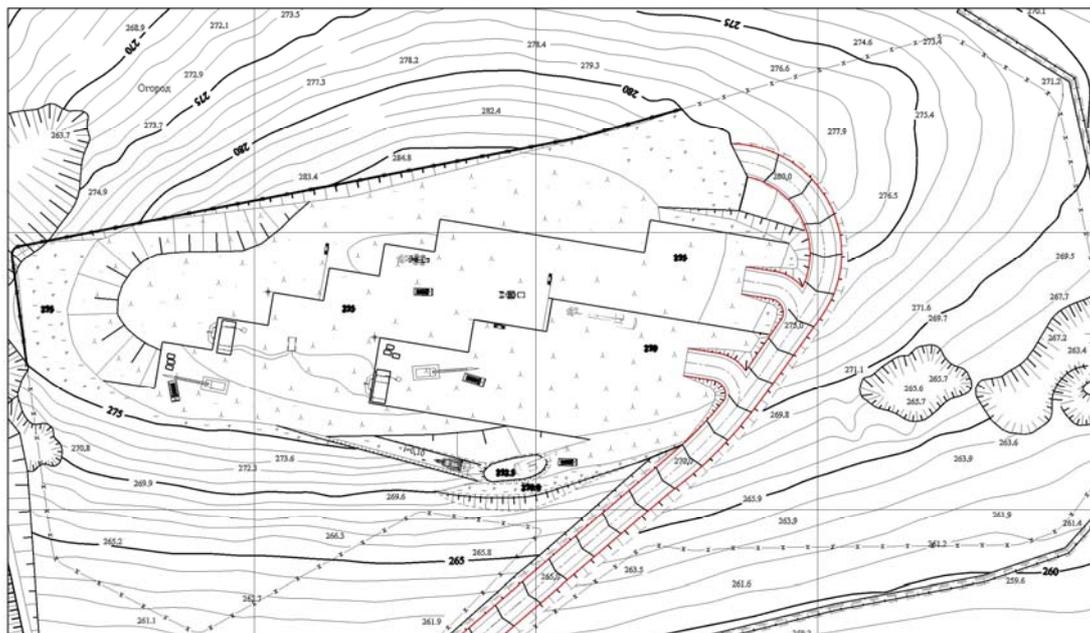


Рис. 2. Вскрытие Таркинского месторождения сиенитов полутраншеями и заездами с применением автомобильного транспорта на рабочих горизонтах

Второй вариант: вскрытие и отработка месторождения осуществляется по бестранспортной схеме с использованием для транспортной связи деррик-крана *DKS 30* с длиной стрелы 70 м в комплекте с подтяжными лебедками. Деррик-кран переустанавливается в течение эксплуатации на различные стационарные позиции. Преобладающей будет углубочная система разработки с перемещением фронта работ в южном, восточном и западном направлениях.

Горизонт мягкой вскрыши вскрывается внешней траншеей. При этой схеме вскрытия автомобильные съезды на добычные уступы отсутствуют, а блоки, мелкоблочная горная масса и штыб доставляются на поверхность краном. Также краном доставляется в карьер все необходимое оборудование и материалы для добычи блоков.

Деррик-краны параметрами стрелы обеспечивают значительное перекрытие карьерного поля. Ширина рабочей зоны карьера, обслуживаемая одним краном, при стреле длиной 70 м составляет 126 м<sup>2</sup>. В процессе передвижения фронта работ деррик-кран будет переустанавливаться с шагом, соответствующим ширине рабочей зоны, обслуживаемой деррик-краном.

Отработка месторождения с использованием деррик-крана повышает концентрацию добычных работ, а также уменьшает площади занимаемых земель из-за отсутствия автомобильных съездов, что значительно снижает объемы вскрытия. Также следует отметить, что деррик-краны просты в изготовлении и обслуживании. В то же время в случае применения бестраншейных схем вскрытия обязательно необходимо рассчитывать устойчивость бортов карьера в местах установки деррик-крана.

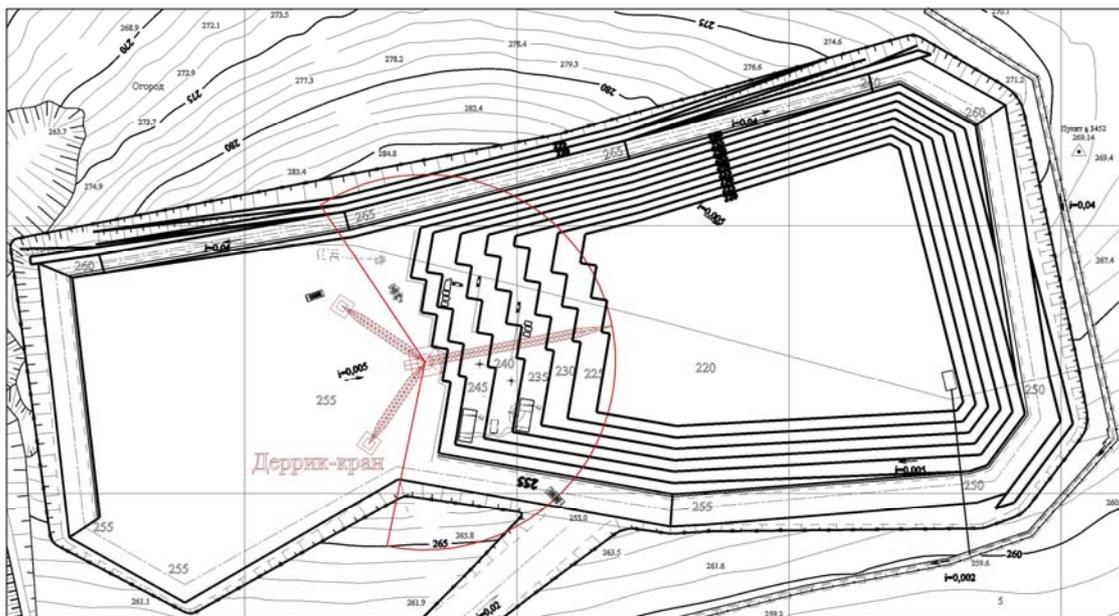


Рис. 3. Бестраншейное вскрытие Таркинского месторождения сиенитов с применением деррик-крана

Окончательный вариант вскрытия нагорных месторождений природного камня будет определяться комплексным технико-экономическим обоснованием.

УДК 622

## ПОДЗЕМНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ПОТЕРЯННЫХ ЗАПАСОВ РУД

*ЗАГАРСКИХ М. С., БЕРКОВИЧ В. М., ГУСМАНОВ Ф. Ф.*  
 ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Существующие методы переработки минерального сырья основаны на использовании руд определенных кондиций. Последние, в свою очередь, определяются экономической целесообразностью разработки тех или иных месторождений. В целом, степень использования недр при разработке рудного сырья в настоящее время оценивается на уровне 50-60 %. Не используются большие запасы полезных ископаемых в виде бедных и забалансовых руд, а также руд, залегающих в сложных горно-геологических условиях.

Снижение потерь рудного сырья, значительное повышение степени использования недр, изыскание экономически выгодных методов извлечения металлов из огромных запасов бедных и забалансовых руд на основе физико-химической технологий добычи – актуальнейшая проблема современного горного производства.

Подземное выщелачивание скальных пород применяется, главным образом, для извлечения металлов из потерянной при очистной выемке руды и достаточно широко используется в отечественной и зарубежной практике разработки месторождений. Наибольшее распространение метод подземного выщелачивания получил при разработке урановых и медных месторождений.

За рубежом подземное выщелачивание применяют в основном для доработки месторождений, ранее эксплуатировавшихся традиционными способами. Оно экономически оправдывает себя при наличии соответствующей горной базы, когда организация технологического процесса не требует больших капитальных затрат.

На рудниках выщелачивались преимущественно эксплуатационные потери руды путем подачи растворов в выработанное пространство. При этом подготовка заключается в основном в проходке дренажных выработок и гидроизоляции отдельных блоков.

На руднике «Огайо» (штат Юта, США) руды образуют пластообразную залежь мощностью до 100 м, с углом падения 50°. Общие запасы руды достигают 40 млн. т, при среднем содержании меди 0,88 %. Руды представлены медистым пиритом в форме наиболее легковыщелачиваемого минерала – халькозина. Часть запасов руды отработана системой этажного самообрушения, которая оказалась неэкономичной. Для доработки запасов в подземных выработках (восстающих и главной штольне) были установлены цементационные устройства – желоба площадью поперечного сечения 80×80 см и общей длиной 0,5 км. В результате извлечение меди в раствор достигло 97 %, а меди в осадок после цементации – 80-90 %. Расход железного скрапа составил 1 кг на 1 кг меди. Годовая добыча меди доходила до 3000 т. Себестоимость 1 кг меди равнялась 31,5 цента, что в несколько раз дешевле меди, получаемой обычным способом.

Опытно-промышленные испытания технологии подземного выщелачивания в нашей стране проводились на Дегтярском и Блявинском рудниках при выщелачивании эксплуатационных потерь.

