

# МАТЕРИАЛЫ УРАЛЬСКОЙ ГОРНОПРОМЫШЛЕННОЙ ДЕКАДЫ

3-13 апреля 2006 г.

ГЕОМЕХАНИКА И ГЕОТЕХНОЛОГИИ

## КИНЕТИКА НАСЫЩЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД АКТИВНЫМИ РАСТВОРАМИ

СЫНБУЛАТОВ В. В.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Борьба с горными ударами осуществляется в различных направлениях. Перспективным может быть использование растворов поверхностно-активных веществ (ПАВ) для направленного изменения свойств и состояния горных пород [1]. В этом случае очень важным процессом является нагнетание активных растворов в массив горных пород и его контроль.

В общем случае насыщение пород активными растворами определяется величиной и характером пористости пород, их начальной влажностью, типом раствора ПАВ, напряженным состоянием массива и др.

На данном этапе исследований установлены [2] основные закономерности кинетики насыщения, найдена связь процесса насыщения со скоростью упругой волны и диэлектрической проницаемостью горных пород, намечены пути контроля данного процесса путем одновременного и параллельного измерения этих характеристик. Изменение влажности пород в процессе насыщения при контроле акустическим методом в общем виде оценивается выражением

$$W = W_e + (W_{\max} - W_e + W_{pi}) \cdot \left[ 1 - \exp\left(\frac{-100 \cdot b \cdot \Delta C}{C_e}\right) \right], \quad (1)$$

где  $W_e$  – исходная (естественная) влажность горной породы;  $W_{\max}$  – максимальная влагоемкость породы;  $W_{pi}$  – дополнительное поглощение породой  $i$ -го раствора ПАВ;  $C_e$  – соответствующая  $W_e$  скорость продольной волны в породе;  $\Delta C$  – приращение скорости волны при насыщении породы;  $b$  – безразмерный коэффициент, характеризующий интенсивность насыщения.

Однако проникновение в породу ПАВ приводит к развитию трещин [3], что снижает величину скорости упругой волны в горной породе. В этом случае можно отметить, что на изменение скорости упругой волны оказывают влияние два противоположно действующих фактора. С одной стороны, за счет вытеснения газов из пор жидкостью повышается плотность породы, что приводит к росту скорости волны, с другой стороны, увеличение трещиноватости породы под действием ПАВ приводит к уменьшению скорости волны. Для выделения и оценки различных составляющих для производственных условий был принят высокочастотный диэлектрический метод, основанный на зависимости относительной диэлектрической проницаемости  $\epsilon$  от влажности горных пород  $W$ . Данный метод является наиболее чувствительным и его результаты зависят только от наличия влаги и практически не искажаются различием в строении горных пород. Процесс измерения сводится к определению электрической емкости горных пород. Емкость в основном зависит от влажности, другие факторы имеют на порядок меньшее влияние. При этом при насыщении массива определяется не абсолютная влажность, а ее увеличение в процессе нагнетания раствора. В этом случае влияние всех случайных факторов исключается.

Изменение влажности пород в процессе насыщения при контроле диэлектрическим методом в общем виде оценивается выражением

$$W = \beta \cdot \epsilon_{гп} \cdot \delta\epsilon, \quad (2)$$

где  $\beta$  – коэффициент пропорциональности;  $\epsilon_{гп}$  – относительная диэлектрическая проницаемость породы в естественном состоянии;  $\delta\epsilon$  – относительное изменение диэлектрической проницаемости горных пород.

Алгоритм контроля процесса насыщения массива представляется следующим.

1. Проводится контрольное нагнетание активных растворов в массив. Определяются коэффициенты уравнений (1) и (2).
2. В исходном массиве измеряются относительная диэлектрическая проницаемость  $\epsilon$  и скорость упругой волны  $C$ .
3. В процессе нагнетания измеряются диэлектрическая проницаемость и скорость упругой волны. Процесс нагнетания следует прекратить, если  $\epsilon$  перестанет расти.

Однако все ранее выполненные исследования проводились при насыщении горных пород в разгруженном состоянии. В реальном массиве, особенно в условиях удароопасности, породы находятся в условиях горного давления. Кроме того, оценка диэлектрической проницаемости как меры влажности горных пород осуществлялась на образцах в виде порошка для исключения фактора строения пород. Необходимо выполнить те же эксперименты для монолита с моделированием горного давления на обрабатываемых горизонтах. Важно определить зону проникновения активных растворов во время бурения разгрузочных скважин при введении их в промывочную жидкость и при последующем нагнетании, т. е. оценить предварительное полное насыщение массива растворами ПАВ и долю максимального эффекта насыщения только за счет бурения с промывкой растворами ПАВ, связать фазы процесса насыщения с пластифицированием и релаксацией напряжений в горных породах, разработать технику и технологию обработки массива растворами.

Таким образом, установление закономерностей кинетики насыщения горных пород активными растворами позволит обоснованно сократить число разгрузочных скважин за счет увеличения радиуса их влияния [4] и повысить эффективность методов борьбы с горными ударами на рудных месторождениях.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ребиндер П. А. Поверхностные явления в дисперсных системах: Избранные труды. – М.: Наука, 1979. – 382 с.
2. Латышев О. Г. Исследование и контроль увлажнения горных пород // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 1996. – № 12. – С. 3-8.
3. Латышев О. Г., Иванова С. С. Влияние трещиноватости горных пород на их деформационные характеристики // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 1992. – № 3. – С. 23-27.
4. Сынбулатов В. В. Повышение эффективности предотвращения горных ударов // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2005. – № 4. – С. 118-120.

### ОЦЕНКА НАДЕЖНОСТИ ОСНОВАНИЙ ПОДЗЕМНЫХ ЧАСТЕЙ ВЫСОТНЫХ ЗДАНИЙ И ГОРОДСКИХ ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ, ВОЗВОДИМЫХ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

ТАИРОВ Т. Н.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Действующими нормативными документами основания подземных частей зданий и подземные сооружения предусматривается проектировать по методу предельных состояний [1- 4], при которых сооружения или конструкции перестают удовлетворять заданным эксплуатационным требованиям или требованиям, предъявляемым в процессе строительства. Главная особенность метода предельных состояний, трактуемого как “полувероятностный” [5], – нормирование всех исходных случайных величин совокупностью детерминированных показателей, каждый из которых учитывает изменчивость одной исходной величины и рассматривается как частный коэффициент запаса. В общем случае частные коэффициенты подразделяются на шесть категорий: коэффициенты надежности по грунту,  $n_1$ ; коэффициенты надежности по нагрузке,  $n_2$ ; коэффициенты условий работы,  $n_3$ ; коэффициенты надежности по материалу,  $n_4$ ; коэффициенты надежности по геометрическим размерам,  $n_5$ ; коэффициенты надежности по назначению сооружения,  $n_6$ . Общий коэффициент запаса  $n_3$  сооружения или конструкции определяется произведением шести частных коэффициентов в предположении их статистической независимости  $n_3 = n_1 n_2 n_3 n_4 n_5 n_6$ .

Понимание несовершенства метода предельных состояний (субъективизм, отсутствие количественных показателей надежности, ее завышение при большом числе случайных факторов и занижение при малом [6, 7]) привело к разработке вероятностных систем оценки надежности, в частности, по фактору (индексу) безопасности [7, 8], методам линеаризации функций случайных аргументов [9, 10] и разложению случайной функции в ряд Шарлье [11], анализу случайных процессов [12-14]. С внедрением вероятностных методов понятие “коэффициент запаса” теряет смысл и полностью поглощается понятием “надежность”. С другой стороны, трудность реализации и погрешности перечисленных методов, возрастающие с увеличением числа учитываемых факторов и сложности моделей, ограничивают область рационального использования вероятностных систем. В этой связи имитационное моделирование, математической основой которого является машинная имитация по методу Монте-Карло,

с разработкой в дополнение к традиционным новым нестандартным машинно-ориентированным процессам [15, 16], позволяет приступить к решению геомеханических ситуаций любой степени сложности, в т. ч. к оценке надежности оснований подземных частей высотных зданий и городских подземных сооружений, возводимых открытым способом.

Научные направления исследований, обеспечивающие эффективное решение рассматриваемой проблемы, сводятся к следующему:

1. В дополнение к действующим нормативным документам изменчивость физико-технических свойств массива горных пород оценивается в зависимости от последовательности и значимости решаемых задач: а – на стадии обоснования замысла достаточной характеристикой изменчивости является интегральная вероятностная оценка – класс сложности массива, устанавливаемый методами нечеткой логики; б – в стадии инженерно-геологических изысканий и проектирования находится степень неоднородности вмещающего массива по критерию Д. А. Родионова [17] и определяются вероятностно-статистические показатели физико-технических свойств (среднее выборочное, стандарт, асимметрия и эксцесс); в – в стадии строительства и эксплуатации состояние объекта прогнозируется по результатам инструментальных измерений.

2. Расчет оснований по несущей способности выполняется по поверхностям скольжения – биаркам, если основание неоднородно по глубине, пригрузка основания с разных сторон фундамента неодинакова, сооружение расположено вблизи откоса или котлована, возможно возникновение нестабилизированного состояния грунтов.

3. Вариантные оценки надежности оснований устанавливаются методом Монте-Карло с генерацией: а – показателей перегрузки и условий работы сооружения по левому и правому срезанным нормальным распределениям (на основе принципа “трех сигм”, предложенного в работе [11]); б – характеристик конструкционных материалов и геометрических параметров по усеченному нормальному закону; в – физико-технических характеристик по универсальному закону распределения Эджворта [18].

4. Рациональная оценка надежности основания (отражающая значимость сооружения по назначению) выполняется по критериям эффективности инвестиционных проектов (ЧДД, СО, ВВД, ИД) с полным перебором вариантов по установленным оценкам надежности, учитывающим экономическую и социальную безопасность и качество мониторинга сооружения на стадиях строительства и эксплуатации [8, 18].

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Стрелецкий Н. С. Основы статистического учета коэффициента запаса прочности сооружений. – М.: Стройиздат, 1947. – 95 с.
2. СНиП 2.02.01-83. Основания зданий и сооружений / Минстрой России. – М.: ГП ЦПП, 1995. – 48 с.
3. СНиП 2.02.03-85. Свайные фундаменты / Минстрой России. – М.: ГП ЦПП, 1995. – 48 с.
4. СНиП 2.09.03-85. Сооружения промышленных предприятий / Минстрой России. – М.: ГП ЦПП, 1996. – 56 с.
5. Ржаницын А. Р. Теория расчета строительных конструкций на надежность. – М.: Стройиздат, 1978. – 239 с.
6. Рибички Р. Повреждения и дефекты строительных конструкций. – М.: Стройиздат, 1982. – 432 с.
7. Ройтман А. Г. Предупреждение аварий жилых зданий. – М.: Стройиздат, 1990. – 241 с.
8. Ржаницын А. Р. Определение характеристики безопасности и коэффициента запаса из экономических соображений / Вопросы теории пластичности и прочности строительных конструкций. – М.: Госстройиздат, 1961. – С. 5-21.
9. Вентцель Е. С. Теория вероятностей. – М.: Высшая школа, 1998. – С. 252-285.
10. Половов Б. Д. Решение задач устойчивости в условиях риска // Известия вузов. Горный журнал. – 1981. – № 4. – С. 31-33.
11. Ермолаев Н. Н., Михеев В. В. Надежность оснований сооружений. – Л.: Стройиздат, Ленинградское отделение, 1976. – 152 с.
12. Болотин В. В. Статистические методы в строительной механике. – М.: Издательство литературы по строительству, 1965. – 279 с.
13. Шейнин В. И., Руппенейт К. В. Некоторые статистические задачи расчета подземных сооружений. – М.: Недра, 1969. – 153 с.
14. Сеницын А. П. Расчет конструкций на основе теории риска. – М.: Стройиздат, 1985. – 304 с.
15. Половов Б. Д., Волков М. Н. Имитационная геомеханика // Известия Уральского государственной горно-геологической академии. – 2002. – Вып. 14. – С. 107-123.
16. Половов Б. Д. Совершенствование метода статистических испытаний при решении геомеханических и технико-экономических задач освоения подземного пространства // Известия ТулГУ. Серия “Геомеханика. Механика подземных сооружений”. Вып. 3. – Тула: Изд-во ТулГУ, 2005. – С. 119-126.
17. Родионов Д. А. Статистические решения в геологии. – М.: Недра, 1981. – 231 с.
18. Крамер Г. Математические методы статистики. – М.: Изд-во “Мир”, 1976. – С. 246-253.
19. Половов Б. Д., Сурин В. М. Анализ изменчивости физико-технических свойств массива горных пород и оценка уровней геомеханического риска при строительстве городских подземных сооружений // Уральское горное обозрение. – 1998. – № 3-4. – С. 158-170.

# ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ В УСЛОВИЯХ НАПРАВЛЕННОГО ИЗМЕНЕНИЯ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД ПОВЕРХНО-АКТИВНЫМИ ВЕЩЕСТВАМИ

ЖИЛИН А. С.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Параметры буровзрывных работ (БВР) определяются сложным взаимодействием технологии дробления и свойств горных пород. Эффективным средством управления свойствами и состоянием разрушаемых пород является их обработка поверхностно-активными веществами (ПАВ). Действие ПАВ основано на адсорбционном понижении поверхностной энергии тел (эффект Ребиндера) и сопровождается рядом положительных эффектов [1]. Установлено [2], что воздействие активных растворов приводит к развитию трещиноватости, существенному снижению прочности и упругости горных пород. Все это облегчает разрушение горных пород взрывом и повышает эффективность процесса.

Для обоснованного использования ПАВ в горной технологии необходима разработка системы прогнозных оценок эффективности их применения в процессах БВР. В отсутствие единой работоспособной теории взрыва основным путем прогнозирования параметров буровзрывных работ является эмпирический. Наиболее перспективным признается моделирование взрывного разрушения пород на ударном копре. Основываясь на глубокой аналогии результатов разрушения горных пород ударом и взрывом, В. М. Мальцевым [3] разработана методика расчета параметров БВР, где в качестве критерия принят нормированный импульс дробления. В развитие идеи данного подхода нами предложена комплексная характеристика разрушаемости горных пород – удельный импульс стандартного дробления

$$I_J^0 = \frac{I_0}{J^2} = \frac{m_{\text{уд}} v_{\text{уд}}}{S \cdot J^2}, \quad (1)$$

где  $I_0 = m_{\text{уд}} v_{\text{уд}} / S$  – импульс удара,  $m_{\text{уд}}$  – масса ударника,  $v_{\text{уд}}$  – скорость удара,  $S$  – площадь приложения ударной нагрузки,  $J$  – степень дробления горных пород.

Экспериментальное определение данного показателя по разработанной нами методике [4] позволяет прогнозировать рациональный удельный расход ВВ

$$q_{\text{ВВ}} = \frac{I_J^0 J^2}{\alpha D \cdot k_y L}, \quad (2)$$

пробивное расстояние (ЛНС заряда)

$$W_0 = \frac{1}{J} \sqrt{\frac{\alpha M \cdot D \cdot k_y}{k_c I_J^0}}, \quad (3)$$

а также изменение данных параметров при использовании поверхностно-активных веществ. Здесь  $D$  – скорость детонации;  $k_y = l_{\text{зар}} / d$  – коэффициент удлинения заряда (отношение его длины к диаметру);  $L$  – длина шпура или скважины;  $M$  – масса заряда;  $k_c = a / W_0$  – коэффициент сближения зарядов;  $Z$  – средний размер врубной полости, продольной оси заряда;  $k = 1-3$  – коэффициент условий взрывания. Численный коэффициент в формулах теоретически равен  $\alpha = 0,816$ . Однако для реальных условий взрывания его величину рекомендуется уточнять.

Таким образом, полученные соотношения позволяют прогнозировать рациональные параметры БВР, обеспечивающие заданное качество дробления  $J$ . В качестве критерия прогноза принимается удельный импульс стандартного дробления  $I_J^0$ , который можно рассматривать как комплексную характеристику дробимости горной породы. Его величина определяется по результатам дробления образцов на ударном копре.

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ребиндер П.А. Поверхностные явления в дисперсных системах. Физико-химическая механика: Избр. тр. – М.: Наука, 1979. – 378 с.
2. Жилин А. С. Исследование влияния поверхностно-активных веществ на эффективность взрывного разрушения горных пород // Проектирование, строительство и эксплуатация комплексов подземных сооружений: Труды международной конференции. – Екатеринбург: УГГТА, 2004. – С. 259-262.
3. Мальцев В. М. Разработка метода расчета разрушения солевых и скальных горных пород импульсом взрыва удлиненных цилиндрических зарядов // Канд. дисс. – Пермь, 1997. - 120 с.
4. Латышев О. Г., Жилин А. С., Осипов И. С. К обоснованию методики определения характеристик дробимости горных пород ударом и взрывом // Изв. вузов. Горный журнал. – 2005. – № 1. – С. 103-107.

## ОПЫТ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ БЕЗВЗРЫВНОЙ ТОНКОСЛОЕВОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПРИ ДОБЫЧЕ БОКСИТОВ СРЕДНЕГО ТИМАНА

ТИТОВ К. С.  
ОАО «Боксит Тимана»

Месторождения бокситов Среднего Тимана – Вежаю-Ворыквинское, Верхнее-Щугорское и Восточное (Ворыквинская группа месторождений) расположены в Республике Коми, в 150 км к северо-западу от г. Ухта.

Все рудные тела сложены единым пластом бокситов, характеризуются в основном крупными размерами, линзовидно-пластовой формой, осложненной карманообразными впадинами, и сложными извилистыми внешними контурами.

Бокситоносная толща подразделяется на подрудную, рудную и надрудную пачки. Границы между ними проводятся по формальному признаку (по содержанию приведенного глинозема –  $A_{пр} = Al_2O_3 - 2SiO_2$ , %). Боксит на 20 % состоит из рыхлых переотложенных разностей, 80 % – из каменистых средней крепости. Вскрышные породы (включая базальты, пригодные для получения щебня) представлены на 60 % скальными породами, и на 40 % – рыхлыми.

Для рассматриваемых месторождений характерны следующие особенности горнотехнических условий, определяющие подход к обоснованию наиболее рациональной техники и технологии горных работ: мощность рудных тел – от 1,5 до 30,0 м, пологий угол падения, разработка руды крепостью  $f = 3-6$  по шкале проф. Протодьяконова и значительной части покрывающих пород крепостью  $f = 4-15$ . При традиционной технологии горных работ требуется применение буровзрывных работ. Мощность безрудных интервалов, включенных в подсчет запасов, составляет 1,5 м, участки, представленные залежами боксита мощностью менее 1,5 м, не включены в подсчет запасов.

Условия разработки Средне-Тиманского месторождения делают целесообразным использование горного оборудования с автономным приводом, что исключает необходимость строительства ЛЭП. Близость к заповедным зонам Республики Коми требует снижения отрицательного воздействия на окружающую среду, что может быть достигнуто за счет отказа от БВР. Малая мощность пластов полезного ископаемого делает необходимым принятие особых технических решений, обеспечивающих снижение потерь и разубоживание руд.