При отработке Дегтярского месторождения системами слоевого обрушения происходили существенные потери ценной медной руды, вследствие чего было принято решение о добыче меди из потерянных руд подземным выщелачиванием. Обработке подвергалась нижняя выклинка месторождения с запасами меди около 2300 т. Отработанный участок орошали водой через пробуренные с поверхности скважины (всего было подготовлено 35 скважин глубиной от 12,6 до 40 м) и через трещины в зоне обрушения: сетка расположения скважин 10×10 м. При снижении содержания меди в растворах бурили дополнительные скважины в центре квадратов. Участок орошали по простирацию рудного тела, при этом одновременно пускали воду не более, чем в две линии скважин. Во избежание интенсивного охлаждения подача воды в каждую скважину не превышала 3-4,5 м<sup>3</sup>/ч, а на весь орошаемый участок – не более 600-650 м<sup>3</sup>/ч. Продолжительность орошения для выщелачивания составляла 15 дней. Среднее содержание меди в рудничных водах повысилось с 0,3 до 0,8 г/л. При введении новых скважин содержание меди в водах увеличивалось еще больше. Среднее содержание меди в продуктивных растворах составило 6 г/л. За 7 месяцев работы на участке выщелачивания добыли 461 т меди.

После окончания эксплуатационных работ на Блявинском месторождении остались недоработанными 8 млн. тонн руды, которые сосредоточены в четырех рудных линзах: Северной, Южной, Восточной и Малой.

Северная линза наиболее крупная по запасам руды, применительно к ней велась разработка технологической схемы опытного участка подземного выщелачивания.

Опытный участок предлагается организовать между горизонтами 133-313 м, объем рудной массы – 2,5 млн. т, запасы меди – 27,3 тыс. т, цинка – 34,2 тыс. т, годовое производство меди – 3,6 тыс. т, цинка – 4,5 тыс. т.

Основная идея предлагаемой схемы подготовки заключается в том, что все запасы руды подготавливаются к выщелачиванию одновременно с помощью дробления рудного тела удлиненными мощными зарядами химических ВВ, расположенными в вертикальных и горизонтальных выработках, пройденных непосредственно в рудном теле и с использованием донной части карьера в качестве компенсационного пространства.

Для производства массового взрыва по горизонтам 313, 253, 193, 133 м, подэтажи 283 и 223 м проходится ряд выработок: рудные штреки, орты, встающие, горизонтальные выработки для размещения ВВ.

При массовом взрыве запас руд «Северной» линзы в этажах 133-313 будет одновременно взорвано ≈1200 т ВВ и раздроблено около 2,7 млн. т руды и породы.

Для осуществления процесса выщелачивания и аэрации взорванного массива предусматривается частичное восстановление пройденного до взрыва гор. 253 м и части квершлаггов горизонтов 133 и 193 м и полная проходка полевых эксплуатационных выработок.

Для обеспечения поступления орошающих растворов предусматривается бурение оросительных скважин диаметром 150-300 мм из подземных буровых камер, расположенных по всяческому блоку на северном и южном флангах участка.

Режим орошения предусматривает подачу на орошение и ежесуточную выдачу 6300 м<sup>3</sup> орошающих и продуктивных растворов. Такое же количество растворов находится в обороте и в режиме затопления.

Для откачки продуктивных растворов на горизонте 133 м оборудуется насосная камера. Подача растворов орошения с поверхности до оросительных камер производится самотеком.

Основные технико-экономические показатели

№ п/п	Наименование показателей	Единицы измерения	Количество
1	Запасы руды, подлежащие отработке: в т.ч. выщелачиванием горными работами (попутная добыча)	тыс. т	2495
		тыс. т	2195
		тыс. т	300
2	Содержание и количество в руде для выщелачивания: меди цинка	%/тыс. т	1,11/24,4
		%/тыс. т	1,37/30,0
3	Срок отработки	год	5,5
4	Среднегодовое извлечение: меди цинка	%	15
		%	15
5	Общее извлечение: меди цинка	%/тыс. т	82,5/20,1
		%/тыс. т	82,5/24,7
6	Количество продуктивных растворов в сутки в год а/для получения меди б/для получения цинка	тыс. м <sup>3</sup>	6,3
		тыс. м <sup>3</sup>	2255
		тыс. м <sup>3</sup>	417
7	Содержание и годовое количество в продуктивных растворах: меди цинка	г/л, т	1,7/3600
		г/л, т	10,8/4500
8	Годовое производство цементационной меди	т	4629
9	Годовое производство цинкового концентрата	т	9750
10	Численность трудящихся	чел.	150
11	Капитальные вложения	тыс. руб.	15700
12	Стоимость попутно добытой руды	тыс. руб.	2100
13	Стоимость годового выпуска товарной продукции	тыс. руб.	3750
14	Годовые эксплуатационные расходы	тыс. руб.	4110
15	Себестоимость 1 т черной меди	руб.	835
16	Себестоимость 1 т цинка в цинковом концентрате	руб.	375

УДК 622.2

## РАЗРАБОТКА СЕВЕРО-СОСЬВИНСКИХ БУРЫХ УГЛЕЙ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ АВТОНОМНЫМИ БЛОКАМИ

*ПРОПП В. Д., ПЬЯНКОВ Д. А.*

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Освоение природных ресурсов Северного и Полярного Урала требует обязательного развития энергетики и социнфраструктуры района.

В настоящее время для местных нужд, в связи с дефицитом газа, для бытовых нужд приходится использовать экибастузский уголь. В то же время в районе имеется 6 крупных бурогольных месторождений (рис. 1) с прогнозными и утвержденными запасами угля 2,373 млрд. т, в т. ч. категории С<sub>1</sub>+С<sub>2</sub> до глубин 300 м – 1,46 млрд. т. Кроме того имеются перспективные месторождения (21 угленосная площадь) с прогнозными ресурсами 1,48 млрд. т.

Разработка этих угольных месторождений позволит:

- удовлетворить коммунально-бытовые нужды местным углем вместо привозного импортного угля (Экибастуз, Казахстан);
- повысить занятость местного населения за счет относительно высокой трудоемкости горных работ по добыче угля;

- наладить производство собственной электроэнергии для развития местной промышленности;
- продавать электроэнергию в Свердловскую область, Пермский край.
- продавать бурый уголь для снабжения электростанций Свердловской области;
- обеспечить необходимые объемы грузоперевозок для перспективной железной дороги по восточному склону Северного и Полярного Урала (до 19÷20 млн.т/год).

Особенно эффективным может оказаться организация пиролиза угля с производством газа, полукокса и инертных стройматериалов.

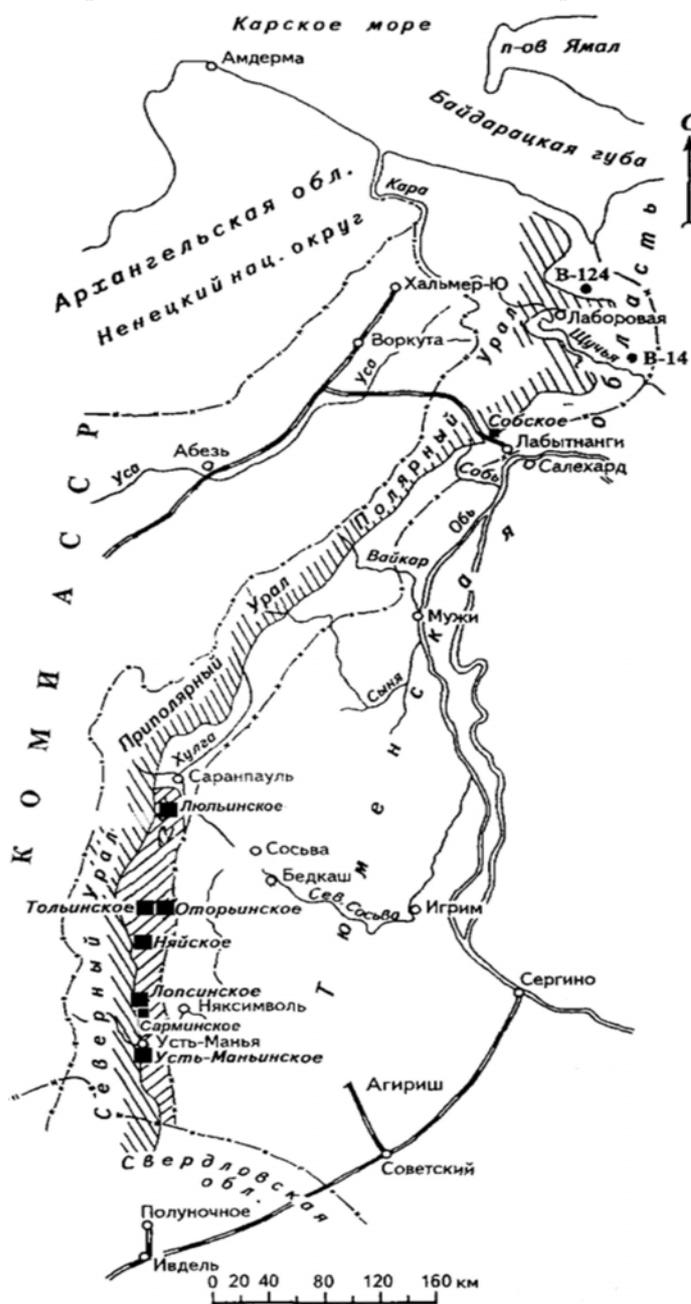
Проектным институтом ОАО «Уралгипрошахт» разработана проектно-сметная документация «Обоснование инвестиций в разработку и освоение Северо-Сосьвинских угольных месторождений открытым способом».