Выполнение перечисленных требований обеспечивается за счет использования при добыче бокситов Среднего Тимана безвзрывной тонкослоевой выемки с применением карьерных комбайнов, которые позволяют:

- вести горные работы без применения БВР по породам прочностью до 120 МПа;
- осуществлять тонкослоевую селективную разработку месторождений полезных ископаемых, представленных сложноструктурными пластами;
- работать автономно с быстрым вводом в эксплуатацию без создания инфраструктуры;
- обеспечивать в процессе работы кусок горной массы, не требующий дробления.

С ноября 2005 г. на Средне-Тиманском месторождении проводились опытно-промышленные работы с использованием горного комбайна фирмы *Wirtgen* модели 2200 SM.

Учитывая особенности площадки, горные работы на участке осуществлялись с постепенной отстройкой съезда и проводились в основном горизонтальными слоями с выходом на рельеф. Таким образом, длина прохода составляла около 100-110 м. Примерно на этой длине происходила загрузка трех автосамосвалов грузоподъемностью 45 т. В конце площадки на горизонтальном участке на отметках 247-248 м начиналось осуществление маневров комбайна и автосамосвалов.

Комбайн работал в основном по челноковой схеме, предусматривающей после фрезерования маневры комбайна с возвращением его холостым ходом назад и заездом на новый забой. Холостой ход осуществляется в транспортном режиме на скорости 50-60 м/мин. Причем первые две полосы проходятся с размещением автосамосвала слева впереди по ходу движения. При проходе последующих полос автосамосвал располагался справа по ходу комбайна. Последняя полоса по границе с выработанным пространством обрабатывается после разворота комбайна и маневра установкой на забой. Размещение автосамосвала – слева по ходу движения. В последние три дня для работы, с созданием второго выезда с площадки, была организована сквозная схема движения транспорта без дополнительных маневров для изменения направления движения груженых автосамосвалов.

В период с 3 по 14 декабря 2005 года было выполнено изучение эксплуатационных параметров работы комбайна, определяющих его производительность, а также затраты времени на выполнение различных операций.

За весь период работ в топливный бак комбайна было залито 3710 литров дизельного топлива и наработано со дня первой заправки 76 м-часов. Таким образом, расход топлива за период работ составил 48,82 л/ч.

В процессе выполняемых работ установлено, что в среднем время погрузки автосамосвала грузоподъемностью 30 т составляло 3,6 мин., с колебанием по сменам от 2,8 до 4,2 мин., а грузоподъемностью 42 т – около 4,4 мин. с колебаниями от 3 до 6 мин.

Время на маневры, развороты и обратный холостой ход комбайна с выездом из забоя и установкой на забой составляло 4,2-6,0 мин., что свидетельствует об очень коротком фронте работ. Так, в зависимости от длины фронта комбайну приходилось выполнять от 6 до 11 маневров. Время на замену автосамосвала у комбайна в процессе выполнения погрузочных работ составило в среднем 0,58 мин.

Следует отметить, что ведение опытно-промышленных работ осложнялось значительным дефицитом подвижного состава.

В целом по результатам опытно-промышленных работ с использованием комбайна *Wirtgen* модели 2200 *SM*, проведенных на Средне-Тиманском руднике, можно сделать выводы:

– в сложных температурных условиях, при диапазоне ночных и дневных температур от +2 до -35°, комбайн показал себя достаточно надежной машиной;

– зафиксированные техническая и эксплуатационная производительности составили соответственно 470 и 318 т/ч, что свидетельствует о том, что массив, представленный бокситами, может успешно разрабатываться комбайнами *Wirtgen Surface Miner*;

– применение комбайнов *Wirtgen Surface Miner* позволит на бокситах Тимана сократить затраты на буровзрывные работы и снизить додрабывание негабарита на шихтовальном складе.

## К МЕТОДИКЕ ОЦЕНКИ ТРЕЩИНОВАТОСТИ ГОРНОЙ ПОРОДЫ ЛЮМИНЕСЦЕНТНЫМ СПОСОБОМ

*ОСИПОВ И. С.*

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Прочность горных пород, безотносительно к способу их разрушения, определяется наличием и развитием нарушений (трещин). Дислокации, возникающие в структуре кристаллов на этапе их формирования, а также в последующем в результате приложения к зернам горной породы внешних нагрузок, вносят существенное изменение в характер структурно-чувствительных свойств, к которым относится прочность, электропроводность и др. Так, согласно положениям кинетической теории прочности (Н. С. Журков), долговечность тел обусловлена накоплением повреждений, зарождением и последующим развитием микротрещин. Теория Гриффитса прямо связывает разрушение тел с ростом трещин. Механизм разрушения горной породы при механической отбойке также подробно рассматривает процесс трещинообразования. В технологии бурения предметом изучения является формирование ядра переуплотнения (Остроушко, Шрейнер, Протасов), при взрывании горной породы эффективность разрушения определяется исходной трещиноватостью массива (согласно энергетической теории В. Н. Мосинца). Поэтому для обоснованного проектирования и управления процессом разрушения в любой технологии необходимо изучение закономерностей трещинообразования в горных породах.

Одной из сторон взрывной технологии является повышение качества дробления горных пород. В этом направлении кафедрой шахтного строительства УГГУ проведены глубокие исследования. В работах В. А. Безматерных и Г. П. Берсенева сформулирована идея определяющей роли в процессе взрывного дробления пород “активируемых нарушений”, т. е. дефектов, способных к росту при заданном ударном (взрывном) импульсе. Согласно исследованиям В. А. Безматерных [1], число активируемых взрывом дефектов определяется по формулам

$$\gamma_l = \gamma_{01} \cdot \left( \frac{\rho_{ВВ} D}{\rho_{СМ}} \right) \cdot \left( \frac{u_0}{C_S} \right) \cdot \frac{r_0}{R} \quad \text{– для плоского заряда;} \quad (1)$$

$$\gamma_l = \gamma_{02} \cdot \left( \frac{\rho_{ВВ} D}{\rho_{СМ}} \right)^{\frac{1}{2}} \cdot \left( \frac{u_0}{C_S} \right) \cdot \frac{r_0}{R} \quad \text{– для цилиндрического заряда,} \quad (2)$$

где  $\gamma_{01}$  и  $\gamma_{02}$  имеют смысл числа дефектов в исходной горной породе на единицу длины.

В работе Г. П. Берсенева [2] указано, что число активируемых дефектов зависит от их общего числа в разрушаемой породе  $\gamma_0$  и удельного расхода ВВ  $q$

$$\gamma_l = \gamma_0 \cdot q^n, \quad (3)$$

где  $n$  – показатель, который зависит от типа взрывной волны (для плоского заряда  $n = 1$ ; для цилиндрического заряда  $n = 0,5$ ).

В данных работах количество “активируемых нарушений” предлагается определять, как это следует из формул (1), (2), (3), по результатам опытного взрывания, хотя имеется возможность моделирования взрывного импульса ударом на копре [3].

Таким образом, возникает необходимость количественной оценки степени трещиноватости горной породы и характера распределения трещин по длине. Визуальный контроль процесса трещинообразования наиболее четко показывает динамику возникновения и роста трещин под действием внешней нагрузки, что позволяет наиболее точно смоделировать естественное состояние горной породы.

Решению данной задачи может служить метод люминесцентной дефектоскопии, широко применяемый в металлургической промышленности и адаптированный к условиям горного производства. Сущность метода наиболее полно представлена в [4]. Следует лишь уточнить, что применительно к нашим условиям в качестве люминесцентной жидкости используется раствор натриевой соли и светлого минерального масла с небольшой добавкой (0,2 %) поверхностно-активного вещества  $MgCl_2 \cdot 6H_2O$  (0,5 %). Визуальный контроль осуществляется с помощью микроскопа МБС-10. Выявленные трещины фиксируются с помощью фотоаппарата типа *ZENIT TTL* с объективом *HELIOS-44 M*, а также типа *Panasonic DMC-FZ10*. Данный подход существенно сокращает трудоемкость опыта, так как измерение количества и размеров выявленных трещин осуществляется на основе фотографий, обрабатываемых с помощью ЭВМ.

На кафедре ШС был разработан алгоритм проектирования буровзрывных работ с учетом “активируемых нарушений”. Результаты визуального исследования механизма роста трещин (в т. ч. с возможным каталитическим воздействием ПАВ) могут способствовать расширению и углублению данного научного направления.

Изучение процесса трещинообразования методом люминесцентной дефектоскопии позволяет создать максимально полную картину возникновения и развития дефектов под действием внешней нагрузки. Изучение данного механизма сделает возможным прогнозирование и управление свойствами горных пород, что в конечном счете приведет к повышению эффективности буровзрывных работ.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Безматерных В. А., Симанов В. Г. Симметрия и критерий дробимости осколков // Изв. вузов. Горный журнал № 12, 1978, С. 40-45.
2. Берсенов Г. П. Управление качеством взрывного дробления горных пород на нерудных карьерах // Канд. дисс., Свердловск, 1989. – 158 с.
3. Барон Л. И., Хмельковский И. Е. Разрушаемость горных пород свободным ударом. – М.: Наука, 1971. – 203 с.
4. Иванова Н. И. Изучение влияния водных фаз на развитие микротрещиноватости механически напряженного кварцевого диорита. – М.: МГУ, 1980.

#### СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ НОРМИРОВАНИЯ РАСХОДА ТОПЛИВА КАРЬЕРНЫМИ АВТОСАМОСВАЛАМИ

*НИКОЛАЕВ Н. А.*

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Совершенствование нормирования расхода дизельного топлива является одним из основных факторов повышения топливной экономичности карьерного автотранспорта. За последние годы современные информационные технологии прочно вошли в практику открытой разработки месторождений и широко применяются для нормирования расхода дизельного топлива. Прежде всего это связано с разработкой и внедрением технологии систем глобального позиционирования – основы информационного обеспечения автоматизированных систем управления горными и транспортными работами (АСУ ГТР). В системе *GPS (Global Positioning System)* используется группа навигационных спутников для определения местоположения стационарных и подвижных объектов с высокой точностью, практически в любой точке мира и в любое время суток и года. Основная идея системы состоит в фиксированном времени прохождения сигналов от спутников до приемника *GPS* и последующих вычислениях координат пространственного положения объекта.

В настоящее время можно свидетельствовать о положительных результатах использования указанных систем, в частности, для учета и нормирования расхода дизельного топлива. Так, опытно-промышленные испытания и последующая эксплуатация информационного модуля АСУ ГТР компании “ВИСТ Групп” на разрезе Черниговский в течение трех лет показали, что благодаря его работе по контролю расхода топлива каждым автосамосвалом полностью исключена возможность несанкционированного слива топлива, отклонения автосамосвала от заданного маршрута, непредсказуемых задержек с выездом на трассу и преждевременного возвращения в гараж. Это привело к повышению производительности автосамосвалов и к снижению расхода топлива в среднем на 9 %.

При геоинформационном моделировании транспортных коммуникаций их трасса в трехмерном пространстве представляется в виде прямых и криволинейных отрезков, на соединении которых выделяются характерные точки,

разделяющие отрезки с разными уклонами, кривизной, различной конструкцией, типом покрытия, назначением, т. е. отличающиеся признаками качества. Массив этих точек позволяет характеризовать в трехмерном пространстве сложную конструкцию системы карьерных автотранспортных коммуникаций в ее статике и динамике. Каждая точка имеет координаты  $x, y, z$ , благодаря которым определяются длина и уклоны каждого участка. Кроме того, каждая точка или участок между точками могут иметь параметры качества, характеризующие конструкцию автодороги (временная или постоянная, тип дорожного покрытия, количество полос движения и т. д.). Точки, характеризующие временные (забойные и отвальные) автодороги, могут иметь параметры динамики, т. е. направления и сроки перемещения.

Как видно, геоинформационный метод моделирования автотранспортных коммуникаций и система *GPS* имеют одну и ту же методологическую основу. Это обеспечивает хорошую интеграцию указанных систем при организации нормирования и учета расхода топлива.

Разработанная методика базируется на следующих положениях:

– экспериментально-аналитическом методе изучения и описания энергетических показателей карьерного автотранспорта;

– созданию и ведении геоинформационной модели системы автотранспортных коммуникаций карьера;

– созданию и ведении геоинформационного банка данных – совокупности баз данных горно-транспортного оборудования, автотранспортных коммуникаций и программных средств их взаимодействия, управления и обработки;

– созданию и ведении блока информационно-советующих (экспертных) функций.

Применение методики автоматизированных расчетов за счет наиболее полного учета технических, технологических и организационных факторов, влияющих на работу автотранспорта, позволяет повысить точность планирования и нормирования расхода топлива автотранспортом на 9-12 % по сравнению с существующими методиками. Одним из важных условий эффективной реализации разработанной методики, помимо использования системы *GPS*, является внедрение программ систематического контроля состояния дорог, предусматривающих периодические измерения сопротивления качению.

АСУ ГТР на основе *GPS*, методику геоинформационного моделирования и разработанное на ее базе программное обеспечение можно рассматривать как новую информационную технологию планирования, нормирования и анализа расхода топлива технологическим карьерным транспортом.

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЭФФИЦИЕНТА ЗАПАСА УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ, ИСХОДЯ ИЗ ОПТИМИЗАЦИИ ИХ ПАРАМЕТРОВ

ЖАБКО А. В.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Ввиду значительной изменчивости, неполной изученности и учета всех факторов, влияющих на устойчивость горного массива, в средневзвешенные показатели прочности массива горных пород необходимо вводить коэффициент запаса устойчивости. Назначение оптимального значения коэффициента запаса устойчивости имеет очень большое значение, так как эта величина является границей между экономической эффективностью работы карьера и безопасностью работы с точки зрения устойчивости.

Важнейшим критерием, характеризующим устойчивость откоса в целом, является вероятность его разрушения. Поэтому целесообразно устанавливать величину коэффициента запаса устойчивости, исходя из вероятности разрушения откоса.

Разделим все факторы, влияющие на величину коэффициента запаса устойчивости, на две группы: 1) величины основных прочностных характеристик, а также ошибки их определения; 2) все остальные факторы (формируют нормативную вероятность  $P$ ).

Поставим следующую задачу. Пусть имеется нормативная вероятность разрушения откоса (риск), необходимо ввести в средневзвешенные прочностные характеристики массива коэффициенты запаса так, чтобы вероятность разрушения откоса была не более нормативной, а параметры откоса (угол, высота) были максимальными.

Решение данной задачи рассмотрим на примере: сцепление  $C_{cp} = 60 \text{ т/м}^2$ ,  $\sigma_c = 13,33 \text{ т/м}^3$ ; коэффициент внутреннего трения  $\text{tg } \varphi_{cp} = 0,664$ ,  $\sigma_{\text{н}} = 0,058$ ; высота откоса  $H = 500 \text{ м}$ , объемный вес пород  $\gamma = 2,5 \text{ т/м}^3$ ; нормативная вероятность разрушения откоса (риск)  $P_{\text{н}} < 30 \%$ .

Для данного примера предполагаем, что величины сцепления и коэффициента внутреннего трения распределены по нормальному закону (что в общем случае не является обязательным).

Введем следующие обозначения: событие  $A$  – разрушение откоса произойдет вследствие завышения сцепления, событие  $B$  – разрушение откоса произойдет вследствие завышения коэффициента внутреннего трения, тогда событие  $C = A + B$  – разрушение откоса произойдет или в результате завышения сцепления, или в результате завышения коэффициента внутреннего трения, или в результате завышения и того, и другого.



События  $A$  и  $B$  являются совместными и независимыми (сцепление и коэффициент внутреннего трения определяются отдельно или исключаются систематические погрешности приборов), тогда вероятность разрушения откоса определяется зависимостью:

$$P(C) = P(A) + P(B) - P(A) \cdot P(B), \quad (1)$$

где  $P(A)$  и  $P(B)$  – вероятности наступления событий  $A$  и  $B$ .

Пользуясь данной зависимостью, а также нормальными кривыми с известными параметрами распределения, строим изолинии вероятности разрушения откоса (см. рис.). Из рис. видно, что одна и та же вероятность разрушения откоса может быть достигнута при различных соотношениях коэффициентов запаса  $n_c$  и  $n_\phi$ . Также замечаем, что при увеличении обоих коэффициентов вероятность разрушения уменьшается, а это соответствует физическому смыслу коэффициента запаса.

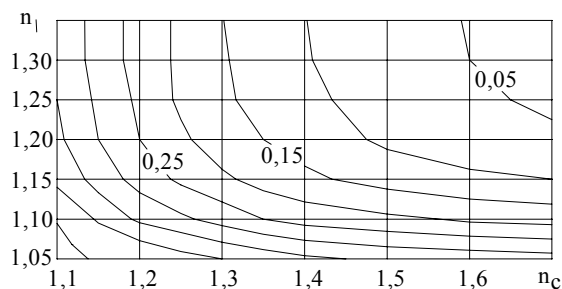


Рис. 1. Изолинии вероятности разрушения

По номограмме (см. рис.), а также по номограммам [1] для однородного откоса определяются углы откоса при различных соотношениях коэффициентов запаса  $n_c$  и  $n_\phi$ , при заданной вероятности разрушения откоса (для нашего примера  $P_H = 30\% = 0,3$ ). Полученные результаты сведены в табл.

Таблица

Углы откоса в зависимости от  $n_c$  и  $n_\phi$

$n_c$	$n_\phi$	$\alpha$
1,13	1,35	46,6
1,13	1,3	47,9
1,15	1,2	50,1
1,18	1,15	51
1,27	1,1	51
1,4	1,07	50
1,5	1,07	49
1,7	1,06	47,4

Анализируя значения, приведенные в табл., замечаем, что угол откоса имеет максимум в точке  $n_c = 1,18-1,27$  и  $n_\phi = 1,1-1,15$ .

Таким образом, из условия оптимизации в средневзвешенные характеристики массива  $C$  и  $tg \phi$  должны быть введены именно эти коэффициенты запаса, т. е. расчетные характеристики определяются:

$$C_p = \frac{C_{cp}}{n_c}, \quad tg \phi_p = \frac{tg \phi_{cp}}{n_\phi}. \quad (2)$$

Представляется возможным также и другой подход к определению оптимальных коэффициентов запаса устойчивости. Для этого необходимо выбрать все факторы, которые влияют на устойчивость откоса и имеют количественную оценку. Далее для каждого фактора определяется свой коэффициент запаса из условия максимизации параметров откоса. В общем, порядок определения этих коэффициентов запаса ничем не будет отличаться от случая двумерной задачи ( $n_c, n_\phi$ ). Однако, эту задачу нельзя будет решить графически. По-видимому, подбор коэффициентов должен осуществляться численно.

В заключение отметим, что разделение всех факторов, влияющих на величину коэффициента запаса, на две группы не изменяет общей структуры коэффициента запаса. Факторы второй группы также входят в функцию для коэффициента запаса, но не в явном виде, а через величину нормативной вероятности разрушения откоса (риска  $P_H$ ). Таким образом, коэффициент запаса устойчивости является функцией следующих факторов:

$$n = f(\sigma, x_{cp}, P_H), \quad (3)$$

где  $\sigma$  – ошибки исходных данных прочностных характеристик,  $x_{cp}$  – средневзвешенные значения прочностных характеристик,  $P_H$  – нормативная вероятность разрушения откоса (риск) или факторы второй группы.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах. – СПб.: Изд-во ВНИМИ, 1998. – 207 с.

## К ОЦЕНКЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ АВТОМАТИЗАЦИИ УПРАВЛЕНИЯ ЭКСКАВАТОРНО-АВТОМОБИЛЬНЫМИ КОМПЛЕКСАМИ

ПАНФИЛОВ Д. С.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Система управления с точки зрения технологии ее функционирования решает три основные задачи: сбор и передача информации об управляемом объекте, переработка информации и, наконец, выдача управляющих действий.

Целью управления является достижение результатов процесса с минимальными затратами труда и времени, при высоком качестве выполняемых работ, с минимальными экологическими потерями и при максимальной безопасности труда.

Наиболее эффективными и современными формами управления является автоматизированное управление с использованием информационных технологий.

Автоматизация управления экскаваторно-автомобильными комплексами (ЭАК) на стадии планирования позволяет более оперативно и более точно рассчитывать нормативы труда (в машино-сменах, человеко-сменах) и материалов, рассчитывать потребность в машинах, рабочих и материалах для различных конкретных условий. Повышение оперативности позволяет сэкономить трудовые и технические ресурсы за счет своевременного принятия решений о производительном их использовании. Снижается уровень неопределенности в процессе управления, и в результате можно принять более точное решение с минимальным риском и соответствующими минимальными резервами.

На стадии контроля система позволяет с помощью соответствующих датчиков и других форм получения информации отследить реализацию запланированных параметров управляемого процесса, переработать эту информацию, с тем чтобы оценить отклонение фактических показателей от планируемых показателей, получить закономерности полученных отклонений от конкретных условий. Снижается трудоемкость плановых и корректирующих расчетов.

На стадии корректировки система позволяет проанализировать полученные результаты внести корректировки в нормативную базу. За счет накопления и хранения информации об итогах ретроспективной реализации процессов обеспечивается выработка более точной и более надежной корректировки нормативной базы для планирования на будущие периоды.

Внедрение системы может и не сопровождаться изменением объема работ, но:

1. Снижаются простои оборудования и повышается его производительность.
2. Изменяются затраты на реализацию технологии (за счет снижения простоев оборудования, которая обеспечивается путем оперативного перераспределения автосамосвалов между забоями, путем исключения излишек или дефицита автотранспортных средств в карьере; повышается техническая надежность за счет более достоверного планирования работ по техническому обслуживанию машин и качественное выполнение этих работ).
3. Изменяются затраты на процесс планирования.

Таким образом, основные эффекты автоматизированного планирования заключаются в сокращении трудозатрат на передачу и переработку информации в процессе принятия решений и общих затрат по процессу за счет принятия своевременных и оптимальных решений.

Критерием эффективности управления ЭАК является величина снижения затрат на транспортные работы в карьере. Снижение затрат может быть достигнуто за счет следующих факторов:

- более достоверная оценка результатов работы ЭАК в карьере, свободной от субъективного вмешательства специалистов, собирающих и перерабатывающих исходную информацию и доставляющих ее в отделы управления и контроля;
- снижение трудозатрат на сбор и обработку информации;
- повышение точности и достоверности планирования. Значение этого фактора будет иметь наибольший эффект при относительно малом опыте специалиста;
- сокращение общих затрат по процессу вследствие принятия своевременных и оптимальных решений.

Эффект от автоматизированного управления можно определить за счет разницы между изменяющимися затратами на работу комплекса до ( $Z_{и}$ ) и после ( $Z_{и}'$ ) внедрения автоматизированных систем управления комплексом:

$$D = Z_{и} - Z_{и}'.$$

К затратам, зависящим от способа управления, относятся:

$$\begin{aligned} Z_{и} &= Z_{ф. \text{ЭАК}} + Z_{у. \text{ЭАК}}; \\ Z_{и}' &= Z_{ф. \text{ЭАК}}' + Z_{у. \text{ЭАК}}'. \end{aligned}$$

К таким затратам относятся затраты на непосредственное функционирование ЭАК ( $Z_{ф. \text{ЭАК}}$ ) и затраты на управление комплексом ( $Z_{у. \text{ЭАК}}$ ).

$$Z_{ф.ЭАК} = Z_1 + Z_2 + Z_3 + Z_4$$

$$Z_{у.ЭАК} = Z_5 + Z_6 + Z_7,$$

где:  $Z_1$  – затраты на непосредственную выемку;  
 $Z_2$  – затраты на эксплуатацию автосамосвала в течение смены;  
 $Z_3$  – затраты на эксплуатацию экскаватора в течение смены;  
 $Z_4$  – затраты на ремонт и техническое обслуживание основного оборудования;  
 $Z_5$  – затраты на управление и контроль работы комплекса;  
 $Z_6$  – затраты на передачу, обработку и хранение отчетности по работе комплекса;  
 $Z_7$  – дополнительные затраты на устранение ошибок от неправильно принятых решений.

## ВЫБОР ПРОДУКЦИОННЫХ ПРАВИЛ ЭКСПЕРТНОЙ СИСТЕМЫ ПЛАНИРОВАНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ЭКСКАВАТОРНО-АВТОМОБИЛЬНЫХ КОМПЛЕКСОВ (ЭАК)

МАКАРОВ В. В.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Предварительный расчет производительности ЭАК производится по имитационной модели с последующей корректировкой распределения автосамосвалов по забоям с помощью человеко-машинных процедур (ЧМП).

Принцип выбора оптимальной производительности ЭАК заключается в следующем: первоначально рассчитываем необходимое количество автосамосвалов на каждый забой, потом начинаем изменять выходные параметры, то есть изменять значения коэффициента обеспеченности забоя автотранспортом. В случае, если результат автоматического расчета нас не удовлетворяет, мы начинаем в интерактивном режиме менять главные параметры – грузоподъемность автомобиля, менять малогрузоподъемные на более грузоподъемные, перераспределяем автомобили по забоям, применяя производционные правила.

Производционные правила, как известно, описывают знания в форме “ЕСЛИ – ТО”. Простота и наглядность этого способа обусловила его применение во многих системах. Системы обработки знаний, использующие представление знаний производционными правилами, получили название производционных систем (см. рис.). В состав производционной системы входят база правил, глобальная база данных, интерпретатор правил. База правил является областью памяти, которая содержит базу знаний – совокупность знаний, представленных в форме правил.

Механизм, реализованный как средство выводов в производционной системе, имеет функции поиска в базе знаний, последовательного выполнения операций над знаниями и получения заключений; причем существуют два способа проведения таких заключений – прямые выводы и обратные выводы. В прямых выводах осуществляется продвижение к поставленной цели с последовательным применением правил к данным (фактам), которые принимаются за отправную точку.

В прямых выводах выбирается один из элементов данных, содержащихся в базе данных, и если при сопоставлении этот элемент согласуется с посылкой правила, то из правила выводится соответствующее заключение и помещается в базу данных, или же исполняется действие, определяемое правилом, и соответствующим образом изменяется содержимое базы данных. Зачастую такие выводы называют выводами, управляемыми данными, или восходящими выводами, когда последовательно выводятся новые результаты, начиная с уже известных данных.

Рис. Производционная система



Основные производционные правила оценки мнения эксперта состоят в том, что итерации ЧМП-процедур повторяются до тех пор, пока не будет найдено оптимальное решение, характеризующееся достижением следующих условий:

1. Коэффициент обеспеченности забоя автотранспортом для всех забоев стремится к единице.
2. Ограничения, накладываемые на распределение автотранспортных средств по забоям, определяются наличием этих средств, ранжированных по грузоподъемности, количеству, их техническим характеристикам.
3. Точность планирования должна быть максимально приближена к фактическому результату, полученному в схожих горнотехнических условиях.

4. Суммарная производительность автотранспортных средств внутри ЭАК не должна превышать максимальную производительность экскаватора в данном забое.

Процедура заканчивается, если эксперт признает очередное решение вполне для него удовлетворительным.

Предлагаемая ЧМП состоит в следующем:

1. Эксперт принимает решение по распределению автосамосвалов по забоям на основании последнего недельно-суточного план-графика работы ЭАК, заданий обогатительной фабрики по объему и качеству поставляемого сырья, недельно-суточным технологическим планам разработки месторождения.

2. Выбранный вариант распределения оценивается с помощью имитационной модели.

3. Результаты оценки определяют перечень забоев, не удовлетворяющих условиям производственного правила, а также нарушения планового задания поставки сырья на обогатительную фабрику.

4. Эксперт изучает результаты моделирования и вносит поправки в исходные данные до тех пор, пока условие производственного правила не будет выполнено.

5. В случае выполнения условий производственных правил эксперт получает наиболее оптимальный план по заданным критериям.

Сущность производственного правила, обеспечивающего корректировку изменения условий эксплуатации ЭАК от неконтролируемых параметров, связанных с зависимостью производительности экскаваторов от состояния взорванной горной массы, от производительности автосамосвалов и состояния автодорог по степени технической готовности с учетом фактического износа и пр. неконтролируемых факторов, состоит в следующем: если фактические значения показателей, которые отличаются от плановых, связаны с простоями оборудования и не связаны с внешними условиями (состоянием дорог, забоев и пр.), в базу знаний они не попадают. Таким образом, производится фильтрация данных по степени влияния на точность планирования производительности.

Влияние перечисленных выше условий определяется как тренд изменений этих показателей на периодах, существенно превышающих период планирования ЭАК. В соответствии с этим, изменение фактической производительности, существенно отличающейся от плановой, характеризуется как случайное событие и не учитывается при планировании производительности ЭАК. Таким образом, в соответствии с этим производственным правилом, подобные отличия не регистрируются в базе знаний и будут зарегистрированы в ней только после выявления закономерности проявления этих параметров.

## **ФОРМИРОВАНИЕ ОТРЕЗНЫХ ЩЕЛЕЙ ПРИ СПЛОШНОМ ПОРЯДКЕ РАЗРАБОТКИ КАМЕРНОЙ СИСТЕМОЙ С ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКОЙ**

*ЗУБКОВ А. А., ЗУБКОВ А. Е.*

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

Начало очистных работ при подземной разработке связано с формированием компенсационного пространства, так называемой отрезной щели. Традиционно оформление отрезной щели осуществляется путем проходки восстающего с последующей отбойкой на него посекционно рядов параллельных скважинных зарядов.

При применении камерной системы разработки с твердеющей закладкой регламентируется отбойку запасов смежных с искусственным массивом камер начинать после набора нормативной прочности закладки при осуществлении буровзрывных работ в приконтурном массиве в щадящем режиме (оставление предохранительной рудной корки, уменьшение заряда в контурных скважинах). Выполнение данных условий, особенно при применении сплошного порядка отработки камер, ограничивает интенсивность развития горных работ.

На Узельгинском руднике (ОАО «Учалинский ГОК»), применяющем сплошной порядок отработки камер в секциях с твердеющей закладкой, возникла необходимость повышения интенсивности добычных работ. Решение данной задачи осуществлено за счет отказа от трудоемких работ по проходке отрезных восстающих и перехода на разделку отрезной щели веерными скважинными зарядами путем их посекционной отбойки на искусственный массив соседней камеры, находящийся на стадии твердения.

Экспериментальные работы по формированию отрезных щелей по вышеуказанной схеме были проведены на очистном участке Узельгинского рудника. Результаты эксперимента показали, что взрывание приконтурных зарядов на закладочный массив, находящийся в стадии твердения, не приводит к его разрушению. Напротив, обладание на момент отбойки твердеющим искусственным массивом пластичными свойствами приводит к уплотнению закладки и сохранению устойчивости вертикального обнажения на весь период отработки камеры.

Таким образом, предложенная схема формирования отрезных восстающих при сплошном порядке отработки камер в секциях с твердеющей закладкой позволяет значительно повысить интенсивность добычных работ при обеспечении устойчивости вертикальных обнажений закладочных массивов.

## ИЗЫСКАНИЕ СОСТАВОВ ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКИ ДЛЯ УТИЛИЗАЦИИ ОТХОДОВ ПРОМЫШЛЕННОГО ПРОИЗВОДСТВА

*ЗУБКОВ А. А., БОГАТЧЕНКО А. Е.*

ГОУ ВПО “Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова”

С целью снижения экологической нагрузки на Южный Урал рассмотрена возможность утилизации гальваношламов ОАО “БелЗАН” путем их использования в составе твердеющей закладки Учалинского рудника (ОАО “УГОК”).

Гальваношлам представляет собой влажный глинистый продукт красно-коричневого цвета, не имеющий запаха. Основу гальваношлама составляют органические соединения, относительная влажность материала – 65-70 %.

Производилась оценка прочности закладки при добавке гальваношлама в следующих пропорциях: 0,5; 1; 3; 6; 9; 14 % от массы инертного материала. Гальваношлам использовался в различных агрегатных состояниях: во влажном; просушенном при температуре 105 °С; прожженном при температуре 800 °С.

Исследовались составы твердеющей закладки на основе известково-шлакового и цементно-шлакового вяжущих, применяющихся в настоящее время на закладочных работах Учалинского подземного рудника. В качестве заполнителя для приготовления твердеющей закладки использовались дробленые скальные породы, включающие в основном диабаз, известняк, дациты.

Экспериментальные исследования влияния добавки влажного гальваношлама на прочность закладки на основе цементно-шлакового вяжущего показали, что составы, в которых доля гальваношлама составляла 0,5 %, не изменили свои прочностные характеристики, средняя прочность образцов – 3,73 МПа. При добавлении гальваношлама в количестве 1 % средняя прочность закладочной смеси снижается до 3,28 МПа. Увеличение массовой доли гальваношлама до 3 и 6 % приводит к снижению прочности закладки соответственно до 1,23 и 0,84 МПа. Введение в состав 9 и 14 % гальваношлама не обеспечило затвердевание закладочной смеси на 28-е сутки.

Результаты определения влияния добавки просушенного гальваношлама на прочность закладки на основе цементно-шлакового вяжущего показали, что составы, в которых доля добавки просушенного гальваношлама составила 0,5 и 1 %, практически не изменили свои прочностные характеристики. При добавлении просушенного гальваношлама в количестве 3 % прочность закладочной смеси в среднем снижается до 2,47 МПа.

Результаты определения влияния добавки обожженного гальваношлама на прочность закладки на основе цементно-шлакового вяжущего показали, что добавление термически обработанного гальваношлама в долях 0,5 %, 1 и 3 % практически не отражается на прочностных характеристиках образцов твердеющей закладки, средняя прочность образцов во всех трех случаях составила 3,5-3,7 МПа.

Образцы твердеющей закладки на основе известково-шлакового вяжущего с добавкой просушенного гальваношлама 0,5 % практически не изменили свои прочностные характеристики. При добавлении просушенного гальваношлама в количестве 1 % прочность закладки снижается до 0,72 МПа; добавление 3 % гальваношлама приводит к снижению прочности закладочной смеси до 0,3 МПа.

Анализ зависимости прочности закладки от содержания в ней гальваношлама в различных агрегатных состояниях показывает, что в целом добавление гальваношлама во влажном и просушенном состояниях приводит к снижению прочности закладки.

Утилизация влажного гальваношлама в закладочной смеси на основе цементно-шлакового и вяжущего возможна при условии, что добавка гальваношлама не будет превышать 0,5 % от массы инертного заполнителя. Но так как влажный гальваношлам не транспортабелен, включение его в процесс закладочных работ затруднительно вследствие налипания на оборудование.

Утилизация просушенного гальваношлама в закладочной смеси на основе цементно-шлакового и известково-шлакового вяжущего возможна при условии, что добавка гальваношлама не будет превышать соответственно 1 и 0,5 % от массы инертного заполнителя.

Наилучшие условия, с точки зрения утилизации отходов производства, обеспечиваются при включении в состав закладочных смесей обожженного гальваношлама, содержание которого практически не сказывается на прочности закладки. Однако данная схема утилизации потребует дополнительных затрат, связанных с обжигом гальваношлама.

## ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТИ ДОРАБОТКИ ПРИКАРЬЕРНЫХ ЗАПАСОВ УЧАЛИНСКОГО МЕДНОКОЛЧЕДАННОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

ГРИГОРЬЕВ В. В., УТРИУМОВ А. Н.

ГОУ ВПО “Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова”

В настоящее время осуществляется доработка прикарьерных запасов Учалинского медноколчеданного месторождения. Основные горные работы развернуты на южном фланге месторождения. Простираение залежи на южном фланге – до 250 м. Падение крутое под углами 75-80°. Мощность рудной залежи изменяется от 20 до 110 м. Глубина залегания относительно контура карьера колеблется от 40 до 100 м.

На южном фланге Учалинское месторождение отработано открытым способом до глубины 352 м. В планах горных работ углубление карьера между профильными линиями – 23-13 до отметки +154 (376) м. Отработка руд южного участка ниже дна карьера производится этажно-камерной системой разработки с закладкой выработанного пространства. Высота камер в зависимости от конфигурации рудного тела принимается от 20 до 40 м. Ширина камер – 10-15 м, длина – от 25 до 60 м.

Сокращение рудных площадей затрудняет обеспечение заданных объемов добычи, что приводит к несоблюдению рекомендуемой, с позиций геомеханики, последовательности выемки запасов. Невыдержанный порядок отработки руд усугубляет геомеханическую ситуацию на локальных участках и в целом на месторождении.

Исследование характеристик геомеханических процессов в горном массиве Учалинского месторождения осуществлялось на объемной модели месторождения методом конечных элементов. Подготовленная объемная упругая весомая модель представляет собой фрагмент литосферы размерами 4760×4000×1530 м с фактическими контурами карьера и позволяет имитировать развитие горных работ на рабочих горизонтах рудника.

По результатам математического моделирования, при положении дна карьера на уровне отметки +178 м наблюдается равномерная концентрация нормальных напряжений в массиве вблизи контура выработанного пространства ( $\sigma_x = 14-32$  МПа). С углубкой карьера до отметки +154 м на горизонте +178 м происходит разгрузка приконтактных зон с 14-32 до 5-11 МПа при формировании зон концентрации напряжений  $\sigma_x = 25-45$  МПа в торцевых частях южного фланга карьера.

Результаты оценки устойчивости бортов карьера глубиной 376 м свидетельствуют о существенном запасе устойчивости ( $K_{zy} > 2$ ) бортов в целом. Однако в массивах бортов отмечаются локальные зоны пониженной устойчивости с коэффициентом запаса устойчивости  $K_{zy} \leq 1$ . Максимальный размер зоны с  $K_{zy} \leq 1$  фиксируется по восточному борту, однако данная зона имеет незначительную глубину – 2-10 м. Южный борт также характеризуется наличием приконтактной зоны с  $K_{zy} \leq 1$ , но в целом прибортовой массив южной выклинки характеризуется более высоким запасом устойчивости ( $K_{zy} = 1,2-1,3$ ).

Результаты математического моделирования напряженного состояния массива и оценки устойчивости подрабатываемых бортов карьера показали, что оставление восточного, продольно ориентированного, панельного целика (гор. 380-430 м) при выемке запасов в основании карьера не обеспечит значимого охранного значения.