Подземный способ разработки Северо-Сосьвинских угольных месторождений как альтернатива строительству разреза не рассматривается по следующим причинам:

- 1). Длительный срок строительства шахты (6÷10 лет).
- 2). Сложные гидрогеологические условия, требующие специальных методов проходки и повышенных затрат.
- 3). Неблагоприятное геологическое строение месторождения для подземной добычи (невыдержанные по мощности пласты угля, наличие тектонических нарушений, газоносность и др.).
- 4). Значительно более высокие капитальные вложения и себестоимость добычи угля.

Данные причины являются существенными для уже известных применяемых систем разработки. Подземная разработка автономными блоками исключает их.

Рис. 1. Схема размещения Сосьвинско-Салехардского угленосного бассейна



Анализ горно-геологических условий указывает на возможность отработки некоторых месторождений Северо-Сосьвинских углей подземным способом. Одним из перспективных для отработки автономными блоками является Тольинское месторождение бурого угля (рис. 3). Оно имеет следующие горно-технологические параметры: мощность наносов 4 м; угол падения пласта 130; мощность пласта № 1 равна 2,5, № 2 – 2,0, № 3 – 2,2 м; расстояние между пластами  $a_1=45$  м,  $a_2=9$  м; шахтное поле по простиранию 6000 м; шахтное поле по падению 2000 м.

Шахтное поле по простиранию разделено на 4 автономных блока длиной 1375 м, по падению разделено – на 10 этажей. Наклонная высота этажа составляет 200 м. Длина лавы составляет

192 м. Пласты отрабатываются в нисходящем порядке (рис. 4). Для начала эксплуатации шахты необходимо подготовить к работе один забой в первом автономном блоке. После того, как лава по пласту № 1 перейдет в автономный блок № 2, по нижележащему пласту № 2 в автономном блоке запускается вторая лава. Работа двух лав на разных пластах обеспечивает производственную мощность шахты  $A_r = 4$  млн. т в год. Наклонные стволы проводятся в породах лежачего бока на расстоянии 30 м по нормали от почвы нижнего пласта № 3 свиты (рис. 5, 6).

Предлагаемый вариант разработки пластовых месторождений по сравнению с традиционными обладает следующими достоинствами.

1. 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, а капитальные затраты на развитие горных работ будут вкладываться более равномерно и небольшими частями.

2. Поверхностный технологический комплекс упрощается, а стоимость его будет ниже, поскольку отсутствуют подъемные машины, копры, бункера и др.

3. Срок строительства шахты может быть сокращен до 2-3 лет (рис. 2): 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.

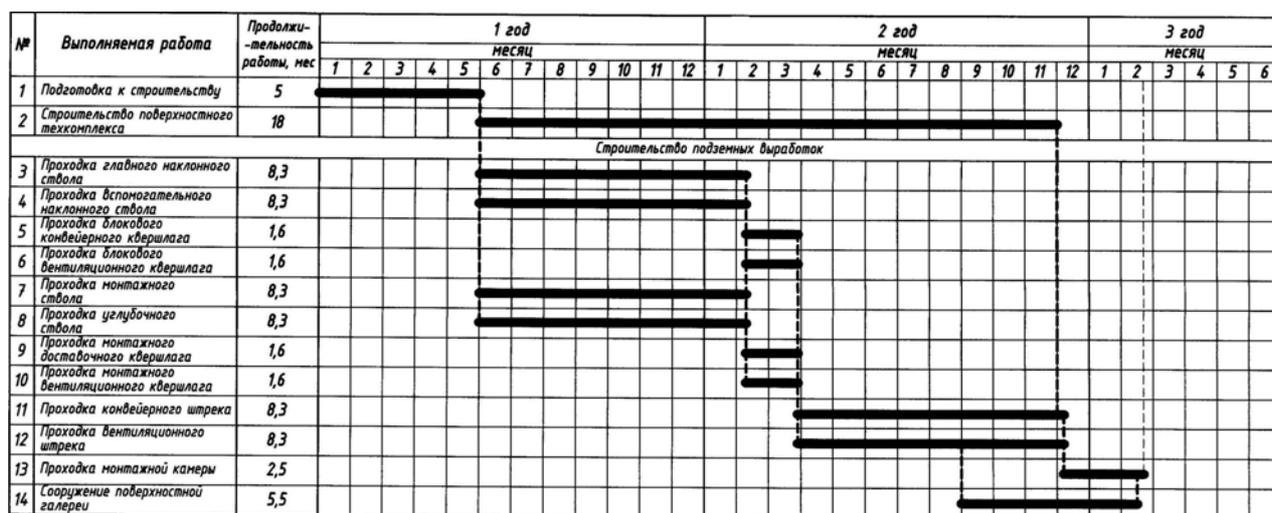
4. Расходы на поддержание выработок также будут незначительные, так как срок службы штреков небольшой, а все остальные выработки пройдены полевыми, вне зоны влияния очистных работ.

5. 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 (канатно-кресельная дорога) до любого забоя без перегрузок и пересадок.

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

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

8. В случае аварии ввиду упрощенной схемы выработок возрастает эффективность действий ВГСЧ при ее ликвидации и выхода горнорабочих.



Суммарная продолжительность строительства шахты 25,7 месяца

Рис. 2. График строительства шахты – применение автономных блоков

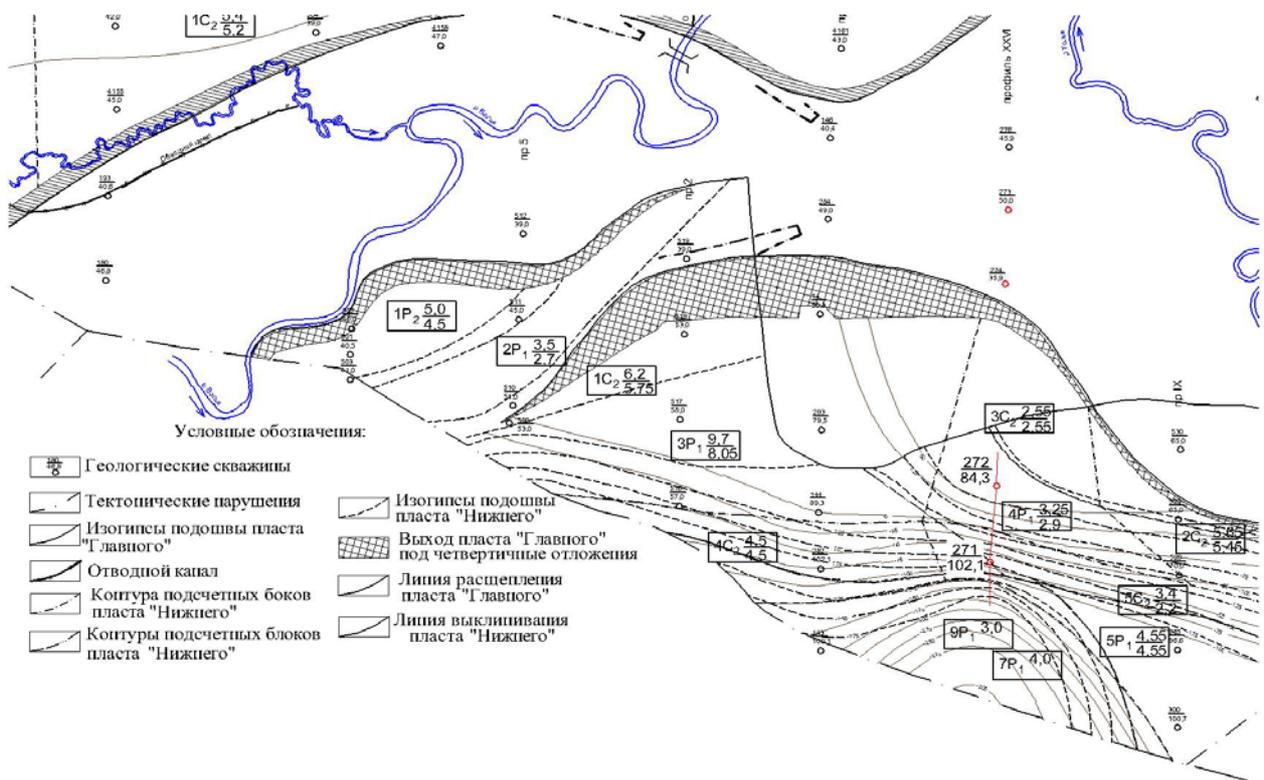


Рис. 3. Выкопировка из геологического плана Тольинского месторождения бурого угля