Анализ результатов математического моделирования напряженного состояния массива показал, что стабильная геомеханическая ситуация при доработке прикарьерных запасов и полнота извлечения обеспечиваются последовательной, нисходящей выемкой запасов открытыми горными работами до отм. +154 м; подземными работами: рудных “треугольников” (гор. 300-340 м) с частичным обрушением руд на дно карьера; руд в пределах гор. 340-380 м, 380-400 м и 400-430 м при сплошном порядке отработки камер в секциях и погашением панельного целика.

## ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПРИРОДНОГО КАМНЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ КОЗЛОВЫХ КРАНОВ

КОКУНИН Р. В.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”, Центр добычи и обработки природного камня

Характерной особенностью разработки месторождений природного камня является относительно небольшая глубина карьеров и незначительный годовой объем добываемой горной массы. В России месторождения природного камня вскрывались и вскрываются по настоящее время с использованием наклонных траншей внутреннего или внешнего заложения. На вскрытии месторождений, которое осуществляется в основном с использованием добычного оборудования, требуется длительное время (5-6 лет) и значительные капитальные затраты. При этом главная проблема состоит в невозможности быстрого вскрытия новых месторождений и получения достаточного количества кондиционных блоков. Невозможность достижения достаточной глубины для добычи блоков высшей категории в первые годы строительства и эксплуатации карьера, естественно, затягивает срок строительства и ведет к увеличению

капитальных затрат. Даже на стадии закладки опытного карьера в период производства детальной разведки месторождения затраты на строительство вскрывающих выработок для обеспечения транспортной связи с поверхностью достигают 35-40 % общих затрат на горные работы.

Для снижения себестоимости блочного камня имеется возможность осуществить это за счет более совершенных транспортных связей забоев с поверхностью.

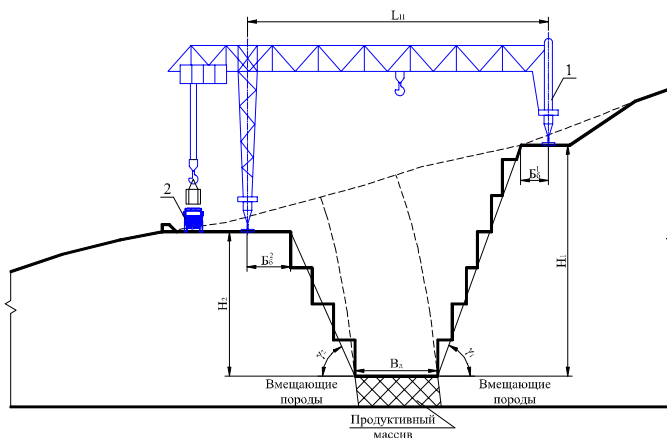
Исследованиями установлено, что значительно выгоднее транспортную связь рабочих забоев с поверхностью в определенных условиях осуществлять не традиционным способом – автосамосвалами по наклонным траншеям и съездам, а с помощью различных грузоподъемных машин. При этом должны быть обеспечены минимальные размеры рабочих площадок.

Бестраншейные схемы вскрытия нашли применение в зарубежной практике, где для этого используются стационарно установленные деррик-краны. Ввиду их стационарности они имеют ограниченную зону обслуживания, в которую доставка груза внутри карьера осуществляется с помощью тяговых лебедок и погрузчиков.

Изучив серийно выпускающиеся в настоящее время грузоподъемные машины, мы пришли к выводу, что во многих случаях при разработке месторождений природного камня более целесообразно применение кранов, перемещающихся вдоль фронта работ.

К примеру, на месторождениях небольшой горизонтальной мощности с крутым падением целесообразно применение козловых кранов, пролет которого определяется, исходя из глубины отработки месторождения, устойчивости массива горных пород (рис. 1).

Рис. 1. Бестраншейное вскрытие месторождения природного камня небольшой мощности в горной местности с использованием козловой крана



На вскрытии пологих месторождений с большой вертикальной мощностью одним из возможных видов применения грузоподъемных машин является козловой кран с опорами, установленными на разных горизонтах (рис. 2).

Такие козловые краны за счет разности высоты установки опор можно применять при расконсервации борта карьера или при отработке месторождений, расположенных в горной местности. При этом ведение добычных работ производится несколькими высокими уступами. Большим преимуществом является то, что длина фронта работ при использовании козловых и полукозловых кранов по простиранию ограничена только производственной мощностью.

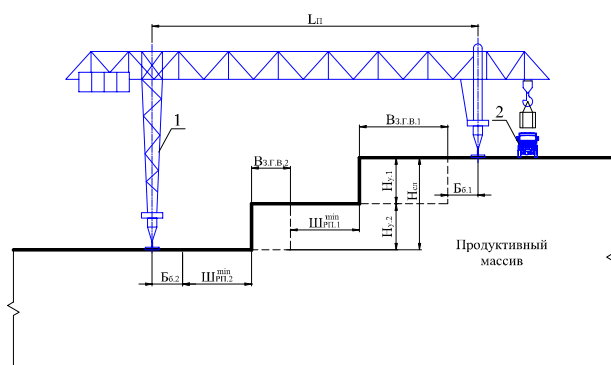


Рис. 2. Бестраншейное вскрытие месторождения природного камня пологого залегания: 1 – козловой кран; 2 – грузовой автомобиль

Основными преимуществами данной системы вскрытия перед традиционными является то, что не требуется проходка траншей и заездов на рабочие горизонты, обслуживаемые краном, при этом резко снижается ширина минимальных рабочих площадок за счет того, что не требуются транспортные площадки на рабочих горизонтах. Также следует отметить то, что затраты на

подъем горной массы из карьера с помощью крана значительно ниже, чем колесным транспортом.

Все это позволяет снизить объемы горно-капитальных работ (ГКР) и отвалообразования, сократить срок строительства карьера. Еще одним важным преимуществом такой схемы является то, что в первые годы отработки месторождения при небольших объемах вскрышных работ есть возможность приступить к добыче кондиционных блоков высшей категории, что позволит скомпенсировать часть затрат на ГКР.

## ПРОСТРАНСТВЕННО-ПЛАНИРОВОЧНЫЕ РЕШЕНИЯ ДЛЯ ШАХТ С ПОДЗЕМНЫМ УГЛЕОБОГАЩЕНИЕМ

ПОТАПОВ В. В., ФЕКЛИСТОВ Ю. Г., ВАНДЫШЕВ А. М., ПОТАПОВ В. Я.  
ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

В мировой практике угледобычи уже накоплен определенный опыт размещения обогатительных установок в подземных выработках.

Так, в 50-е годы на шахте "Константин Великий" (ФРГ) в пространственно-планировочной схеме выработок использовался способ подземного обогащения. Все обогатительное оборудование было установлено в камере у гезенка.

Расположение обогатительных пунктов рассматривается в каждом случае в соответствии с конкретной технологической схемой шахты, вскрытия и подготовки шахтного поля. Анализируются также комплексы подземных горных выработок вблизи шахтных стволов – околоствольные двory.

Очевидно, что стационарные обогатительные пункты должны быть расположены в местах, куда поступает уголь если не со всех, то с большинства участков, и где схема транспорта остается неизменной в течение всего срока службы шахты, горизонта или этажа. Таким местом является околоствольный двор. Рассмотрим поэтому возможные варианты расположения стационарных подземных обогатительных пунктов в типовых схемах околоствольных дворов.

На рис. 1 представлены схемы расположения стационарных подземных обогатительных пунктов с применением барабанно-полочного БПФС или СПРУТ по упругости и трению в околоствольных дворах: а) при откатке горной массы локомотивами и б) при транспортировании горной массы ленточными конвейерами.

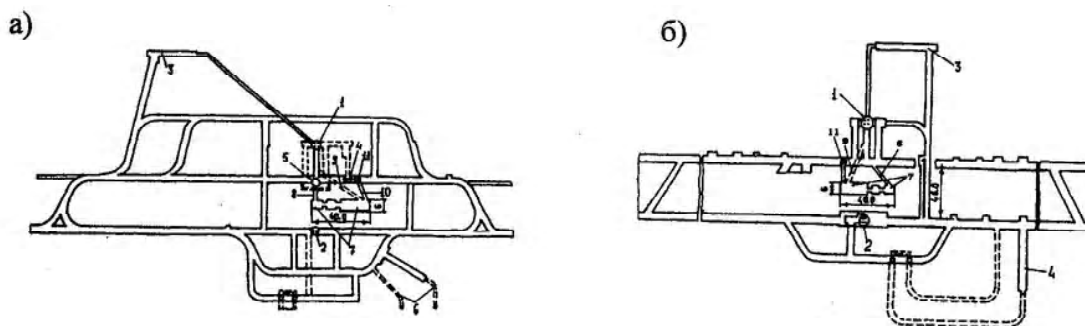


Рис 1. Схемы расположения стационарных подземных обогатительных пунктов с применением сепараторов БПФС или СПРУТ в околоствольных дворах при доставке горной массы: а) локомотивами, б) ленточными конвейерами

1-скиповой ствол; 2 – клетевой ствол; 3 – склад ВМ; 4 – породная разгрузочная яма; 5 – угольная разгрузочная яма; 6 – ходок; 7 – камеры для размещения обогатительного оборудования; 8 – выработка для подачи горной массы на обогащение; 9 – выработка для транспортирования обогащенного угля в камеру загрузочного устройства скипового подъема; 10 – выработка для транспортирования пустой породы; 11 – бункер пустой породы.

Рис. 1а. Обогатительное оборудование располагается в камере 7. По выработке 3 горная масса подается из угольной разгрузочной ямы на обогащение. Камера соединена выработкой 9 с угольной камерой загрузочного устройства скипового подъема, куда транспортируется обогащенный уголь. По выработке 10 транспортируется в камеру загрузочного устройства скипового подъема порода. Предусмотрена загрузка пустой породы, поступающей после обогащения из бункера 11 в вагонетки для транспортировки ее в качестве закладки и погашение выработки. Шламовые воды отводятся в шахтный водосборник.

Рис. 1б. Обогатительное оборудование находится в камере 7. Выработка 8 служит для транспортирования горной массы на обогащение, а по выработке 11 обогащенный уголь и порода транспортируются в камеры загрузочного устройства скипового подъема. Шламовая вода отводится по выработкам в шахтный водосборник.

При применении стационарного обогатительного пункта для обогащения горной массы при панельном способе подготовки шахтного поля – пункт располагается на нижней приемной площадке конкретной панели. При этажном способе подготовки с делением на подэтажи с отработкой на двусторонний бремсберг обогатительный пункт располагают на нижних приемных площадках крыльев этажа.

Таким образом, конкретное размещение и привязка к сети горных выработок решается в каждом конкретном случае отдельно с учетом следующих основных факторов: величины грузопотока; способа вскрытия шахтного поля; способа подготовки шахтного поля; фракционного и марочного состава и отбитого угля.



## АСПИРАЦИИ УГОЛЬНОЙ ПЫЛИ КОМБИНИРОВАННЫМИ СИСТЕМАМИ ОЧИСТКИ

ТАРАСОВ А. Е., ФЕКЛИСТОВ Ю. Г.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

В связи с истощением нефтегазовых ресурсов основная стратегия России до 2020 г. строится на увеличении добычи угля. В свою очередь, характер увеличения производительности добычных участков обуславливается повышением опасности условий труда рабочих и общешахтной аварийности в целом.

До настоящего времени актуальными проблемами на шахтах являются взрывы метана и угольной пыли. Известно, что для возникновения взрыва необходимы два фактора: взрывчатая среда и источник воспламенения. Защищенное от искрения оборудование не снижает риск воспламенения метана и взвешенной угольной пыли ввиду имеющегося фрикционного искрения внедряющихся в массив режущих органов. Чрезмерное увлажнение угольного массива и орошение мест пылеобразования имеет ряд недостатков, необходимость водоподготовки и создание пульповых масс, влияющих на производственный цикл.

При возникновении взрыва дополнительную опасность создает осевшая угольная пыль, которая в случае взрыва взвешивается и поддерживает горение. Пассивные сланцевые и водяные заслоны, как показала практика на шахтах Кузбасса за 2003-2004 гг., недостаточно эффективны. Это связано с существенным развитием взрыва до места его локализации [1].

Снижение вероятности взрыва может быть осуществлено комбинацией следующих мероприятий: локальное орошение пылевыведения высоконапорными струями воды и создание “воздушных завес” с пылеулавливанием.

Для обеспечения эффективности пылеочистки необходимо: уменьшение пылеобразования, увеличение дисперсности пылевого потока более 100 мкм, баланс системы проветривания очистного забоя и системы пылеочистки.

Орошение угольной пыли водой в месте пылевыведения решает несколько задач: уменьшение количества пыли, увеличение массы частиц и их размеров, относительное разряжение частиц накопленной энергии.

Рассмотрим схему аспирации пылевоздушного потока, поступающего из очистного забоя на вентиляционный штрек (см. рис.).

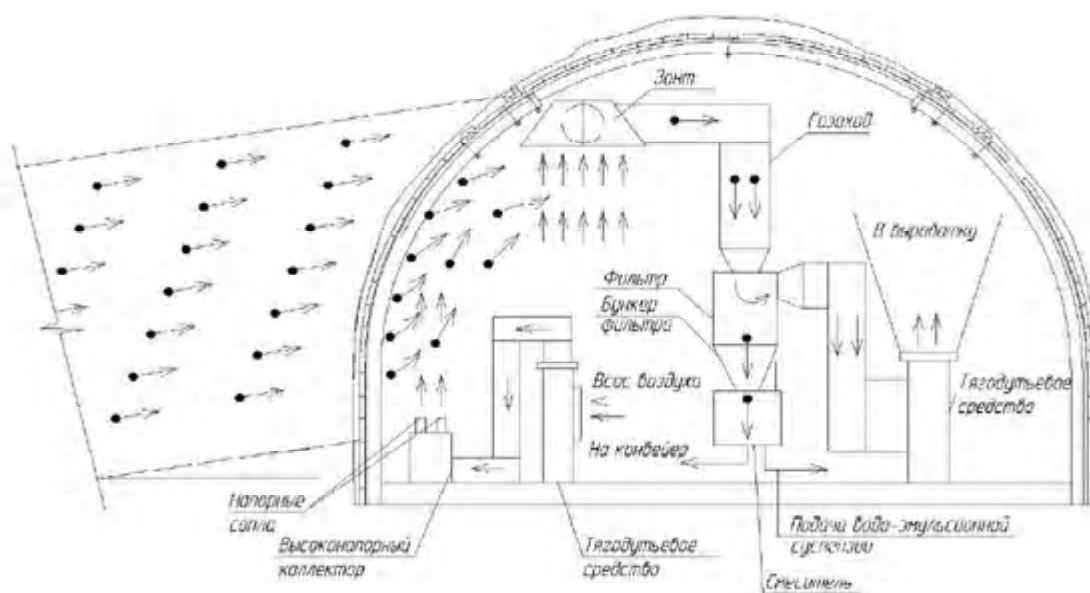


Рис. Схема аспирации пылевоздушного потока в вентиляционном штреке лавы:

→ – направление потоков воздуха; ●→ – направление частиц угольной пыли в пылевоздушном потоке

Пылевоздушный поток воздуха, предварительно обработанный оросительными форсунками, встречает на своем пути воздушную преграду, созданную двумя незамкнутыми системами. Первая система, представляющая высоконапорное тягодутьевое средство и системы сопл, создает направленный поток струями воздуха, поднимающий частицы пыли. Вторая система, имеющая пылеулавливающий зонтик, всасывает частицы пыли и направляет в фильтр (поперечно-струйный пылесоситель), имеющий небольшие габаритные размеры. В фильтре пыль очищается при

пересечении двух струй воздуха [4]. Попадая в бункер фильтра, пыль направляется в смеситель и смешивается с водо-эмульсионной суспензией для связывания частиц между собой. Полученная смесь грузится в вагонетки или передвижные емкости либо направляется на конвейер. Чистый воздух из системы выводится через тягодутьевое средство в выработку. Обе системы установлены на раме, связанной с механизированной крепью, обеспечивающей передвижение по мере подвигания очистного забоя.

Данная схема пылегазоочистки позволяет сократить до минимума участки распространения пыли, что в частности обеспечивает чистоту горных выработок, снижение взрывоопасных ситуаций, защиту рудничной атмосферы, пагубно влияющей на рабочий персонал, и др.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Обнаружение и подавление взрыва метана и угольной пыли на начальной стадии его развития / Ремезов А. В., Шевелев Ю. А., Леонов Г. В., Сыпин Е. В., Белоусов А. М., Кирпичников А. Н., Харитонов В. Г. // Уголь. – 2005. – № 9. – С. 31-33.
2. Охрана труда и промышленная безопасность в угольной промышленности России / Мохначук И. И. // Уголь. – 2003. – № 8. – С. 35-38.
3. Очистка воздуха от производственной пыли, токсичных паров и газов с помощью фильтров-пылегазоуловителей Буренин В. В. // Безопасность труда в промышленности. – 2005. – № 5. – С. 67-72.
4. Воздух в городах будет чистым... / Колосков С. В. // Энергоанализ и эффективность. – 2004. – № 4-5. – С. 109-110.

### **ВЗАИМОСВЯЗЬ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ В ОЧИСТНОМ ЗАБОЕ ПРИ ПЕРЕХОДЕ НАРУШЕННОГО УЧАСТКА УГОЛЬНОГО ПЛАСТА НА БАЗЕ ОПЕРАТИВНОГО УПРОЧНЕНИЯ МАССИВА**

*ШАРИПОВ Р. Ф.*

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Совершенствование технологии разработки пластовых месторождений базируется на комплексной механизации и автоматизации производственных процессов, создании и применении новых типов очистных и проходческих механизированных комплексов, новых систем разработки.

При повышении рентабельности и экономической эффективности угольных шахт значительное внимание отводится концентрации горных работ, повышению нагрузки на очистные забои, уменьшению протяженности поддерживаемых горных выработок. Однако обеспечение высокой технологичности и безопасности всех процессов подземной разработки пластовых месторождений возможно лишь на базе изучения и управления состоянием массива горных пород в зонах влияния горных выработок и ведения горных работ.

Проблемы выбора и обоснования эффективных способов управления состоянием массива горных пород при подземной разработке пластовых месторождений относятся к одним из наиболее сложных и ответственных, поскольку должны обеспечить безопасную и эффективную выемку полезных ископаемых.

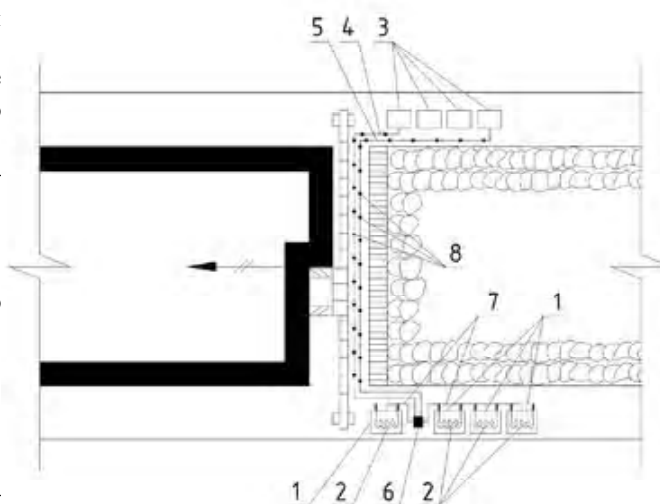
Расширение области применения механизированных комплексов на пологих и наклонных пластах приводит к необходимости внедрять их на нарушенных участках со значительными амплитудами смещения, переменными углами падения и непостоянной мощностью пластов. В эксплуатацию вовлекаются все более сложные по своему тектоническому строению выемочные участки, в результате чего объем шахтных полей, имеющих тектонические нарушения, ежегодно увеличивается [1].