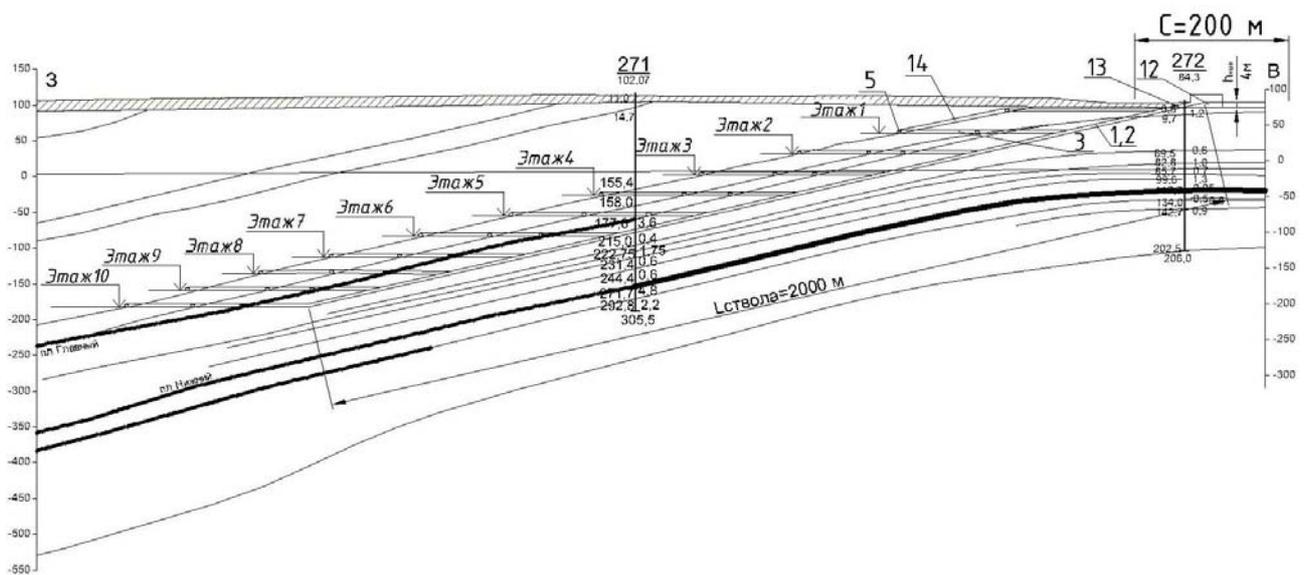


Рис. 4. Вертикальная схема вскрытия свиты пластов с углом залегания 13°. Профиль XXVI. Тольинское месторождение

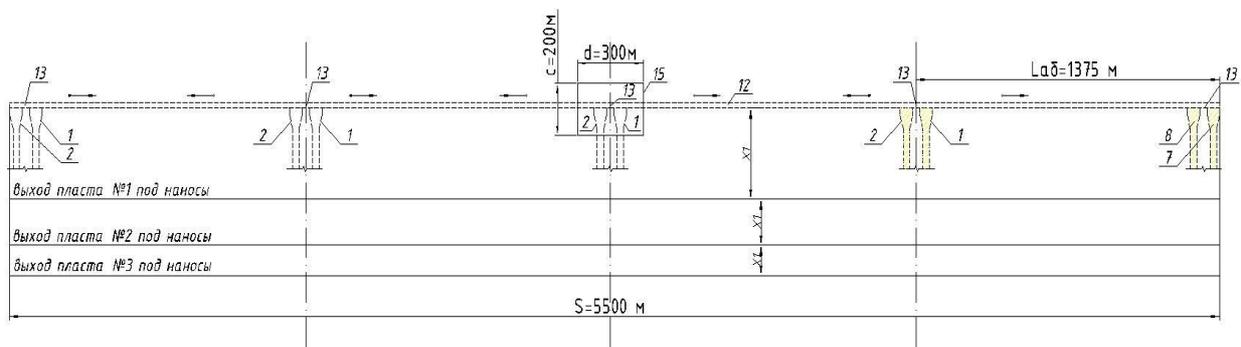


Рис. 5. План дневной поверхности при отработке шахтного поля автономными блоками

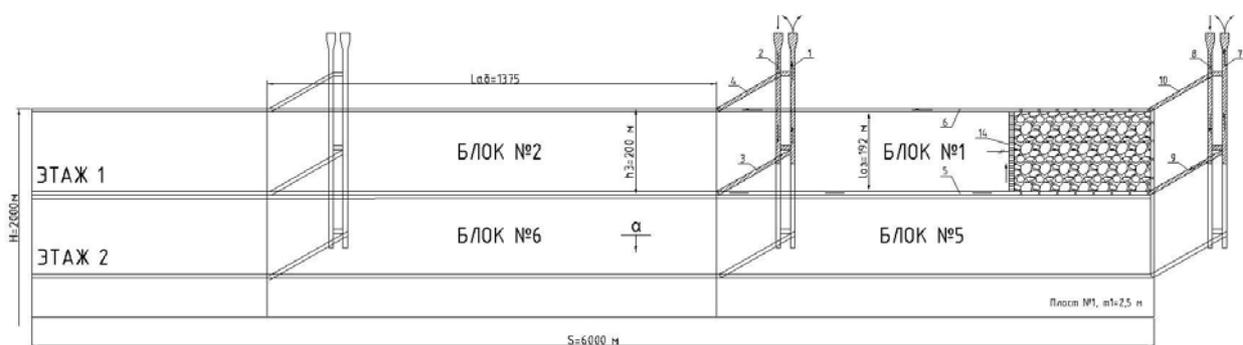


Рис. 6. План горных работ при отработке пласта № 1 автономными блоками:

1 – главный наклонный ствол; 2 – вспомогательный наклонный ствол; 3 – блоковый конвейерный квершлаг; 4 – блоковый вентиляционный квершлаг; 5 – конвейерный штрек; 6 – вентиляционный штрек; 7 – монтажный ствол; 8 – углубочный ствол; 9 – монтажный доставочный квершлаг; 10 – монтажный вентиляционный квершлаг; 11 – монтажная камера; 12 – поверхностная галерея; 13 – перегружательный пункт на поверхности; 14 – очистной забой; 15 – центральная промплощадка.

УДК 622

## ОТКРЫТО-ПОДЗЕМНЫЙ СПОСОБ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

МАЛЕТИН С. В., ОСИНЦЕВ В. А., БЕРКОВИЧ В. М.  
 ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Общеизвестно, что эффективность разработки месторождений открытым способом напрямую зависит от объемов вскрыши в контуре карьера. Объемы вскрышных пород, в свою очередь, определяются углами откосов борта карьера. При этом, в зависимости от глубины разработки, влияние угла борта карьера на объем горной массы в его контуре имеет арифметическую прогрессию. Таким образом, имеется непосредственная связь угла откоса борта карьера с эффективностью отработки месторождения, как с экономической, так и с экологической точки зрения. Угол борта карьера является результатом применяемых на открытых горных работах систем разработки и вскрытия месторождения. В общем виде это выражается в двух значениях угла борта карьера: конструктивный и устойчивый, которые должны быть максимально возможными для данного месторождения, при обязательном условии, что конструктивный угол борта должен быть не больше устойчивого. Конечно, идеальный случай – это вертикальные откосы бортов. При совместной отработке такой вариант возможен. Используя преимущества подземной технологии, можно создать условия отработки месторождения открытым способом с крутыми бортами.

Авторами разработан способ, при котором для поддержания бортов карьера (колодца) в устойчивом положении используются отработанные в опережающем порядке подземные камеры, заложённые твердеющей закладкой (искусственные борта). Они могут быть вертикальными или наклонными – под углом 60-80° – в зависимости от условий устойчивости пород массива. В качестве примера применения безступной технологии рассмотрена разработка Шемурского и Ново-Шемурского месторождений медноколчеданных руд (Ивдельский район Свердловской области). Находясь на севере области, в 2-5 км от заповедника «Денежкин камень», они имеют слабую перспективу разработки традиционным способом ввиду малой эффективности большой экологической опасности. Новая технология отработки с минимальным нарушением недр делает ее весьма актуальной.

Институтом «Уралгипроруда» выполнен технический проект отработки Шемурского месторождения традиционным способом. Параметры карьера (м): глубина – 120, длина – 630, ширина – 370. Объем добычи горной массы – 10 720 тыс. м<sup>3</sup>, в том числе вскрыша – 8 920 тыс. м<sup>3</sup>. Средний коэффициент вскрыши – 1,7 м<sup>3</sup>/т. Производительность карьера по руде – 800 тыс. т/год, по вскрыше – 1 500 тыс. м<sup>3</sup>/год. Срок существования карьера – 8,5 лет.