Отсутствие обоснованного планирования горных работ на нарушенных пластах приводит к невыполнению проектных показателей работы очистных забоев и шахт в целом. В результате потерь угля в нарушенных зонах создаются условия для его самовозгорания, сокращается срок службы шахт и повышаются удельные затраты на добычу угля.

Особенностью работы механизированного очистного забоя на нарушенных участках является существенное возрастание времени, затрачиваемого на вспомогательные процессы, связанные с управлением состоянием пород кровли и не совмещенные с работой выемочной машины. При этом отмечается как снижение интенсивности добычи угля, так и возрастание общих потерь добычи при отработке нарушенных участков. Основная особенность функционирования создаваемой технологии отработки нарушенных участков с оперативным упрочнением массива заключается в максимальном совмещении во времени работ непосредственно по добыче и работ по упрочнению массива. Эта цель может быть достигнута при условии выполнения цикла работ по химическому упрочнению в ремонтную смену (см. рис.).

Рис. 1. Технологическая схема химического упрочнения массива:

1 – емкость с компонентами А и В; 2 – нагревательные элементы; 3 – сливные емкости для каждого компонента; 4, 5 – высоконапорные трубопроводы; 6 – нагнетательная установка двухкомпонентная; 7 – всасывающий трубопровод; 8 – тройники



Нагрузка на очистной забой нарушенного участка может быть определена по формуле [2]:

$$A = \frac{n[T - (T_{ПЗ} + T_{П} + T_{О})] \cdot \kappa_{н} \cdot L \cdot r \cdot m \cdot \gamma \cdot c}{L_{М} \cdot \left( \frac{1}{V_{Р}} + \frac{1}{V_{М}} + t_{В} \right) + t_{кон}}, \text{ т/сут,}$$

где  $n$  – количество смен по добыче угля в сутки;  $T$  – длительность смен, мин.;  $T_{ПЗ}$  – время на подготовительно-заключительные операции в смену, мин.;  $T_{П}$  – суммарное время учитываемых технологических перерывов в смену, мин.;  $T_{О}$  – время на отдых, мин.;  $\kappa_{н}$  – коэффициент надежности технологической схемы;  $L$  – длина очистного забоя, м;  $r$  – ширина захвата, м;  $m$  – мощность пласта, м;  $\gamma$  – средняя объемная масса угля, т/м<sup>3</sup>;  $c$  – коэффициент извлечения угля в лаве;  $L_{М}$  – длина машинной части лавы;  $V_{Р}$  – рабочая скорость подачи комбайна, м/мин.;  $V_{М}$  – скорость подачи комбайна при зачистке лавы, м/мин.;  $t_{В}$  – время на вспомогательные операции, мин.;  $t_{кон}$  – продолжительность концевых операций, мин.

Снижение общих потерь добычи угля при переходе очистным забоем нарушенного участка пласта достигается за счет рационального сочетания потерь производительности очистного забоя и времени работы лавы на нарушенном участке. Анализ отечественного [2-6] и зарубежного опыта работ по химическому упрочнению пород показал, что наиболее приемлемым составом являются двухкомпонентная система "Беведол-Беведан" на основе полиуретановых смол и органоминеральные смолы "Вилкит-Е", "Геофлекс" фирмы "КарбоТех Фосрок ГмБХ" (Германия).

Применение полиуретановых смол характеризуется меньшим расходом компонентов за счет вспенивания в 5-6 раз, однако увеличение смолы в объеме приводит к повышению трещиноватости упрочняемого угольного массива и, как следствие, внезапному обрушению призабойной части пласта. В отличие от полиуретановых смол, органоминеральные смолы "Вилкит-Е", "Геофлекс" после реакции компонентов не увеличиваются в объеме, равномерно пропитывают угольный массив и характеризуются более высокой прочностью в конечном состоянии [4-6].

Оперативное упрочнение позволяет улучшить состояние призабойной части пласта, ликвидировать вывалы верхней пачки угля и пород непосредственной кровли и прежде всего повысить безопасность работ.

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Киржнер Ф. М. Оптимизация технологии выемки нарушенных угольных пластов. – Новосибирск: Наука. Сибирское отделение, 1989.
2. Максименко Ю. М. Технология отработки нарушенных участков с оперативным упрочнением массива. – М.: МГУ, ГИАБ, №1, 1999.
3. Агудалин Б. П., Радашкевич В. В., Пирожков А. Г., А. В. Чубиков. Повышение безопасности очистных работ при переходе тектонических нарушений // Безопасность труда в промышленности, 2005. – № 1.
4. Рыженко М. И., Чубриков А. В., Кауц В. А. Результаты упрочнения нарушенного участка пласта 29 а шахты "Большевик" полимерными смолами // Уголь, 2003. – № 8.
5. Чубриков А. В., Марков А.С., Хрипков В. В. Технология упрочнения зон нарушения полимерной смолой для сохранения высоких нагрузок на очистной забой // Уголь, 2005. – № 5.
6. Шундулиди И. А., Чубриков А. В. Управление состоянием нарушенного угольного массива при помощи органоминеральной смолы *WILKIT-E* // Уголь, 2003. – № 5.

## КРИТИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ МЕТОДИКИ ОЦЕНКИ ТРАВМОБЕЗОПАСНОСТИ ПРИ АТТЕСТАЦИИ РАБОЧИХ МЕСТ ПО УСЛОВИЯМ ТРУДА

СУВОРОВ С. Б.

НИИ охраны труда в г. Екатеринбурге

Организационным механизмом оценки травмобезопасности рабочих мест является аттестация рабочих мест по условиям труда. Неотъемлемой составной частью аттестации рабочих мест по условиям труда является оценка травмобезопасности. Методика оценки травмобезопасности регламентируется Положением о порядке проведения аттестации рабочих мест по условиям труда. Практика доказала, что аттестация рабочих мест по условиям труда является эффективным инструментом решения важных задач охраны труда и социальной защиты работающих. Внедрение аттестации рабочих мест устранило имевший место пробел в системе охраны труда, связанный с отсутствием унифицированного, комплексного метода обследования, оценки и документального удостоверения состояния условий и охраны труда на рабочем месте.

Вместе с тем опыт показывает, что аттестация рабочих мест нуждается в усовершенствовании, особенно в части оценки травмобезопасности рабочих мест.

Анализ возможностей и эффективности использования результатов оценки травмобезопасности по существующей методике показывает, что методика оценки травмобезопасности не удовлетворяет в полной мере целям аттестации рабочих мест. Это объясняется следующими недостатками:

- оценивается степень соответствия фактического состояния требованиям безопасности, а не степень риска травмирования;

- недостаточное дифференцирование условий труда на рабочих местах по травмобезопасности.

Учет только опасных факторов, связанных с нарушением требований безопасности, не позволяет оценивать фактическую степень риска травмирования и может привести к абсурдным результатам (при соблюдении требований безопасности заведомо опасное рабочее место относится к классу травмобезопасных, вместе с тем, при самых незначительных нарушениях требований безопасности заведомо безопасное рабочее место может быть отнесено к классу травмоопасных). Информация, полученная в результате такой оценки травмобезопасности, недостаточна ни для ознакомления работников с условиями труда, ни для страхования работников от несчастных случаев.

Действующая классификация условий труда по травмобезопасности по существу устанавливает два варианта оценки: рабочее место может быть признано либо травмобезопасным (1 и 2 класс), либо травмоопасным (3 класс). Без разделения травмоопасного класса на степени невозможно решать вопросы по предоставлению компенсации (например: платы за риск) и введение ограничений на использование труда отдельных категорий работников (например: женщин и лиц моложе 18 лет). Кроме того, отсутствие экстремального класса опасности не позволяет ставить вопрос о приостановке работ или ликвидации рабочего места.

Результаты существующей методики оценки травмобезопасности можно использовать для устранения выявленных нарушений требований безопасности, а также для оценки деятельности по охране труда руководства, под непосредственным контролем которого находится рабочее место службы охраны труда и работодателя. В действующей методике оценки травмобезопасности при аттестации рабочих мест травмобезопасность – степень соответствия фактического состояния рабочего места требованиям безопасности.

В результате проведенного критического анализа можно сделать следующие заключения о действующей методике оценки травмобезопасности при аттестации рабочих мест по условиям труда:

- степень соответствия фактического состояния требованиям безопасности не отражает реальную опасность травмирования работающих;

- метод оценки не позволяет дифференцировать условия труда с точки зрения травмобезопасности;

- оценка носит условный характер, так как состояние рабочего места фиксируется одномоментно случайным образом;

- действующая методика нуждается в усовершенствовании, так как не соответствует основным целям аттестации рабочих мест.

## МЕТОДИКА ОЦЕНКИ МИНИМАЛЬНОГО КОЭФФИЦИЕНТА ФИЛЬТРАЦИИ РУД, ВКЛЮЧАЕМЫХ В КОНТУР ПОДСЧЕТНЫХ БЛОКОВ

*АВДОНИН Г. И., ГАРИДОВ Д. А., СОЛДАТОВ К. В.*

ФГУП “Всероссийский научно-исследовательский институт химической технологии”

На эффективность обработки гидrogenных месторождений урана способом подземного выщелачивания в значительной степени оказывает влияние фильтрационная неоднородность продуктивного горизонта. От таких факторов, определяющих фильтрационные свойства пород, как гранулометрический состав, общая и эффективная пористость, слоистость зависят основные технологические показатели руд, и в первую очередь, степень и динамика извлечения полезного компонента и расход реагента на 1 т горнорудной массы.

В 2005 г. на Хиагданском месторождении был проведен комплекс лабораторных работ по статическому и фильтрационному выщелачиванию рудных проб, отобранных из керна скважин, пробуренных в 2003-2004 гг.

Целью этих исследований являлось определение минимального коэффициента фильтрации, при котором происходит извлечение урана на уровне, сопоставимом с уровнем извлечения из руд с усредненными фильтрационными свойствами по месторождению.

Эта задача решалась путем определения объема продуктивных растворов, приходящегося на объем горнорудной массы, необходимого для 80 %-го извлечения урана из руд с  $K_{\phi} \sim 2,5$  м/сут., переводе этой величины во время ( $\tau$ ) и расчете извлечения урана за данное время из руд с меньшим  $K_{\phi}$ .

По данным предыдущих исследований, зависимость извлечения урана из руд от отношения Ж:Т описывается функцией вида :

$$\varepsilon = 1 - e^{-k(t-t_3)}, \quad (1)$$

где  $\varepsilon$  – извлечение в долях единицы;  $t$  – отношение Ж:Т;  $t_3$  – Ж:Т закисления;  $k$  – показатель скорости выщелачивания.

Определить Ж:Т 80 %-го извлечения можно из формулы (1):

$$t_{(80\%)} = t_3 + \frac{\ln 0,2}{k}. \quad (2)$$

С другой стороны, Ж:Т есть функция от скорости фильтрации:

$$t = \frac{V_{\phi} \cdot S \cdot n}{P} \tau, \quad (3)$$

где  $V_{\phi}$  – скорость фильтрации;  $n$  – пористость;  $P$  – вес горнорудной массы;  $\tau$  – время работы;  $S$  – сечение потока жидкости.

Из уравнения (3) следует, что в одновременно работающих литологических разновидностях руд с различными фильтрационными параметрами величина Ж:Т будет пропорциональна их коэффициентам фильтрации:

$$\frac{t_1}{V_{\phi_1}} = \frac{t_2}{V_{\phi_2}} = \dots = \frac{t_n}{V_{\phi_n}}. \quad (4)$$

Исходя из соотношения (4), можно определить коэффициент фильтрации литологической разновидности руд, для которой, на момент 80 %-го извлечения из хорошо фильтруемых разновидностей извлечение составит менее некоторой принятой величины:

$$K_{\phi \min} = \frac{\left( \frac{\ln(1 - \varepsilon_n)}{k_n} - t_{3n} \right) \cdot K_{\phi_1}}{\frac{\ln 0,2}{k_1} - t_{31}}, \quad (5)$$

где  $K_{\phi_1}$  – средний коэффициент фильтрации;  $K_{\phi}$  – минимальный коэффициент фильтрации;  $k_1$  – показатель скорости выщелачивания из хорошо фильтруемых руд;  $k_n$  – показатель скорости выщелачивания из руд с низким коэффициентом фильтрации;  $t_{3n}$  – Ж:Т закисления плохо фильтруемых руд;  $t_{31}$  – Ж:Т закисления хорошо фильтруемых руд;  $\varepsilon_n$  – минимально допустимая величина извлечения.

Для определения величины закисления руд и определения зависимости показателя скорости выщелачивания от скорости фильтрации были поставлены опыты на трех фильтрационных колонках с примерно одинаковым содержанием урана и различным содержанием глинисто-алевритистой фракции. Данные обработки колонок приведены в таблице.

Результаты выщелачивания

№ колонки	Извлечения $U$ , %	Ж:Т, м <sup>3</sup> /т	Ж:Т <sub>зак</sub> , м <sup>3</sup> /т	Показатель скорости выщелачивания
1	76	2,8	1,90	1,59
2	78	2,6	1,65	1,59
3	68	2,6	1,90	1,61

Как видно из таблицы, показатель скорости выщелачивания практически не зависит от скорости фильтрации, а основным изменяющимся параметром является величина Ж:Т закисления, которая зависит от кислотоемкости пород, определяемой количеством алевритисто-глинистой фракции.

По данным натурных опытных работ и результатам математического моделирования, 80 %-е извлечение достигается при Ж:Т = 4,5 и колеблется около этой величины в зависимости от продуктивности. Таким образом, средний показатель скорости выщелачивания составляет 0,357.

Принимая величину Ж:Т закисления равной частному от деления кислотоемкости пород на кислотность выщелачивающих растворов, по формуле (5) находим  $K_{\phi}$  руд, в которых извлечение составит менее 20 %:

$$K_{\phi \min} = \frac{\ln 0,8}{0,357 - 1,9} - 1,9 \cdot 2,5 = 1,022 \text{ м/сут.}$$

Это означает, что из руд с коэффициентами фильтрации ниже 1 м/сут. на момент времени, соответствующий 80 %-му извлечению из руд с  $K_{\phi} \sim 2,5$  м/сут, будет извлечено менее 20 % урана.

## КОМПЬЮТЕРНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРИМЕНИТЕЛЬНО К РЕШЕНИЮ ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ЗАДАЧ И ПЛАНИРОВАНИЮ ГОРНЫХ РАБОТ

ЗАХАРОВ И. В.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Использование ЭВМ в горнорудной промышленности для решения различных горных задач имеет давнюю историю. Так, еще в 1952 г. в штате Пенсильвания (США) для планирования горного производства в железорудной шахте и угольном разрезе были установлены компьютеры *IBM-1620*. Основными решаемыми задачами были построение и вычерчивание погоризонтных планов, а также построение моделей месторождения.

В настоящее время существует множество программных комплексов импортного и отечественного производства. Наиболее распространены такие проектные комплексы как: *Datamine*, *Surpac*, *Gemcom*, которые применяются на крупных горнодобывающих предприятиях. С помощью этих программ решаются следующие задачи:

- управление данными геологических исследований, их анализ;
- 3-х мерное моделирование;
- долгосрочное и краткосрочное планирование горных работ;
- экономическая оценка отработки участков месторождения.

Системы позволяют более мобильно управлять данными, хранить, отображать, анализировать как в статистическом, так и в геостатистическом режиме, использовать 3-х мерные данные любого типа совместно с любыми иными количественными или качественными данными.

Широкое распространение при проектировании небольших месторождений получил графический пакет *AutoCad*, позволяющий создавать 3-х мерную модель месторождения и проектировать горные работы.

Одной из важнейших задач при проектировании открытой разработки недр является определение конечных контуров карьеров. Решение этой задачи основывается на учете пространственного распределения полезных компонентов и принятых устойчивых или технологически допустимых углах откосов бортов карьера. Одним из методов, определяющих оптимальный контур карьера, является алгоритм Лерчса-Гроссмана, который был опубликован в 1965 г. Коммерческое воплощение он получил в пакете *Whittle Three-D (Whittle Programming Pty.)* и др. Благодаря интерфейсам с горными интегрированными пакетами *Whittle Three-D* стал одним из признанных лидеров при решении задачи определения оптимальных границ карьера. Были предложены и другие альтернативные способы оптимизации, например, метод “плавающего конуса”. Они не получили широкого применения из-за

большого времени поиска или некорректной работы в ряде случаев.

В процессе поиска границ оптимального карьера важно учитывать переменные углы наклона борта, на которые влияют два фактора: физическо-механические свойства горных пород и особенности их залегания, используемые технологии добычи и транспортирования.

Решение задач планирования в горно-геологических системах осуществляется по следующему принципу (на примере системы *Getcom*).

Имеется геологическая модель месторождения, включающая в себя блочную модель и геометрическую каркасную (триангуляционную) модель. Рассматривается несколько периодов работы предприятия. Заданы планируемые объемные и качественные показатели плана развития горных работ на каждый из периодов (например, на несколько годичных периодов), набор этих показателей зависит от специфики предприятия. Если не рассматривается новое предприятие, то имеется модель текущего положения горных работ, набор линий бровок уступов, съездов, других элементов горных работ. Требуется построить контуры ведения горных работ по каждому из рассматриваемых периодов, в общем случае по нескольким горизонтам, таким образом, чтобы обусловленные этими контурами объемы соответствовали планируемым показателям и не противоречили логике и правилам развития горных работ.

Пользователь сам формирует эти контуры, отталкиваясь от фактического положения горных работ, принимая во внимание элементы геологической модели. Программное обеспечение не дает ему никаких “советов”, но интерактивно показывает результат ведения горных работ в сформированных контурах. Пользователь корректирует контуры, добиваясь соответствия. Подсчет объемов, выполняемый при этом, учитывает элементы геологической модели, попадающие в сформированные контуры. Такая работа выполняется по каждому из рассматриваемых периодов. При переходе к следующему периоду система автоматически учитывает сформированные, планируемые контуры ведения горных работ предыдущего периода, и работу по этому новому периоду пользователь начинает, отталкиваясь от обновленного, планируемого положения горных работ на начало периода.

В результате такой процедуры для каждого из периодов в базу данных системы записывается набор полигонов (замкнутых контуров), которые представляют геометрию горных блоков, в пределах которых планируется вести горные работы. Помимо геометрии и принадлежности к определенному периоду каждый из блоков имеет набор атрибутов, среди которых следует отметить набор показателей, полностью характеризующих объем и качество горной массы, находящейся в пределах блока. Причем система автоматически подразделяет этот объем на несколько категорий, в зависимости от того, какие категории материала выделяются при задании плана (например, “руда – пустая порода” или “богатая руда – бедная руда – пустая порода”).