С использованием аппарата расчетных формул и результата моделирования авторами были получены данные по конструкции и параметрам крепи при отработке Шемурского месторождения безступной технологией с искусственными бортами. Поскольку устойчивость борта карьера должна быть обеспечена на всех этапах развития горных работ, искусственное ограждение должно возводиться практически на всю высоту бортов. Однако негативное влияние веса бетонной стены на устойчивость борта резко возрастает с высотой ограждения и увеличением ее мощности. Уменьшить толщину ограждения, а значит, и снизить негативное воздействие ее веса, можно за счет применения высокопрочных смесей. Вторым путем снижения пригрузки борта является создание искусственного ограждения переменной толщины: с уменьшением глубины карьера величины сдвигающих и удерживающих сил также снижаются, что дает возможность увеличивать мощность ограждения только на глубоких горизонтах.

Однако при выборе конструкции искусственного ограждения необходимо учесть ряд ограничений. Самое очевидное из них связано с прочностью твердеющей закладки: вертикальные напряжения, вызываемые весом ограждения, не должны превышать прочности бетона на одноосное сжатие, составляющей обычно 3-5 МПа. Таким образом, высота вертикального столба закладки не должна превышать 130-200 м. В случае наклонного борта прочность закладки накладывает ограничения на толщину искусственного ограждения:

$$m \leq \sigma_{сж} \times \cos \alpha / \gamma_3,$$

где  $m$  – нормальная мощность ограждения, м;  $\alpha$  – угол борта, град;  $\sigma_{сж}$  и  $\gamma_3$  – соответственно прочность закладки на одноосное сжатие (МПа) и ее удельный вес (кН/м<sup>3</sup>).

Второе ограничение связано с перераспределением первоначальных напряжений в ходе создания полости под искусственное ограждение. Поскольку модуль деформации закладочных смесей, как минимум, на порядок ниже модуля деформации скального массива, все создаваемое ограждение можно рассматривать как одну высокую тонкую щель. При определенном соотношении высоты и толщины щели концентрация напряжений может привести к разрушению законтурного массива как в торцах щели, за счет высокого уровня горизонтальных напряжений, так и в стенках полости в средней по высоте части за счет формирования зоны растягивающих вертикальных напряжений. Кроме того, с увеличением высоты полости горизонтальная деформация ее стенок приведет к нагружению твердеющей закладки. Как показывает опыт эксплуатации Гайского месторождения при отработке достаточно длинной полосы (в условиях Гайского месторождения – 200 м), величина напряжений в закладке превышает ее прочность на сжатие.

Таким образом, высота создаваемого искусственного ограждения имеет ограничения по высоте, определяемые прочностью используемой закладки, углом наклона и толщиной возводимого ограждения, а также величиной и соотношением первоначальных напряжений (чем выше соотношение горизонтальных и вертикальных напряжений, тем больше должно быть отношение ширины полости к ее высоте), угла наклона возводимого ограждения массива. Для того чтобы снять это ограничение, искусственное ограждение надо возводить в виде нескольких изолированных уступов.

Каждый из уступов может иметь свой наклон и толщину, определенные в соответствии с инженерно-геологическими характеристиками породного массива. Так как опорой каждой из частей

ограждения будет являться более жесткий и прочный массив, зоны концентрации напряжений будут разделены в пространстве. Кроме того, предлагаемая технология позволяет увеличить фронт работ по созданию искусственного ограждения, поскольку возведение ограждения на каждом из уступов может выполняться независимо от других.

Отработка запасов внутри колодца осуществляется вскрытием внутренними траншеями на спиральный съезд. Система разработки углубочная с вывозкой горной массы и параллельным продвижением фронта работ от фланга к центру. Для обеспечения высокой точности бурения и с целью охраны кольцевой крепи от последствий буровзрывных работ рекомендуется бурение наклонных сближенных скважин малого диаметра с отступлением ближнего к крепи ряда скважин не менее чем на 1,2 м. Аналогичным вариантом предлагается отработать и Ново-Шемурское месторождение.

Проектный вариант карьера на все месторождение: глубина 370 м, длина 1,6 км, ширина – 1,4 км. Объем добычи горной массы – 247 млн. м<sup>3</sup>, в том числе вскрыши – 239 млн. м<sup>3</sup>. Альтернативным проектному предлагается комбинированный вариант отработки.

Центральная часть месторождения, выше горизонта 240 м, обрабатывается карьером глубиной 190 м. Объем горной массы 31 млн. м<sup>3</sup>. Юго-Восточный участок месторождения, ниже отметки 200 м, обрабатывается по новой, безуступной технологии с искусственным ограждением. Причем календарный график подготовки, строительства и эксплуатации рудника составлен таким образом, что за время отработки карьера (до абсолютной отметки 200 м) будет сооружен подземным способом «колодец» до отметки 50 м (искусственное ограждение). Параметры «колодца» примерно такие же, как и при отработке Шемурского месторождения.

Для оптимизации параметров технологии комбинированной разработки безуступным способом необходимо найти прибыль, которая является разностью между экономикой затрат на вскрышу и возведения искусственной крепи подземным способом.

Затраты на возведение искусственной крепи включают стоимость проходки наклонного съезда и подземной отработки камер с закладкой их твердеющим материалом. Из основных технико-экономических показателей отработки Шемурского и Ново-Шемурского месторождений с использованием безуступной технологии разработки в сравнении с проектным традиционным вариантом следует, что при разработке месторождений по новой технологии объемы выемки горной массы в 5-8 раз меньше, чем при традиционной с сохранением объема добычи металла на уровне проектных.

Все вышеизложенное свидетельствует о том, что отработка Шемурских месторождений, содержание и запасы металла в которых ниже среднеотраслевых, традиционной технологией не выдерживает критики. Только новая технология позволяет значительно (в разы) снизить объем вскрышных работ и за счет этого свести до минимума объем нарушаемых земель, при минимальных затратах на добычные работы. Экологические проблемы горного производства также получают свое решение, здесь и гидроизоляция вскрышных пород, и нейтрализация карьерных вод, и искусственное увлажнение пород с улавливанием пыли и др.

В заключение необходимо отметить следующие аспекты введения новой технологии:

1. Проведенные исследования и предпроектные проработки по экономической эффективности применения нового открыто-подземного способа разработки показали, что такая технология позволяет резко снизить приведенные затраты на добычу полезных ископаемых, сократить ущерб, наносимый горными работами окружающей среде, и повысить интенсивность отработки месторождения.

2. В настоящих экономических условиях данная технология применима для месторождений, отработка которых не позволяет отчуждение заповедных земель или охраняемой территории.

3. Развитие и обоснование технологии потребует нового подхода к ведению открытых и подземных горных работ, применения новых конструктивных решений.

## ПРИНЦИПЫ БЕЗОПАСНОГО ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В УСЛОВИЯХ ОПАСНОСТИ ВОЗНИКНОВЕНИЯ ГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ НА КАРНАЛЛИТОВОМ ПЛАСТЕ ВЕРХНЕКАМСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАЛИЙНО-МАГНИЕВЫХ СОЛЕЙ

*ИВАНЧИН Е. А., ВАНДЫШЕВ А. М.*

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

При разработке карналлитового пласта В (рис. 1) происходят газодинамические явления (ГДЯ) в виде выбросов соли и газа, обрушений кровли с одновременным выделением свободного газа и суффлярных газовыделений.

Газодинамические явления происходят при ведении горных работ в очистных и подготовительных выработках, в основном, из шестого слоя карналлитового пласта Вк или из пласта Г в местах нарушения сплошности (разрывов) соли В-Г (рис. 2).

Особенностью Верхнекамского месторождения калийно-магниевых солей является безводность соляных отложений и обильная обводненность пород, покрывающих соляную залежь. Небольшая мощность водозащитной толщи над пластом В от 92 м до 106 м и легкая растворимость солей месторождения ограничивают число одновременно разрабатываемых пластов, требуют применения систем разработки и проведения специальных технических мероприятий, обеспечивающих сохранность водозащитной толщи на весь срок службы рудников.

Принципы безопасного ведения горных работ в условиях угольных шахт пригодны и для калийных рудников: при разработке воздействовать на основные факторы опасности – уменьшать давление и содержание газа в породах, а также уровень напряженно-деформированного состояния потенциально-опасных участков, целенаправленно влиять на прочностные и деформационные свойства пород [4].

Одним из возможных способов управления выбросоопасностью является определение наиболее благоприятного порядка отработки пластов. В зависимости от принятого порядка отработки пластов можно управлять напряженно-деформированным состоянием соляных пород.

Напряженно-деформированное состояние пород играет существенную роль в механизме газодинамических явлений. Изменение напряженно-деформированного состояния пород в таких условиях может привести к изменению их коллекторских свойств и вызвать в них определенную миграцию [2].

На сегодняшний день на СКРУ-1 ОАО «Сильвинит» принят следующий порядок отработки промышленных пластов: опережение подвигания фронта очистных работ по пласту В над АБ не менее 50 метров, пласта АБ над пластом Кр-II – 50 метров.

Мы предлагаем в первую очередь обрабатывать пласт АБ (защитный пласт), как показано на рис. 1, тем самым под действием полей нормальных напряжений и деформаций возможно появление зон изменения проницаемости массива пласта В.

Возможные зоны изменения коллекторских свойств массива, обусловленные суммарным (гравитационно-газовым) полем, показаны на рис. 2, из которого видно, что в расслаивающиеся породы кровли над выработкой может мигрировать газ по разрывным вертикальным трещинам из лежащего выше пласта В.

Таким образом, как в случае явлений, возникающих в кровле выработок, так и явлений, происходящих в призабойной зоне, напряженно-деформированное состояние может играть существенную роль в их развитии, создавая условия для миграции свободных газов в массиве.

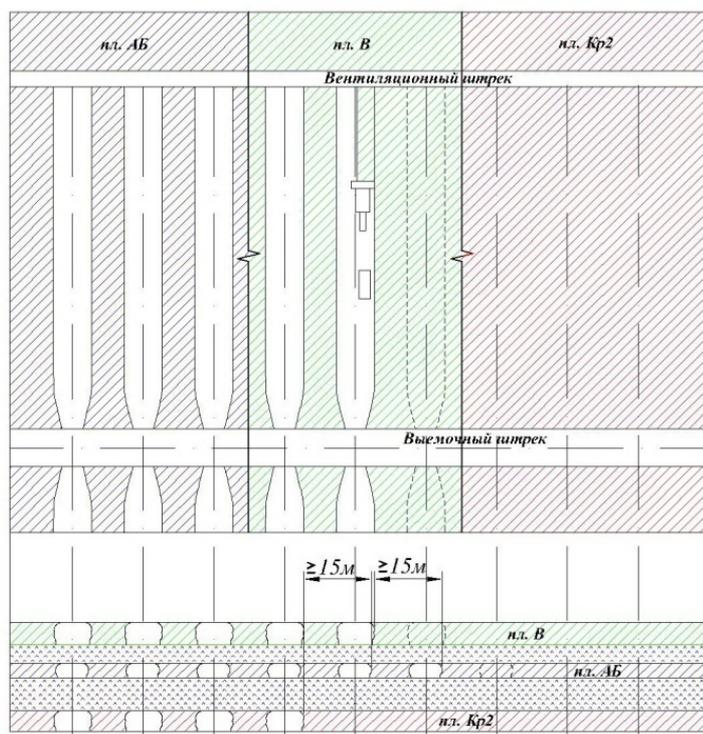


Рис. 1. Предлагаемый вариант порядка отработки промышленных пластов на Верхнекамском месторождении калийно-магниевых солей

После проведения лабораторных и натурных экспериментов можно дать оценку роли напряженно-деформированного состояния пород, которое может изменять фильтрационные характеристики массива и участвовать в процессе протекания газодинамического явления.

Вторым способом предотвращения ГДЯ при отработке карналлитового пласта В будет прогноз выбросоопасности. На СКРУ-1 оценку выбросоопасности производят методом прогнозирования выбросоопасных зон по геологическим данным (локальный метод).

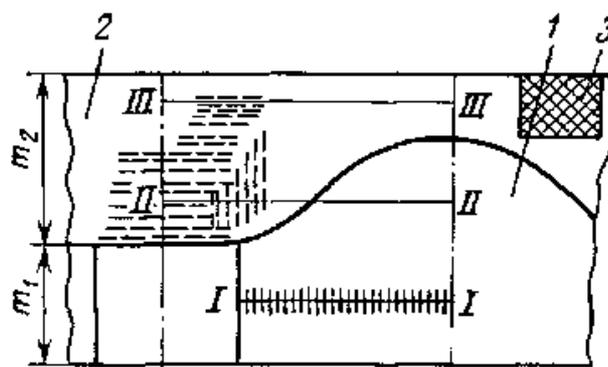


Рис. 2. Возможные зоны развития трещиноватости в массиве (с газовым очагом) за счет его напряженно-деформированного состояния (горизонтальной штриховкой показано вероятное местоположение трещин расслоения, обусловленных совместным воздействием компонентов  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$ , а вертикальной – вероятное местоположение разрывных трещин, вызванных теми же условиями, что и трещины расслоения):

I – пласт АБ; 2 – пласт В; 3 – газовый очаг Г

В методе прогнозирования выбросоопасных зон по геологическим данным основными показателями выбросоопасности являются: содержания микровключенного газа, KCl, MgCl, NaCl, микроэлементов, Н. О. в породах, а также мощность пласта и глубина его залегания [1].

К основным недостаткам применяемого метода прогноза выбросоопасных зон следует отнести его низкую достоверность, обусловленную тем, что он базируется на опробовании горного массива через определенный интервал или промежуток времени. Уменьшение интервала времени между замерами ведет к повышению трудоемкости работ по прогнозированию и снижению производительности в основных технологических операциях горных работ. При увеличении интервала возникает опасность ложного прогноза, так как выбросоопасный участок массива может попасть между точками опробования. В связи с этим необходимо производить текущий прогноз, который должен быть непрерывен и, по возможности, не должен осложнять технологический процесс.

Мы предлагаем текущий прогноз выбросоопасности пород, осуществляемый по удельной потребляемой главным электродвигателем комбайна электроэнергии при проведении очистных или подготовительных выработок в неизменных горнотехнических условиях с постоянной скоростью подачи исполнительного органа на забой и при движении комбайна строго по пласту или с присечкой пустых пород на одну и ту же мощность. Указанный способ текущего прогноза защищен авторским свидетельством [5]. К доработке этого метода мы предлагаем создание компьютерной программы записи и обработки результатов удельной потребляемой электроэнергии двигателем комбайна Урал-20А при отработке карналлитового пласта В.

Третьим способом предотвращения ГДЯ при механизированной отработке карналлитового пласта В является торпедирование массива, под которым понимается взрывание зарядов взрывчатого вещества (ВВ) 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.

В данное время этот метод применяется на СКРУ-1 ОАО «Сильвинит»[3].

С внедрением выше описанных принципов безопасного ведения горных работ по пласту В возможно значительное уменьшение затрат на торпедирование и увеличение производительности по добыче карналлитовой руды. Данные изменения могут произойти в связи с тем, что торпедирование пласта В будет проводиться не по всему карналлитовому пласту, а только на участках, потенциальных к выбросоопасности, определенных методом текущего прогноза по потребляемой удельной энергии электродвигателем комбайна Урал-20А.

Следовательно, все предлагаемые нами принципы безопасного ведения горных работ в условиях опасности возникновения ГДЯ на карналлитовом пласте В Верхнекамского месторождения калийно-магниевых солей требуют проведения лабораторных и натурных экспериментов, а также денежную и материально-техническую поддержку со стороны предприятий, ведущих разработку калийно-магниевых солей.

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Андрейко С. С. Разработка методов регионального и локального прогнозирования выбросоопасных зон для условий месторождений калийных солей: автореферат дис. ... канд. техн. наук. Л., 1984. 19 с.
2. Проскуряков Н. М., Ковалев О. В., Мещеряков В. В. Управление газодинамическими процессами в пластах калийных руд. – М.: Недра, 1988. – 236 с.
3. Указания по безопасной механизированной отработке карналлитового пласта В и пластов смешанного состава на рудниках ОАО «Сильвинит». – Пермь; Соликамск, 2002. – 47 с.
4. Ходот В. В. Внезапные выбросы угля и газа. – М.: 1961. – 361 с.
5. А. с. 1458571 СССР, МКИ Е 21С41/04. Способ текущего прогноза выбросоопасных зон массива горных пород / Б. В. Лаптев, М. М. Бей (СССР). – № 4141628/22-03; Заявлено 03.11.86; Оpubл. 15.02.89, Бюл. № 6.

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЫСОТЫ РАБОЧЕЙ ЗОНЫ С УЧЕТОМ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ КАРЬЕРА И ДИНАМИКИ НОРМАТИВНЫХ ВСКРЫТЫХ ЗАПАСОВ ГОРНОЙ МАССЫ

*ЕРМОЛАЕВ А. И., БАХИН В. В.*,  
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

*ПУНЦАГ Т.*  
Горно-обогатительный комбинат «Эрдэнэт»

Изменение высоты рабочей зоны существенно влияет на результаты работы карьера и эффективность применения циклично-поточной технологии (ЦПТ).

Авторами графоаналитическим методом для карьеров с ЦПТ установлена взаимосвязь высоты рабочей зоны с глубиной карьера, частотой переноса концентрационного горизонта, расстоянием автоперевозок, затратами на транспортирование полезного ископаемого. (рис. 1 а, б).