Применение систем позволяет решать практически все задачи инженерного обеспечения горного производства при добыче всех типов твердых полезных ископаемых как открытым, так и подземным способом; производить мониторинг текущего положения горных работ, ускорить сроки проектирования месторождений, качественно осуществлять краткосрочное и долгосрочное планирование.

## **ОСОБЕННОСТИ РАБОТЫ НА ГОРНОДОБЫВАЮЩЕМ ПРЕДПРИЯТИИ WILLIAMS MINE, КАНАДА**

*ДЕМЕНТЬЕВ А. А.*

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Предприятие Виллиамс Майн является частью корпорации Баррик Голд. Данное предприятие является “лицом” корпорации, обладая практически идеальными условиями для работы и высочайшими показателями соблюдения правил техники безопасности. Виллиамс Майн представляет собой горно-обоганительный комбинат с полным циклом: добыча руды с последующим ее дроблением и обогащением, в результате чего получают золото пробы 999,99. Обогащение осуществляется на обоганительной фабрике; пропускная способность фабрики – до 16000 тонн в сутки. Применяется чанное выщелачивание. На предприятии работают около 700 человек. Число рабочих дней на карьере – 353. Работа ведется по 10 часов в 2 смены. Карьер имеет глубину около 140 м и содержание золота в руде около 1-3 г/т.

Месторождение Хемло расположено на южной границе Хемло-Херон Бэй пояса, простирающегося с востока на запад выхода вулканических и метаморфизованных горных пород. Что касается Виллиамс Майн, горные породы разделены на группы *Playter Harbour* (вулканические породы) и *Heron Bay* (вулканические и метаморфизованные породы). Группа *Heron Bay* простирается к северу и структурно налегает на *Playter Harbour*; содержит все экономически выгодные к разработке запасы, разведанные на данный момент.

На данном предприятии применяется буровзрывное рыхление горных пород. Данный метод полностью соответствует условиям ведения горных работ. Метод механического рыхления не применяется из-за большой крепости пород.

Ориентировочный коэффициент крепости по шкале профессора М. М. Протодьяконова – 12-16. По трещиноватости породы относятся к IV категории, со средним расстоянием между естественными трещинами 1,0-1,5 м. К данным параметрам относятся как вскрышные породы, так и полезное ископаемое. Показатели вскрышных пород по буримости и взрываемости относятся к IV группе – весьма труднобуримые и весьма трудновзрываемые, что обеспечивает большой износ бурового инструмента и большой расход ВВ.

Плановые месячные объемы буровых работ по породе и полезному ископаемому – 9000 пог. м/мес.

На буровых работах применяются дизельные станки вращательно-ударного бурения фирмы *Ingersoll Rand*, модели *DM45* и *DML* в количестве трех станков.

Режим работы бурового цеха во времени: рабочая смена – 10 ч, в сутках две смены; число рабочих дней в году – 353.

Требования к качеству взрывного рыхления прежде всего определяются средним размером куска, который будет транспортирован к дробилке, и куска после дробления, который технологически может быть обогащен на фабрике. Средний диаметр куска, пригодного для обогатительной фабрики – 15-20 см, соответственно технология дробления на предприятии настроена на этот показатель.

На предприятии применяются волноводы (производства фирмы *NONEL*) с тротиловой шашкой; взрывчатое вещество – желеобразное (производства фирмы *FRAGMITE*). Применяемая сетка скважин – с расстоянием между скважинами 4 м.

Коммутация осуществляется посредством соединительных муфт. Между скважинами интервал замедления 42 мс, между первым и вторым рядами (относительно места иницирования) – замедление 100 мс и между последующими рядами – 200 мс. Удельный расход взрывчатого вещества составляет 235 кг на скважину глубиной 12 м.

Парк оборудования ЭАК включает в себя только оборудование компании *Caterpillar*: погрузчики *Caterpillar* модели 992 *C* и 992 *G* – 3 шт.; автосамосвалы *Caterpillar* модели 777 *B* и 777 *D* – 9 шт.

Длительность рабочей смены – 10 ч, что включает обед (30 мин.) и 2 перерыва (по 15 мин. каждый). Другие перерывы квалифицируются как простои оборудования. Число рабочих дней в году – 353.

Применяется селективная выемка руды по данным анализов проб бурового шлама. Образцы анализируются в лаборатории в течение смены и посылаются геологам для составления контактов руды и пустой породы в будущем развале.

Продолжительность загрузки одного самосвала – 2 мин. (для полной загрузки требуется 4 ковша погрузчика). Степень использования погрузчиков, по моему мнению, 85 %; коэффициент использования сменного времени – 0,75-0,85. Причины потерь сменного времени связаны с немногочисленными потерями или со временем перегона оборудования. Плановая производительность погрузчика – 187500 т/мес. Фактическая производительность варьируется примерно от 120000 до 200000 т/мес. Хронометражные замеры времени транспортирования руды и пустой породы разные, в зависимости от того, с какого горизонта осуществляется транспортирование. Дорога, идущая с верхнего горизонта (уступ 346 – восточная граница) до горизонта 289, имеет уклон примерно 10-15 ° и соответственно для груженого самосвала требуется примерно 11 мин. на транспортирование пустой породы в отвал и примерно 3 мин. – на обратный путь порожняком. Время цикла для самосвала с погрузкой на горизонте 241 до отвала и обратно – 16 мин. С другой стороны, на транспортирование пустой породы в отвал и обратно с горизонта 326 требуется 6 мин. Примерное расстояние транспортирования с горизонта 234 до отвала – 975 м, скорость транспортирования – 5 км/ч; расстояние с того же горизонта до дробилки – 760 м, скорости одинаковы. Без преодоления уклонов скорость груженого самосвала может достигать 10-15 км/ч. При конкретном расстоянии транспортирования, с горизонта 234 до отвала, горизонт 426 и при погрузке конкретным погрузчиком один самосвал может выполнять 34 рейса за смену. Сменная производительность самосвалов – 3125 тонн в смену. Самосвалы практически полностью используют свою грузоподъемность (погрузчики и автосамосвалы соответствуют друг другу по технологическим характеристикам).

Параметры элементов системы разработки: высота уступов различна, т. к. в процессе разработки применялись различные решения, присутствуют уступы высотой 6, 7, 8, 10 м. Углы откосов рабочих и нерабочих уступов – 70-75° (очень крепкие породы). Длина рабочего фронта при экскавации развала горной породы полностью равна длине взрывного блока (по длине от 50 до 150 м). Время прохождения зависит от количества взорванных тонн горной породы (один погрузчик в среднем грузит 25 т/ковш).

Руда транспортируется в дробилку, затем по конвейеру – к перегрузочному пункту, откуда транспортируется на обогатительную фабрику самосвалами контрактной компании.

Высокие показатели производительности достигаются при помощи хорошо обученного персонала благодаря быстрому взаимодействию различных отделов и применению нового в нашей стране оборудования – системы *GPS*.



## ОПЫТ ПРИМЕНЕНИЯ СИСТЕМЫ GPS НА ПРЕДПРИЯТИИ WILLIAMS MINE, КАНАДА

МАТВЕЕВ Д. С.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Системы *GPS* (*Global Positioning Systems* – системы глобального позиционирования) служат для определения точных координат и вектора скорости объекта. На сегодняшний день в мире существует две *GPS*-системы. Российская Глонасс – Глобальная Навигационная Система и американская *NAVSTAR* – *Navigation System with Timing and Ranging*. Планируется создание европейской системы *Galileo*. В полном объеме работает пока только система *NAVSTAR-GPS*. В этой системе используется всемирная система координат – *WGS84* и геодезическая высота. Геодезические *GPS*-системы работают в 2 основных режимах съемки: статическом и кинематическом. Наиболее точным является режим статической съемки, в основном его используют для создания съемочного обоснования. Режим кинематики менее точен, но в времени, необходимого для фиксации одной точки, затрачивается меньше, этим режимом пользуются, когда необходимо промерить большое количество компактно расположенных пикетов.

Рассмотрим применение системы *GPS* на примере предприятия Виллиамс Майн, на котором система *GPS* представлена в виде 1) централизованного пункта приема спутникового сигнала, 2) переносных рюкзаков с ресиверами, 3) контроллеров.

Пункт приема спутникового сигнала представляет собой технологическое помещение, расположенное непосредственно на борту карьера. Из пункта приема сигнал передается на переносные ресиверы. Данная схема обработки сигнала обеспечивает минимальную погрешность (примерно 10 см) в отличие от непосредственного приема сигнала на ресивер со спутников. Контроллер используется для обеспечения интерфейса ресивера и для непосредственной связи с компьютером (загрузка данных с компьютера на контроллер и передача координат на ПК). Используется оборудование компании *TRIMBLE* (модель 4700).

Данная система *GPS* применяется в следующих областях производства: 1) в построении сетки скважин, 2) при анализе бурового шлама, 3) при выемочно-погрузочных работах, 4) при построении контуров карьера.

Маркшейдерский отдел предприятия отвечает за построение взрывных блоков (моделирование сетки скважин на уступе на компьютере). В отделе смоделирован карьер, и взрывные блоки строятся сначала на компьютере; затем на контроллер загружаются ключевые точки для построения сетки скважин непосредственно на уступе. Далее маркшейдер наносит точки на уступе с помощью специальных маркеров.

В процессе бурения образцы бурового шлама из каждой скважины в блоке помещаются в пластиковые пакеты для последующего их анализа на наличие золота. После того как бурение скважин окончено, маркшейдер с помощью *GPS* снимает точные координаты каждой скважины, при этом нумеруя каждый образец шлама. Ресивер определяет не только точные координаты скважины на уступе, но и глубину скважины. Далее на ПК обрабатываются результаты съемки, и строится реальный взрывной блок: вычисляется расход ВВ, величина забойки. По данным лабораторного анализа геологическим отделом моделируется объем полезного ископаемого в будущем развале. После проведения взрывных работ геологи по загруженным координатам выделяют районы полезного ископаемого в развале с помощью специальной ленты.

При выемочно-погрузочных работах *GPS* применяется для контроля уровня горизонта. С помощью *GPS* возможно снятие высотной отметки на любом горизонте (система предварительно настроена на определенную высоту относительно вымышленного нуля). Машинисты погрузчиков связываются с маркшейдерами, если у них возникают сомнения относительно соблюдения уровня горизонта при погрузке горной породы.

К достоинствам применяемой системы *GPS* можно отнести:

- высокую производительность системы при съемке местности;
- удобство обработки данных на ПК;
- высокую точность измерений;
- возможность моделирования местности.

Единственным недостатком системы является высокая стоимость оборудования.

Применение системы *GPS* на Виллиамс Майн способствует повышению производительности, более быстрому реагированию при часто меняющихся условиях производства и сотрудничеству отделов предприятия. Система работает еще эффективней в связке с программным обеспечением производства других компаний (*AutoCAD*, *Vulcan*, *ShotPlus*, *MS Excel*), для которых создан определенный алгоритм работы. Благодаря компьютерной обработке данных производительность становится еще выше. Система *GPS* представляет собой современное оборудование для решения различных задач, которые ставятся перед сотрудниками современного горного предприятия.

## ИЗЫСКАНИЕ ЭФФЕКТИВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ ОТРАБОТКИ НИЖНЕЙ ЗАЛЕЖИ СИБАЙСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

ЧИННОВ О. В.  
Филиал “ВГСЧ Урала”

ГРЕБЕНКИН С. М.  
ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Участок Нижняя залежь является составной частью Сибайского месторождения и расположен в 900 м на север от разрабатываемого месторождения Новый Сибай, залегая ниже отработанного месторождения Старый Сибай на 300 м. Рудные тела Нижней залежи приурочены к верхнему контакту второй толщи Карамалыташской свиты, представленной базальтами и их туфами, иногда с прослоями туфов смешанного состава.

По минералогическому составу руды Нижней залежи характеризуются повышенным содержанием железосодержащих минералов – магнетита и гематита. По особенностям минералогического состава и морфологического строения руды участка Нижняя залежь можно отнести к малосклонным к самовозгоранию, содержание в них серы составляет в среднем 21,87 %.

Основными полезными компонентами, определяющими промышленную ценность руд, являются: медь (среднее содержание 2,77 %), цинк (3,15 %), железо (36,78 %), сера (36,27 %), золото (0,58 г/т), серебро (4,96 г/т) и др.

Для опытно-промышленной отработки были выбраны участки Нижней залежи в этаже 309-389 м, запасы рудных тел №№ 3 и 3а. Очистные работы велись системой разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском горной массы (рудное тело № 3) и системой разработки подэтажного обрушения с отбойкой руды на компенсационные камеры (рудное тело № 3а).

Основным способом управления горным давлением было принято полное обрушение налегающих пород. Обрушение налегающих пород допускалось как самообрушением, так и принудительно с помощью взрывных работ. Общий фронт очистных работ двигался от обрушенного (отработанного) пространства на неотработанный массив.

Проходка подготовительно-нарезных выработок осуществляется по проектам, паспортам крепления и БВР, утвержденным главным инженером подземного рудника.

В зависимости от мощности рудного тела в камерах и междукамерных целиках согласно проекту проходили по одному или по две буровых выработки, причем буровые выработки в целиках проходили до отбойки камер. Сечение буровых выработок принимали из условий применяемого оборудования и их назначения.

При мощности рудного тела до 15 м (на флангах залежи) отбойка руды в камере производится веерами восходящих скважин, обуреваемых из буродоставочной выработки. При мощности рудного тела более 15 м отбойка руды в камере производится комбинированным способом: нисходящими веерами скважин, обуреваемых из подэтажных выработок, и восходящими веерами скважин из буродоставочных выработок. Расположение скважин в каждом веере устанавливается проектом с учетом диаметра скважин, высоты и ширины камеры. При этом обеспечивается выдержанность контура камеры. При комбинированном (восходящем и нисходящем) расположении вееров скважин бурение их ведется до половины высоты камеры. Конструкция заряда, порядок зарядки скважин, тип и количество применяемого ВВ, схема электровзрывной цепи, охрана опасной зоны и т. д. определялась Проектом на производство массового взрыва.

Проветривание опытного участка осуществлялось следующим образом: свежий воздух подавался в очистное пространство по стволу ш. Северная-Вентиляционная и наклонному съезду гор. 389 м, а отработанная струя сбрасывалась по штольне гор. 309 м в карьер (см. рис.).

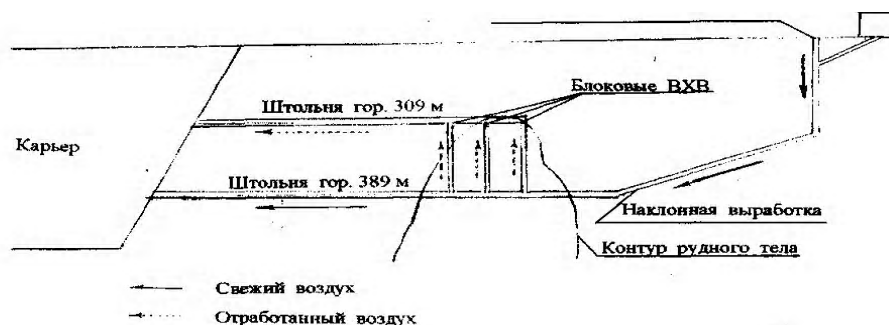


Рис. Схема вентиляции участка отработки рудного тела № 3а

Краткие технико-экономические показатели работы опытного участка приведены в таблице.

Таблица

**Краткие технико-экономические показатели работы опытного участка**

Показатели	Система разработки подэтажного обрушения		Средние показатели по опытному участку
	С торцевым выпуском	С отбойкой руды на компенсационные камеры	
Годовой объем добычи, тыс. т	48,8	58,2	107,0
Мощность рудного тела, м	37,0	33,9	36,0
Содержание, Си, %	2,5	3,1	3,0
Объем ГПР, м <sup>3</sup> / 1000 т	52,3	20,6	36,5
Потери, %	11,0	8,1	9,0
Разубоживание, %	14,5	15,0	14,7
Производительность труда забойного рабочего, м <sup>3</sup> /чел. см.	10,3	12,5	11,5

При отработке опытного участка Нижней залежи были исследованы следующие вопросы: поиск рациональной технологии подземной доработки месторождения с обрушением руды и вмещающих пород; технология бурения и отбойки руды; порядок взрывания вееров скважин; ориентировка скважин относительно контура промышленного оруденения; параметры БВР; способ погашения выработанного пространства; конструкция днища; выпуск, доставка и транспорт руды и др. Кроме того, путем ввода в эксплуатацию опытного участка удалось поддержать уровень добычи руды на комбинате до завершения строительства подземного рудника.

## **РОЛЬ ПЫЛЕГАЗОАНАЛИТИЧЕСКОЙ СЛУЖБЫ ВГСЧ УРАЛА В ОБЕСПЕЧЕНИИ НОРМАЛЬНЫХ УСЛОВИЙ ТРУДА НА ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ**

*КАГРАМАНЯН С. А., ЧИННОВ О. В.*  
 Филиал "ВГСЧ Урала"

*КОЧНЕВА Л. В.*  
 ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

Контроль пылегазового режима шахт и рудников является одним из основополагающих факторов безопасной отработки рудных месторождений.

Плановый отбор проб воздуха позволяет своевременно оценивать состояние воздушного пространства как отработанных участков, так и участков рабочей зоны предприятия.

Во время аварийных ситуаций (пожары, взрывы сульфидной пыли, выделение вредных газов) ведется постоянный, систематический контроль аварийных участков, позволяющий оценить динамику происходящих там процессов, дающий полную картину газо-температурного режима, а также возможность наиболее эффективно вести аварийно-спасательные работы.

Для этих целей при организации государственной горноспасательной службы в подразделениях военизированных горноспасательных частей были созданы пылегазоаналитические лаборатории.

За время своего существования газоаналитическая служба из малооснащенной как приборами, так и специалистами, выросла в мощнейшее подразделение, без которого в настоящее время немыслима безаварийная работа рудников, шахт, карьеров и других горно-металлургических предприятий.

Сейчас в подразделениях ВГСЧ Урала действуют 15 аттестованных пылегазоаналитических лабораторий (ПГАЛ), которые осуществляют измерения согласно перечню, приведенному в приложении к свидетельству об аттестации каждой из лабораторий.

Первые анализы проб воздуха выполнялись такими лабораторными методами, на которые уходило много времени, а, следовательно, результаты измерений передавались на объект с опозданием. Поэтому возникла необходимость в разработке таких способов анализа, которые давали бы не только быстрый ответ на вопрос о качественном составе воздуха, но и, что не менее важно – о количестве вредных компонентов в нем.

В течение всех лет существования ВГСЧ Урала специалисты ПГАЛ разрабатывали и осваивали новые методики определения концентраций вредных газовых и пылевых компонентов, трудились над созданием новых приборов.

Так в 50-60-е годы XX века были созданы экспресс приборы для определения оксида углерода, оксидов азота.