Анализ полученных зависимостей показал: с увеличением высоты с 40 до 150 м длина транспортирования в рабочей зоне возрастает с 0,5 до 1,8 км (рис. 1, а), частота переноса перегрузочного пункта с увеличением высоты в пределах 40-80 м повышается с 0,3 до 0,5, что объясняется значительной глубиной карьера (250-350 м), а затем уменьшается до 0,2 (рис. 1, б).

При увеличении высоты рабочей зоны с 40 до 100 м затраты на транспортирование возрастают, а при высоте 150-190 м и длине фронта работ до 3,4-4,5 км стабилизируются (рис. 1, а).

Установлено, что рациональной высотой рабочей зоны для карьеров глубиной 150-350 м является высота 40-70 м, а для карьеров глубиной 470-550 м – 120-190 м.

При глубине карьера 350-450 м рациональную высоту рабочей зоны целесообразно определять по формуле

$$\Delta H_{p.z} = 3,46 \sqrt{\frac{\Delta H (V_0 C_B^0 + C_a) \cdot j_T \cdot \gamma}{P \cdot Q_B \cdot C_{II}^B \cdot k_{II}}}, \quad (1)$$

где  $\Delta H_{p.z}$  – рациональная высота рабочей зоны карьера, м;  $V_0$  – нормативное опережение вскрышных работ относительно добычных, м<sup>3</sup>;  $C_B^0$  – затраты на производство вскрышных работ при создании нормативного опережения вскрышных работ, руб./м<sup>3</sup>;  $C_a$  – стоимость транспортирования горной массы до перегрузочного пункта, руб./м<sup>3</sup>;  $\gamma$  – объемная масса добываемых горных пород, т/м<sup>3</sup>;  $C_{II}^B$  – себестоимость подготовки и содержания вскрытых запасов горной массы, руб./м<sup>3</sup>;  $k_{II}$  – коэффициент использования площади рабочей зоны в зависимости от схемы развития ( $k_{II} = 0,07 - 0,67$ ). Значения  $V_0$  и  $C_B^0$  вычисляются по формулам, приведенным в работе\* [1];  $C_{II}^B$  – по выражению

$$C_{II}^B = 4,59 \ln Q_B - 1,52 \ln Q_B^2 - 2,52. \quad (2)$$

В результате оптимизации высоты рабочей зоны производительность выемочно-погрузочного и транспортного оборудования увеличится на 10-13 %, экономия по приведенным затратам составляет 14-23 %.

Как показали расчеты, рациональная высота рабочей зоны 70-120 м обеспечивается при шаге переноса перегрузочного пункта до 80 м и нормативных объемах вскрытых запасов горной массы 6 - 4,5 мес.

---

\* Бахин В. В., Кашина Н. А. Нормирование объемов вскрышных работ при добыче руд открытым способом // Повышение эффективности процессов горного производства: сб. науч. тр. ин-та «Унипроед». – Свердловск, 1989/

При шаге переноса ПП, превышающем 90 м, и нормативной обеспеченности вскрытыми запасами руды более 6 мес. затраты на транспортирование возрастают в 1,5-1,7 раза, поэтому должна быть изменена схема вскрытия или транспортирования.

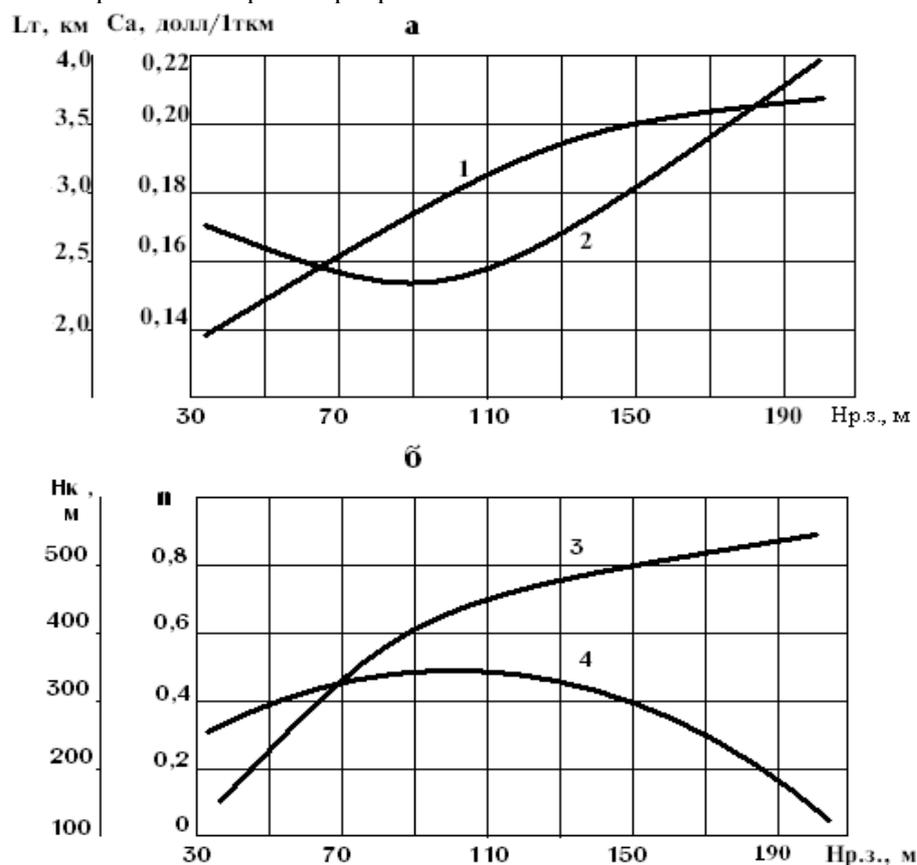


Рис. 1. Взаимосвязь с высотой рабочей зоны:

а – расстояния автоперевозок  $L_t$  (1), затрат на транспортирование  $C_a$  (2); б – глубины карьера  $H_k$  (3), частоты переносы концентрационного горизонта  $n$  (4)

С учетом формул (1-3) рассчитаны основные параметры рабочей зоны глубоких (до 600 м) карьеров производительностью 18-36 млн т в год с углом падения рудного тела до  $90^\circ$  и крепостью вмещающих пород и руд до 18 (по шкале проф. Протодеяконова М. М.), горизонтальной мощностью рудного тела до 60 м, при которых применение ЦПТ с использованием автомобильно-конвейерного транспорта экономически оправданно.

Результаты расчетов показали, что установленные параметры рабочей зоны обеспечивают плановую производительность карьера при темпах углубления от 12 до 18 м/год, необходимом опережении вскрышного борта 25-40 м и затратах на нормирование запасов горной массы в карьере до 2,26 дол./м<sup>3</sup>.

Внедрение циклично-поточной технологии на карьерах, разрабатывающих горизонтальные и пологопадающие залежи, позволит за счет уменьшения стоимости перемещения горной массы (25-50 %) и повышения производительности труда транспортных рабочих (в 1,3-1,7 раза) значительно (на 17-32 %) снизить затраты на разработку месторождения.

Рабочая зона в таких карьерах формируется в основном в горизонтальной плоскости карьерного поля в зависимости от шага переноса перегрузочного пункта. Рациональная высота рабочей зоны, как правило, устанавливается в зависимости от затрат, связанных с переносом перегрузочного пункта, однако, по нашему мнению, необходимо также учитывать ее взаимосвязь с длиной фронта горных работ:

$$H_{p.з} = \frac{20 \sum 3_j}{\Delta \Pi^2 \cdot L_{\phi} \cdot C_a \cdot \gamma}, \quad (3)$$

где  $\sum 3_j$  – суммарные затраты, связанные с переносом ПП, руб.;  $\Delta \Pi$  – шаг передвижки ПП в горизонтальной плоскости, м;  $L_{\phi}$  – длина фронта горных работ (в рабочей зоне), км, которая рассчитывается в зависимости от нормативной обеспеченности вскрытыми запасами

$$L_{\phi} = \frac{Q_B P K_p}{12 h_y (\sum m_{\Gamma} + \Delta) k_n \gamma}, \quad (4)$$

где  $k_p$  – коэффициент развития рабочей зоны;  $h_y$  – высота уступа в рабочей зоне, м;  $\sum m_{\Gamma}$  – суммарная горизонтальная мощность залежи, вскрытой в рабочей зоне, м;  $\Delta$  – среднее смещение контура залежи в зоне контакта с вмещающими породами, м.

Минимальная длина фронта горных работ в сплошных рабочих зонах составит:

$$l_{\min} = \sum_{j=1}^h \text{Ш}_{\text{РП}} j + \sum_{j=1}^h \frac{h_y}{\text{tg} \alpha} + R_{\text{ч}} + R_{\text{п}} + B_3 + B_6 + \text{Ш}_{\text{п}}, \quad (5)$$

где  $l_{\min}$  – минимальная длина фронта горных работ, м;  $\text{Ш}_{\text{РП}} j$  – ширина рабочей площадки на  $j$ -м горизонте, м;  $h_y$  – число рабочих уступов в рабочей зоне;  $\alpha$  – угол откоса уступа, град;  $R_{\text{ч}}$ ,  $R_{\text{п}}$  – радиусы черпания и поворота кабины экскаватора, м;  $B_3$  – безопасный зазор между экскаватором и транспортным средством, м;  $B_6$  – ширина бермы безопасности, м;  $\text{Ш}_{\text{п}}$  – ширина проезжей части дороги, м.

Оптимизация высоты рабочей зоны с учетом длины фронта горных работ обеспечивает существенное снижение (до 50 %) стоимости транспортирования горной массы.

На основании изложенного можно сделать вывод: определение высоты рабочей зоны с учетом установленных связей ее с основными горнотехническими параметрами и динамики нормативных вскрытых запасов горной массы позволяет улучшить технико-экономические показатели циклично-поточной технологии добычи руд открытым способом.

УДК 622.271

## ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ГОРНЫХ РАБОТ С УЧЕТОМ ОБЕСПЕЧЕННОСТИ ВСКРЫТЫМИ ЗАПАСАМИ И ШАГА ПЕРЕНОСА ПЕРЕГРУЗОЧНОГО ПУНКТА

*ЕРМОЛАЕВ А. И., БАХИН В. В.*

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

*ПУНЦАГ Т.*

Горно-обогагательный комбинат «Эрдэнэт»

Одно из основных направлений повышения эффективности открытой разработки месторождений – циклично-поточная технология (ЦПТ) выемки скальных пород и руд с использованием автомобильно-конвейерного транспорта, позволяющая на 15-20 % снизить себестоимость добычи горной массы и в 1,5-2 раза повысить производительность труда\*.

---

\* Ермолаев А. И., Бахин В. В., Пунцаг Т. Возможность применения циклично-поточной технологии на карьере горно-обогагательного комбината «Эрдэнэт» (Монголия) // Международный научно-промышленный симпозиум «Уральская горная школа – регионам», 21-28 апреля 2009 г. Сборник докладов. ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет», Екатеринбург, 2009.

Однако, по мере углубления карьера и продвижения фронта горных работ, возникает необходимость в переносе перегрузочного пункта (ПП) и формировании соответствующей рабочей зоны, за интегральный показатель которой нами принята ее высота.

Изменение этого параметра существенно влияет на результаты работы карьера и эффективность применения ЦПТ. Так, с увеличением высоты в пределах 3-10 % повышается производственная мощность карьера (на 10-20 %), уменьшается ширина рабочей площадки (на 20-30 %), увеличивается угол откоса рабочего борта (на 5-10 %) и, как следствие, на 13-30 % возрастает концентрация горных работ. Это обеспечивает рост прибыли на 13 % и более.

С другой стороны, уменьшение высоты приводит к снижению (на 12-35 %) обеспеченности вскрытыми, подготовленными и готовыми к выемке запасами руды, интенсивности продвижения горных работ (на 10-22 %), производительности автосамосвалов (на 5-15 %), увеличению стоимости внутрикарьерного транспортирования (на 13-23 %). В результате эффективность применения ЦПТ снижается.

Определение рациональной высоты рабочей зоны для каждого положения перегрузочного пункта позволит увеличить концентрацию горных работ на 17-30 %, стабилизировать пределы изменения угла откоса рабочего борта карьера, сократить число выемочно-погрузочного и транспортного оборудования в рабочей зоне на 10-25 %.

При разработке наклонных крутопадающих залежей для определения общей высоты рабочей зоны и ее высоты, углубляющейся выше концентрационного горизонта (рис. 1, а), авторами предложены следующие формулы

$$H_{p.z} = 1,75\Delta H - \frac{3k_p}{j_T}, \quad (1)$$

где  $H_{p.z}$  – общая высота рабочей зоны, м;  $\Delta H$  – шаг переноса перегрузочного пункта, м;  $k_p$  – коэффициент развития трассы в зависимости от схемы формирования рабочей зоны;  $j_T$  – уклон карьерных автодорог.

$$H_{pz}^B = 23,21 + 0,33P + 0,018H_k + 0,5Q_v - 0,32L_{тр} - 0,6\beta, \quad (2)$$

где  $H_{pz}^B$  – высота рабочей зоны выше концентрационного горизонта, м;  $P$  – производственная мощность технологической линии ЦПТ, млн т в год;  $H_k$  – текущая глубина карьера, м;  $Q_v$  – норматив вскрытых запасов, мес.;  $L_{тр}$  – расстояние грузоперевозок в рабочей зоне, км;  $\beta$  – угол откоса рабочего борта в рабочей зоне, град.

На основании расчетов, проведенных по формулам (1), (2), для условий карьера ГОКа «Эрдэнэт» графоаналитическим методом определена рациональная область изменения высоты рабочей зоны, а также взаимосвязь расстояния автоперевозок к перегрузочному пункту с высотой рабочей зоны карьера (рис. 2).

При расположении перегрузочного пункта в пределах высоты рабочей зоны расстояние автоперевозок меньше на 15-25 %, чем при его размещении над рабочей зоной.

Экономически целесообразное расстояние автоперевозок для различных типов автосамосвалов не должно превышать 1,5-2,5 км.

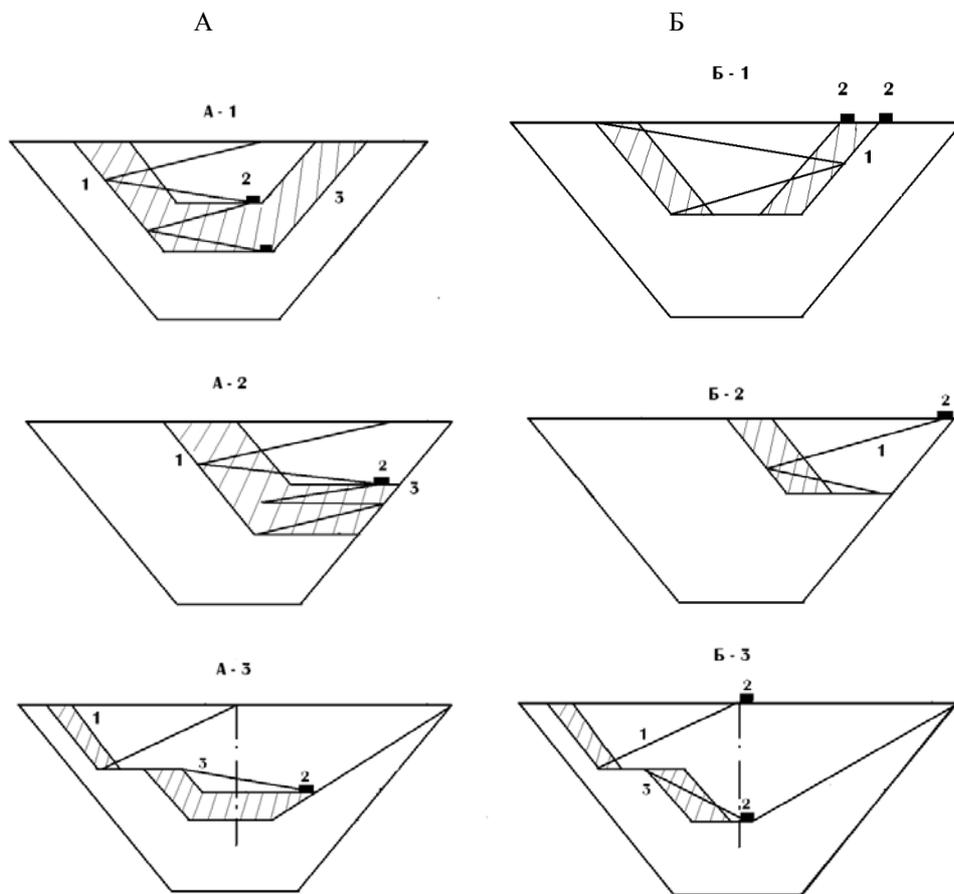


Рис. 1. Основные типы развития углубляющихся (а) и сплошных (б) рабочих зон карьера при использовании автомобильно-конвейерного транспорта:

1 – автосъезд; 2 – перегрузочный пункт; 3 – конвейерный подъемник

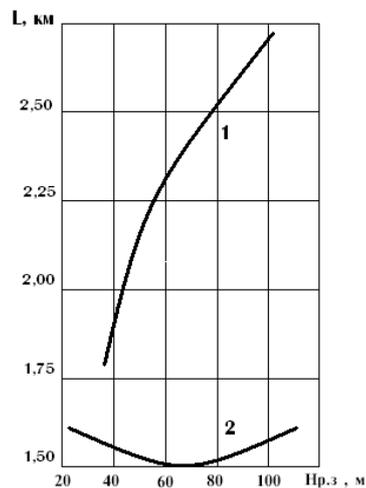


Рис. 2. Зависимость расстояния автоперевозок до перегрузочного пункта от высоты рабочей зоны:

1, 2 – перегрузочный пункт располагается над рабочей зоной и в пределах ее высоты