В середине 60-х годов прошлого века было начато производство индикаторных трубок для экспресс-определения концентрации газов: оксида углерода ( $CO$ ), оксидов азота ( $NO+NO_2$ ), диоксида серы ( $SO_2$ ), кислорода ( $O_2$ ), дигидросульфида ( $H_2S$ ).

В 80-е годы были проведены исследования, осуществлены реакции и разработаны методы лабораторного и экспресс определений концентраций альдегидов: акролеина и формальдегида в газовых смесях. Разработчики данных тем получили патенты на изобретение.

Сотрудниками ПГАЛ были разработаны и внедрены 28 методик выполнения измерений концентраций вредных газов и компонентов пыли (а также компонентов пыли взрывчатых веществ) в воздухе рабочей зоны и в отработавших газах двигателей внутреннего сгорания, которые периодически проходят пересмотр и процедуру аттестации в ФГУП “Уральский научно-исследовательский институт метрологии” и успешно применяются в работе не только наших лабораторий, но и лабораторий других промышленных предприятий.

В последнее время руководством ВГСЧ Урала огромное внимание уделяется вопросам оснащения ПГАЛ новыми средствами измерений, позволяющими проводить измерения быстро, на местах (в выработках, на технологических операциях и т. д.), а также осуществлять измерения нескольких компонентов на одном приборе. Так, лаборатории ВГСЧ Урала укомплектованы газовыми хроматографами, шахтными анализаторами (ШИ, ИГА), газоанализаторами и сигнализаторами (АНКАТ, КОМЕТА, ИГС), современными  $pH$ -метрами, фотоколориметрами, приборами для определения параметров воздушной среды (метеометры, анемометры, барометры, психрометры и др.).

В 2000 г. силами ВГСЧ Урала был разработан прибор для отбора проб воздуха ПА, который прошел необходимые процедуры в органах Госстандарта РФ, был утвержден как тип средства измерений и зарегистрирован в Госреестре средств измерений РФ. Такими приборами (ПА-40, ПА-300), позволяющими проводить отбор проб по нескольким каналам с необходимой скоростью и имеющими цифровую индикацию параметров отбора, заменяются тяжелые, неудобные для перемещения по выработкам пылепробоотборники.

Кроме всего прочего, на базе ВГСЧ разрабатываются многие нормативные документы для ПГАЛ, которые потом являются руководством в работе (инструкции, положения, методики, руководства и др.).

Внедрение современных средств измерений, приборов для проведения количественного химического анализа, а как следствие и более прогрессивного метрологического обеспечения, потребовало и повышения уровня образования и квалификации работников химлабораторий. Если в 1940 г. сотрудников ПГАЛ со средним образованием были считанные единицы, а в 1995 году из 24 сотрудников ПГАЛ было 7 чел. с высшим образованием и 14 чел. со среднетехническим, то уже в настоящее время из 30 сотрудников 12 чел. имеют высшее образование и остальные 18 чел. – среднее техническое образование. Хотелось бы отметить, что на должностях заведующих ПГАЛ трудятся только опытные специалисты, имеющие высшее образование.

Работники ПГАЛ проходят периодическое обучение на курсах повышения квалификации при учебном центре в г. Дегтярске с последующей аттестацией работников, а также посещают различные семинары. Кроме того, один раз в 3 года проводится комплексная проверка оперативно-техническим отделом штаба ВГСЧ Урала готовности наших ПГАЛ к выполнению возложенных на них функций, а на базе одного из ВГСЧ ФГУП СПО “Металлургбезопасность” один раз в 2-3 года проводятся совещания работников ПГАЛ, где обсуждаются наиболее важные вопросы, происходит обмен опытом.

Ежегодно пылегазоаналитическими лабораториями ВГСЧ Урала на обслуживаемых объектах отбираются и обрабатываются более 60 тыс. проб воздуха рабочей зоны на содержание газов и пыли, отработавших газов двигателей внутреннего сгорания, производится более 700 анализов различных компонентов для собственных нужд.

Поэтому будет, наверное, правильно сказать, что спокойными, безаварийными и бесперебойными условиями деятельности объекты горнодобывающей и перерабатывающей промышленности в немалой степени обязаны правильной организации ведения работ силами ПГАЛ, ответственности работников лабораторий за порученное дело и высокому профессионализму сотрудников этой службы.

## СИСТЕМЫ ОПОВЕЩЕНИЯ И АВАРИЙНОГО ВЫЗОВА ГОРНОСПАСАТЕЛЕЙ ПРИ ЧРЕЗВЫЧАЙНЫХ СИТУАЦИЯХ НА ШАХТЕ

ИБРАГИМОВ Т. А., ЧЕЧЕТИН А. С.  
Филиал “ВГСЧ Урала”

БОЛКИСЕВА Е. В.  
ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Своевременное оповещение личного состава военизированных горноспасательных частей об авариях на обслуживаемых объектах в значительной степени обеспечивает возможность на ранней стадии начать и развернуть работы по спасению горнорабочих и ликвидации последствий аварий.

Разработанный ранее в ЦНИЛ ВГСЧ комплекс оповещения и аварийного вызова “СБОР-1У” в достаточной мере решал эту задачу, передавая аварийный сигнал на специальные приемники, установленные на квартирах горноспасателей. Однако в настоящее время эта аппаратура устарела как морально, так и физически, поскольку была изготовлена более 20 лет назад, и назрела острая необходимость ее замены.

В н. в. на рынке нет специализированной аппаратуры мгновенного оповещения, полностью удовлетворяющей требованиям горноспасателей: надежность, автономность, независимость, простота, низкая стоимость. Для выбора подходящего варианта оповещения необходимо рассмотреть различные способы решения этой задачи, отметив их достоинства и недостатки.

**Стандартная система персонального радиовызова (ведомственный пейджинг).** Минимальный требуемый набор аппаратуры для этой системы: радиопередатчик на базе радиостанции *Motorola GM340 (GM140)*, мощность 45 Вт; антенна *F2 VHF*; кодер “*Zetron M16*” (кодер *POCSAG*); базовый компьютер с программным обеспечением; блок питания; кабель *RG-8U*; 30 пейджеров.

Цена комплекта оборудования составит примерно 4000 долларов США.

Так как используемая частота находится в диапазоне 135-175 МГц, необходимо будет обратиться с заявкой на выделение частоты в ФГУП “Главный радиочастотный центр”, г. Москва. За выделение и использование номинала частоты необходима отдельная оплата, что увеличивает стоимость реализации такой системы до 5000 долларов США, плюс дополнительно ежегодная оплата за использование номинала частоты.

Получение разрешения на использование номинала частоты может занять от 6 до 9 месяцев. Приобретение оборудования и его монтаж может быть осуществлен только после получения разрешения на использование выделенного номинала частоты, следовательно, общее время реализации проекта может увеличиться до одного года.

Дальность действия этой системы радиовызова – до 10-20 км и будет сильно зависеть от мощности радиопередатчика и высоты передающей антенны.

Стандартная система обладает всеми возможностями пейджинговых систем – передача текстовых сообщений и адресный вызов абонентов.

Основные недостатки такой системы – высокая стоимость приобретения и эксплуатации, а также сложность оборудования.

**Собственная радиосеть на основе импортной аппаратуры.** При создании собственной радиосети, состоящей из базовой радиостанции и носимых портативных радиостанций, возникает возможность двустороннего обмена информацией в этой сети между ее абонентами.

Состав системы: радиопередатчик стационарный; блок питания; антенна; кабель; 10 портативных одноканальных радиостанций.

Цена стационарного радиопередатчика примерно 600 долларов США, а цена портативной радиостанции – около 500 долларов США.

При выборе частоты 46,125 МГц необходимо получить разрешение на ее использование, указав географические координаты установки всех радиостанций.

При использовании импортной аппаратуры (например, фирмы “*MOTOROLA*”) стоимость такой радиосети может быть примерно от 6000 до 6500 долларов США, а срок реализации – от 1 до 2 мес. Дополнительные расходы составит плата за обслуживание частоты на каждую радиостанцию, кроме этого необходимо постоянно подзаряжать аккумуляторы.

Дальность действия такой радиосети будет зависеть от мощности радиостанций и высоты центральной антенны и может достигать 7-15 км.

Срок реализации – от 1 до 2 мес., зависит от времени получения разрешений на частоту и приобретение радиостанций.

Недостатки этого варианта – высокая цена аппаратуры и высокая стоимость эксплуатации такой радиосети.

**Собственная радиосеть на основе отечественной аппаратуры.** Этот вариант аналогичен по составу, техническим характеристикам и возможностям системы на основе импортной аппаратуры. Однако стоимость гораздо ниже и составляет примерно 2500-3000 долларов США. Окончательная цена будет зависеть от конкретного производителя аппаратуры.

**Собственная радиосеть со специально разработанным приемником (типа пейджера).** Вариант интересен с точки зрения создания аппаратуры, наиболее отвечающей требованиям современности, однако он требует отдельного финансирования конструкторских работ по созданию автономного портативного радиоприемника-пейджера на частоту 46,125 МГц.

Главное требование к такому приемнику: портативность и время работы от комплекта батареек не менее одного месяца. Цена приемника не должна превышать 60-70 долларов США, то есть не более 2000 рублей. Дополнительно необходимо разработать кодер для управления радиопередатчиком.

При положительном решении этих задач возможно создание независимой системы персонального радиовызова, цена которой будет складываться из стоимости радиопередающей станции (примерно 400-800 долларов США) и стоимости комплекта персональных приемников в зависимости от их числа. При 30 абонентах цена может быть примерно 3000 долларов США.

Дальность действия этой системы также зависит от мощности радиопередатчика и высоты передающей антенны, как правило – 10-20 км.

Особенности системы: общий вызов всех абонентов и передача кодированного сообщения в виде цифр от 0 до 9.

Подобная система наиболее проста в использовании и дешевле в эксплуатации, так как платить придется только за одну радиостанцию.

## **РАЦИОНАЛЬНОЕ ЗНАЧЕНИЕ ГЕОИНФОРМАЦИОННОЙ ПЛОТНОСТИ ИСХОДНЫХ ДАННЫХ ДЛЯ ВЕДЕНИЯ ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ РАСЧЕТОВ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ ОБЪЕКТОВ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ**

*МУСИХИНА О. В., ЦАРЕГОРОДЦЕВ Л. Л.*

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Впервые понятие “геоинформационная плотность” было введено Хохряковым В. С. для оценки качества математической модели горного предприятия и определялось как “информационная плотность, т. е. количество точек и показателей в точке, характеризующей форму, структуру и качественное содержание объекта” [1].

Качество и достоверность ведения горно-геометрических расчетов (ГГР) напрямую зависит от геоинформационной плотности, т. е. от объема информации по горному предприятию на единицу площади месторождения, земельного отвода, поперечного геологического сечения или погоризонтного плана, либо на единицу объема карьера или горного отвода и т. п. [1].

Как отмечает А. С. Танайно в [2], в связи с бесконечностью информации о месторождении, меняющейся на разных стадиях его изучения, следует определить тот необходимый и достаточный уровень ее укрупнения для целей ведения горно-геометрических расчетов. Другими словами, необходимо определить пороговое значение геоинформационной плотности исходных данных о месторождении, которое одновременно являлось бы необходимым и достаточным для проведения горно-геометрических расчетов и обеспечило бы эти расчеты требуемой точностью.

Согласно Ригину Е. В. [3], геоинформационная плотность криволинейного контура ( $P_k$ ), который автор называет структурной единицей моделей месторождения, определяется как отношение числа точек, описывающих контур ( $N_k$ ) к длине криволинейного контура ( $L_k$ ).

Рациональным значением геоинформационной плотности является значение, при котором результаты горно-геометрических расчетов имеют погрешность в диапазоне допустимых отклонений, но при этом объем исходных данных не превышает оптимального значения. Значение допустимых отклонений результатов ГГР для каждого месторождения определяется в зависимости от сложности геологического строения месторождения и временного периода оценки разработки (месяц, год, пять лет и более).

Результаты оценки рациональных значений геоинформационной плотности исходных данных в зависимости от заданного значения возможной погрешности ведения горно-геометрических расчетов приведены в табл.

Определение рационального значения геоинформационной плотности проводилось для четырех групп месторождений полезных ископаемых, соответствующих простому (1-я группа), сложному (2-я группа), очень сложному (3-я группа) и весьма сложному (4-я группа) геологическому строению [4]. При этом были приняты три порога допустимых значений отклонений результатов ГГР:  $\leq 1,0$ ;  $1,0 \dots 3,0$  и  $\geq 3$  %, соответствующих годовому, месячному и долгосрочному периоду оценки разработки месторождения.

При отнесении месторождений к той или иной группе были использованы количественные показатели оценки изменчивости основных свойств оруденения, характерные для каждого конкретного вида полезного ископаемого.

Таблица

**Результаты оценки рациональных значений геоинформационной плотности исходных данных в зависимости от заданного значения возможной погрешности ведения горно-геометрических расчетов**

Группа сложности геологического строения МПИ	Порог допустимой погрешности ведения ГГР, %	Геоинформационная плотность криволинейного контура – $P_k$ , ед./м	Необходимое количество точек, $N_k$ , ед.
1	$\leq 1$	0,082	50-60
	1-3	0,054	30-50
	$\geq 3$	0,025	15-30
2	$\leq 1$	0,107	120-140
	1-3	0,079	80-120
	$\geq 3$	0,052	40-80
3	$\leq 1$	0,391	150-170
	1-3	0,294	100-150
	?3	0,196	60-100
4	$\leq 1$	1,463	250-300
	1-3	1,084	180-250
	$\geq 3$	0,650	120-180

Для определения рациональных значений геоинформационной плотности по различным месторождениям полезных ископаемых были выбраны геологические разрезы и погоризонтные планы, характерные для большинства месторождений в каждой группе сложности геологического строения.

Как видно из табл., количество точек, необходимое для описания криволинейного контура, возрастает при усложнении геологического строения месторождения, а также при повышении требований к значению допустимой погрешности ведения ГГР.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Хохряков В. С. Проектирование карьеров: Учеб. для вузов, 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1992. – 383 с.: ил.
2. Танайно А. С. Автоматизация проектирования карьеров. Горно-геометрические расчеты. – Новосибирск: Наука, 1986. – 190 с.
3. Ригин Е. В. Визуализация геоинформационных математических моделей объектов открытых горных работ / Автореф. дисс. на соискание ученой степени канд. техн. наук. – Екатеринбург, 1996. – С. 21.
4. Трубецкой К. Н., Краснянский К. Л., Хронин В. В. Проектирование карьеров. Учеб. для вузов в 2 т., 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Изд-во Академии горных наук, 2001. – Т. 1. – 519 с.: ил.

#### ПРОВЕТРИВАНИЕ КАРЬЕРОВ

*НОСЫРЕВ Г. М.*

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Проветривание карьеров (П. к.) – процесс удаления из карьера естественными или искусственно создаваемыми воздушными потоками газообразных и пылевых вредностей, образующихся при ведении горных работ. П. к. как область инженерной деятельности сформировалась в 60-х гг. XX в. Различают естественное и искусственное П. к. Естественное П. к. осуществляется энергией ветра и термическими силами. Соответственно существуют ветровые и термические схемы П. к., а также их комбинации. Ветровые схемы (прямоточные и рециркуляционные) реализуются при скорости ветра на поверхности  $V_{\text{в}}=1-2$  м/с и более. Прямоточная схема имеет место при углах откоса подветренного борта карьера не более  $15^\circ$ . Ветровой поток отклоняется в карьере и движется по подветренному борту, дну и наветренному борту. Скорость воздуха, минимальная на бортах и дне карьера, увеличивается с высотой, достигая значения скорости ветра  $V_{\text{в}}$  на некоторой высоте над карьером. Направление движения воздуха в карьере

совпадает с направлением ветра на поверхности. Вынос вредностей из карьера осуществляется от подветренного борта к наветренному. Схема характерна для неглубоких карьеров. Рециркуляционная схема реализуется при углах откоса подветренного борта более  $15^\circ$ .

Ветровой поток отрывается от борта, образуя свободную струю, в пределах которой воздух движется от подветренного к наветренному борту. У последнего одна часть воздушных масс поворачивает в обратном направлении, образуя зону рециркуляции, вторая вдоль наветренного борта выходит на поверхность. Скорость ветра в карьере с высотой вначале уменьшается, достигая нуля на линии раздела воздушных потоков, затем возрастает. Наличие рециркуляции воздуха способствует накоплению вредностей в карьере; их вынос осуществляется лишь через верхнюю часть свободной струи. Схема характерна для глубоких карьеров. При переменном угле наклона бортов карьера возможна прямоточно-рециркуляционная ветровая схема.

Термические схемы П. к. реализуются при скорости ветра на поверхности менее 1-2 м/с. Конвективная схема имеет место при прогретых бортах карьера. Скорость восходящих конвективных потоков вдоль бортов увеличивается с высотой и у верхней бровки карьера может составлять 1,0-1,5 м/с. Вынос вредностей осуществляется вдоль бортов. Инверсионная схема П. к. возникает при охлаждении бортов карьера. Прилегающие к бортам более холодные массы воздуха опускаются вниз, заполняя придонную часть и вытесняя теплый воздух вверх.

Искусственное П. к. (вентиляция карьера) применяется для создания таких атмосферных условий в карьере, которые необходимы для нормального ведения работ, когда естественное П. к. этого не обеспечивает. Способы искусственного П. к.: интенсификация естественного проветривания; местная вентиляция карьера; общеобменная вентиляция карьера.

Интенсификация естественного П. к., которая возможна при достаточно высоких скоростях ветра на поверхности, осуществляется расположением длинной оси карьера по направлению господствующего ветра, т. е. с учетом розы ветров; уменьшением углов откоса бортов карьера и отношения его глубины к ширине; устройством на поверхности сооружений, турбулизирующих ветровой поток и увеличивающих скорость ветра на подходе к карьере; некоторыми другими способами.

Местная вентиляция применяется при загрязнении небольших объемов внутрикарьерного пространства (экскаваторные забои, перегрузочные пункты, места взрывных работ и др.). Для ее обеспечения используют вентиляторы с трубопроводами, специальные карьерные вентиляторные установки.

## РАСЧЕТ РАСХОДА ВОДЫ ЧЕРЕЗ ОТВЕРСТИЯ ПЛЕНОЧНОГО ЭКРАНА В ОСНОВАНИИ ШТАБЕЛЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

*БАГАЗЕЕВ В. К., ГРИНЧЕНКО С. В.*

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Для исключения потерь продуктивного раствора и обеспечения экологической безопасности при кучном выщелачивании золота в основании штабеля устраивается противофильтрационный экран.

Материалом для сооружения экрана служат глинистые грунты, асфальт, бетон, синтетические материалы (геомембраны), в том числе полиэтиленовая пленка. Теоретически противофильтрационные экраны с полиэтиленовой пленкой не водопроницаемые. Однако при производстве работ возможны механические повреждения пленки и утечка растворов. Величина утечки раствора зависит от формы и размеров повреждений.

Задача нашего исследования – расчет расхода воды через механические повреждения пленочного экрана на основе закономерностей истечения жидкости из сосуда через донное отверстие в тонкой стенке, без замены пленки на фиктивный слой грунта с фиктивным коэффициентом фильтрации и шириной потока.

Расход воды, протекающей через отверстие открытого резервуара, рассчитывается по формуле

$$Q_0 = \mu \omega \sqrt{2gh_0}, \quad (1)$$

где  $\mu$  – коэффициент расхода;  $\omega$  – площадь поперечного сечения отверстия;  $g = 9,81 \text{ м/с}^2$  – ускорение силы тяжести;  $h_0$  – напор воды над центром отверстия.

Количество воды  $q$ , притекающей к водосборной дрене на единицу длины с двух сторон, решается по уравнению

$$q = \frac{k(y_2^2 - y_1^2)}{S}, \quad (2)$$

где  $k$  – коэффициент фильтрации грунта;  $y_1, y_2$  – ординаты кривой депрессии на участке фильтрации длиной  $S$ .

Применительно к условиям и параметрам расчета расхода воды через повреждения в полиэтиленовой пленке основания штабеля значения параметров расчетной схемы приводятся на рис. 1.



Расход воды через отверстие в полиэтиленовой пленке основания штабеля определяется:  
 – для круглого отверстия

– для щели

$$Q_0 = \mu_0 \frac{\pi d_{\text{зер}}^2}{4} \cdot \sqrt{g d_{\text{зер}}}; \quad (3)$$

$$Q_{\text{щ}} = \mu_0 d_{\text{зер}} l \sqrt{g d_{\text{зер}}}.$$

Коэффициент расхода потока  $\mu_0$  определяется по справочным материалам или рассчитывается по формуле Альтшуля, обычно для сосудов с тонкой стенкой  $\mu_0 = 0,6-0,7$ , в других случаях определяется экспериментально.

С целью оценки соотношения расчетных значений расхода воды, по формулам (3) была смонтирована лабораторная установка (рис. 2) на основе трубки Каменского Г. Н. для определения коэффициента фильтрации грунтов. В ходе эксперимента фиксировались следующие параметры: характеристика защитного слоя грунта (толщина слоя – 15 см; плотность загрузки – 1,66 г/см<sup>3</sup>; крупность частиц  $d_{\text{зеп}} = 2,5$  мм; пористость – 0,377; коэффициент фильтрации  $K_f = 0,16$  см/с); толщина полиэтиленовой пленки – 0,2 мм; расход воды через отверстие; время фильтрации.

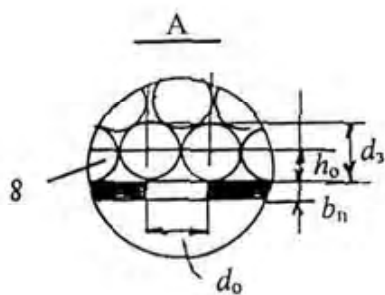


Рис. 1. Схема для расчета расхода воды через отверстие в полиэтиленовой пленке экрана: 1 – штабель руды; 2 – дренажный слой; 3 – защитный слой грунта над пленкой; 4 – полиэтиленовая пленка; 5 – фундамент основания; 6 – отверстие (щель) в пленке; 7 – линия депрессионной воронки; 8 – первый слой зерен грунта; УВ – Уровень водонасыщенного слоя над пленкой;  $h_0$  – напор воды над отверстием

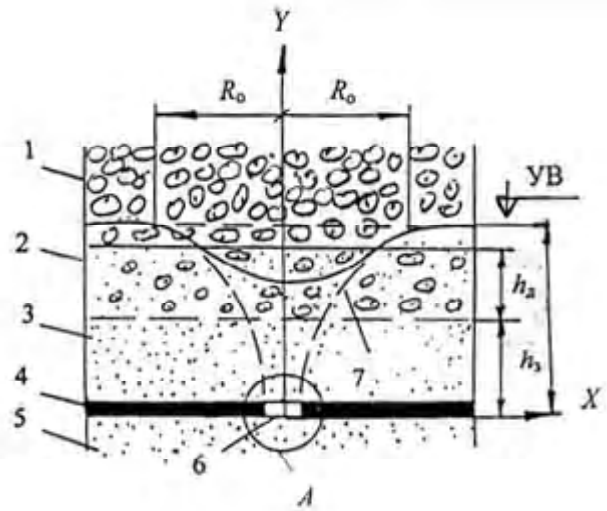
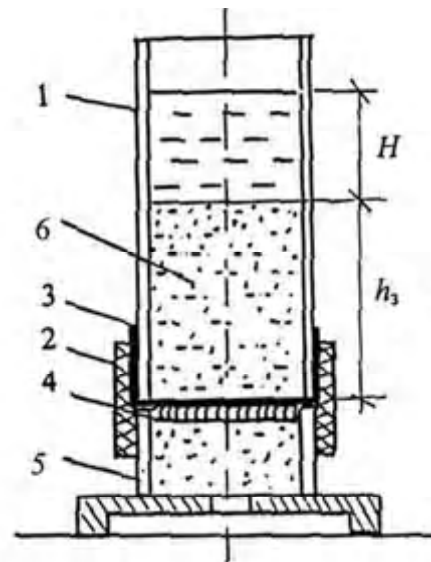


Рис. 2. Установка для определения расхода воды через отверстия в полиэтиленовой пленке: 1 – прозрачная трубка из оргстекла ( $d_b = 5,6$  см); 2 – резиновый переходник; 3 – полиэтиленовая пленка; 4 – жесткий штамп; 5 – подставка; 6 – грунт

По результатам измерений сделаны следующие выводы:

– расчетные значения расхода воды через отверстия в пленке по формулам (3) соответствуют измеренным на лабораторной установке значениям;

– коэффициент расхода через отверстие в полиэтиленовой пленке  $\mu = 1,0$ .



## МОДЕЛИРОВАНИЕ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В ЛАБОРАТОРНЫХ УСЛОВИЯХ

БАГАЗЕЕВ В. К., КУЗНЕЦОВ И. А., ТОШЕВ М. М.  
ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

В исследовании рассматриваются процессы физико-химической геотехнологии, основанной на переводе полезного ископаемого в рабочий раствор на месте залегания (скважинное подземное выщелачивание – СПВ) или на месте специального складирования (кучное выщелачивание – КВ).

Большинство процессов, протекающих в реальных производственных условиях, настолько сложны, что до настоящего времени нет достаточно полного его математического описания [1].

Физическое моделирование позволяет воспроизвести в лабораторных условиях большинство геотехнологических процессов, однако для СПВ и КВ возможно лишь приближенное физическое моделирование [2]. Нами смонтирована лабораторная установка (см. рис.) для исследования выщелачивания рыхлых руд.

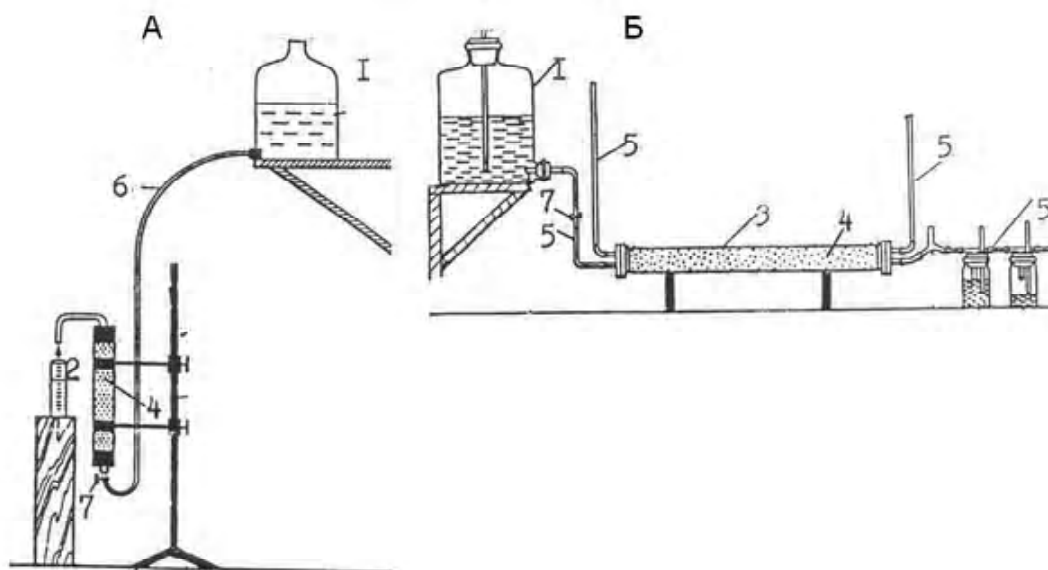


Рис. 1. Схема лабораторной установки для исследования выщелачивания руд:

А – в вертикальном потоке; Б – в горизонтальном потоке; 1 – сосуд с раствором; 2 – стеклянный цилиндр  $\varnothing 56$  мм,  $l = 58$  см; 3 – стеклянный цилиндр  $\varnothing 56$  мм,  $l = 178$  см; 4 – руда; 5, 6, 7 – стеклянные трубки, резиновые соединения, зажимы

На установке определяются: водопроницаемость (коэффициент фильтрации); скорость выщелачивания; объем растворителя.

В комплексе с лабораторными методами определения физико-химических характеристик (плотности, гранулометрического состава, концентрации раствора) и возможностью изменения длины пути и времени фильтрации исследуются геотехнологические свойства руды, определяются коэффициент скорости растворения (выщелачивания), зависимость коэффициента скорости выщелачивания от коэффициента фильтрации, величина соотношения Ж:Т; максимальная концентрация растворяемого минерала в продуктивном растворе, реагентоемкость руды.

Проделаны опыты по выщелачиванию из искусственно засоленного песка. Песок по крупности и гранулометрическому составу соответствовал одному из месторождений Узбекистана: тонкозернистые пески (0,05-0,1 мм) – 3 %; мелкозернистые (0,1-0,25 мм) – 72 %; среднезернистые (0,25-0,5 мм) – 25 %; примесь глинистых частиц незначительная и неравномерная. По минералогическому составу пески кварцевые. Для растворения и выщелачивания использовалась пищевая соль ( $NaCl$ ), концентрация соли в растворе измерялась по плотности раствора (ареометром), контрольные измерения – по электропроводности и выпариванием.

По результатам измерений установлены:

– коэффициент фильтрации – 1-2 см/ч;

– предельное насыщение раствора – 5 г/л;

– зависимость плотности раствора  $\rho$  (г/см<sup>3</sup>) от концентрации соли  $C_m$  (г/л):  $\rho = \frac{C_m - 3,356}{1,329} + 1000$ ;

– коэффициент скорости растворения  $K_p = 1,2$  см/ч.

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Аренс В. Ж. Скважинная добыча полезных ископаемых (геотехнология). – М: Недра, 1980. – 279 с.
2. Добыча урана методом подземного выщелачивания / Мамиллов В. А., Петров Р. П., Шушания Г. Р. и др. – М.: Атомиздат, 1980. – 248 с.

## ИССЛЕДОВАНИЕ СЕЙСМИЧЕСКОГО ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВОВ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

КОКУНИНА Л. В.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”, Центр добычи и обработки природного камня

В последние годы для подготовки к выемке выветрелых скальных горных пород на месторождениях природного камня стали применяться буровзрывные работы с применением специальных предохранительных мероприятий. Большинство этих месторождений расположено на значительном удалении от зданий и сооружений, поэтому вопросы сейсмобезопасности для них не актуальны. Однако имеются объекты, расположенные вблизи от зданий и коммуникаций, повреждение которых не допускается.

Такие проблемы возникли при строительстве опытного карьера на Восточном месторождении декоративных облицовочных известняков. В 231,5 м от карьера проходят подземные коммуникации филиала УГМК – Сафьяновская медь (рис. 1). Выветрелые горные породы на нем подготавливаются к выемке с использованием метода предохранительного взрывания.

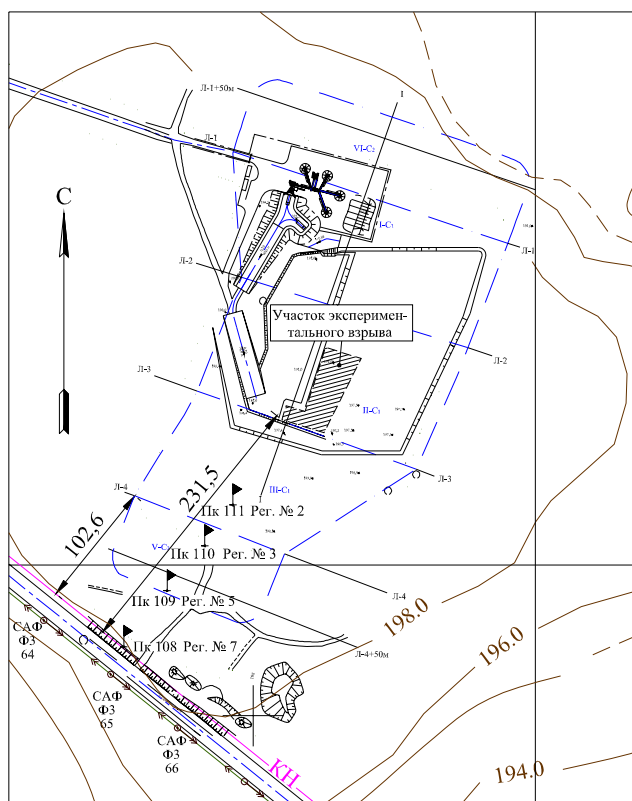


Рис. 1. Ситуационная схема при проведении опытного взрыва на карьере “Восточный”

В июле 2005 г. Центром добычи и обработки природного камня совместно с ГОУ НПП “Уралсейсмоцентр” были произведены исследования сейсмического действия при производстве взрыва на подготовке к выемке выветрелых вскрышных пород на Восточном месторождении облицовочных известняков.

Сейсмические регистраторы № 7 (пикет 108), № 5 (пикет 109), № 3 (пикет 110), № 2 (пикет 111) были установлены на пути от технологической автодороги Сафьяновского карьера медных руд к взрывному блоку. Самый удаленный от места взрыва пикет 108 расположен у обочины насыпной технологической автодороги, вдоль которой проложены подземные коммуникации. Целью исследований было определение энергетического параметра и градиента смещения грунтов в районе коммуникаций при производстве взрывных работ на Восточном карьере. На пикете 108 непосредственно на трассе подземных коммуникаций был установлен сейсмический регистратор № 7. На пикетах 109, 110 и 111 были установлены соответственно регистраторы № 5, № 3 и № 2. Расстояние между пикетами 108 и 113 по спутниковой

топографической привязке составило 233 м.

Опытный взрыв состоял из 240 скважин диаметром 110 мм. Объем взрывчатого вещества – патронированного аммонита № 6 жв, взорванного за взрыв, составил 5040 кг. Иницирование зарядов осуществлялось с помощью системы неэлектрического взрывания типа эдилин. Применение этой системы иницирования позволяло производить практически позарядное взрывание. Взрыв был произведен 19.07.2005 г. и был зарегистрирован всеми сейсмическими регистраторами, на которых получены сейсмограммы, показанные на рис. 2. Сейсмограммы расположены на рисунке в порядке удаления от пункта взрыва сверху вниз. Вертикальный и горизонтальный масштаб визуализации везде одинаков.

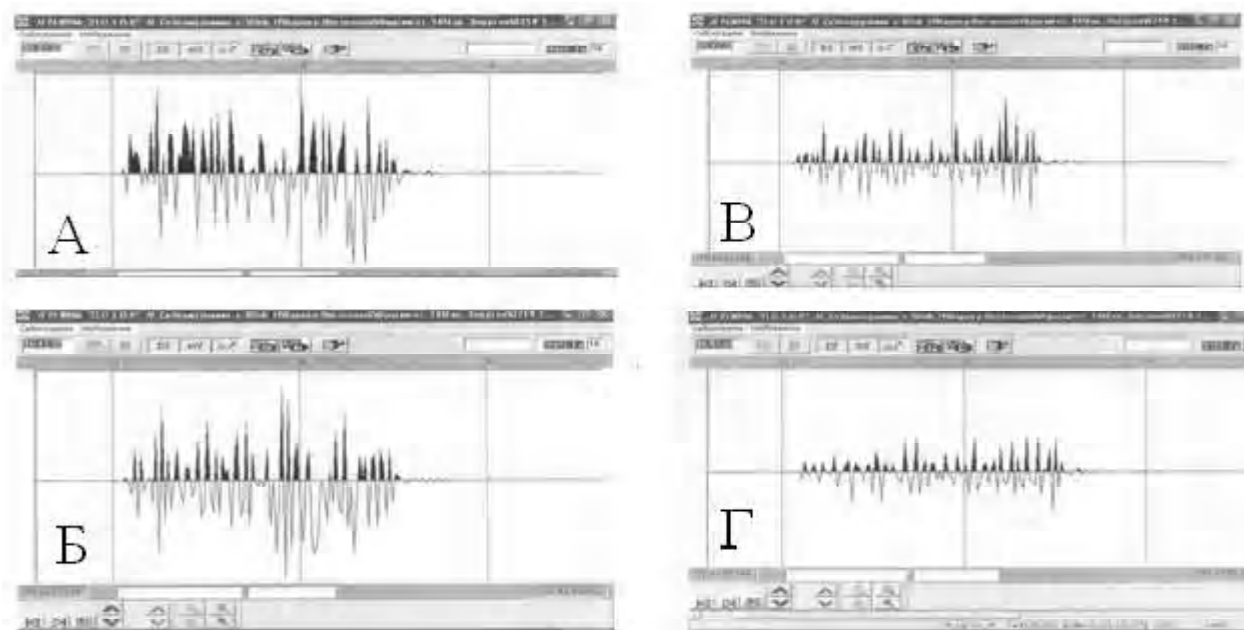


Рис. 2. Сейсмограммы взрыва: А – рег. № 2 (ПК 111), Б – рег. № 3 (ПК 110), В – рег. № 5 (ПК 109), Г – рег. № 7 (ПК 108)

По внешнему виду сейсмограмм можно сделать несколько предварительных выводов, носящих качественный характер: во-первых, мощность зарегистрированного сигнала равномерно убывает по мере удаления от места взрыва, во-вторых, на сейсмограммах практически невозможно выделить волны какого-либо типа кроме ярко выраженных первых вступлений головной волны. Это обусловлено следующими причинами: детонация заряда, распределенного по 240 скважинам, осуществлялась последовательно, с замедлением, в результате чего взрыв был растянут во времени на несколько секунд. Таким образом, в данном случае взрыв нельзя рассматривать как единичное импульсное воздействие на окружающую среду. Фактически была сформирована некая последовательность импульсов с распределением во времени. Именно с таких позиций можно рассматривать структуру изображенного на сейсмограммах сигнала. В связи с близостью к очагу взрыва в зарегистрированном пакете смешаны все типы волн, в том числе продольные, поперечные, поверхностные. Вычленить какой-либо тип не представляется возможным. Могут возникнуть сомнения по поводу наличия волн *S*-типа в данном пакете. Однако практика и опыт работ в области сейсмических исследований показывают, что вертикальные сейсмические датчики с успехом фиксируют поперечные волны, хотя и с меньшим усилением.

Количественная оценка градиента затухания энергии взрыва от пикета 111 к пикету 108 показана на рис. 3. На интервале измерения, составляющем 233 м, происходит затухание суммарной энергии сейсмических колебаний почти в 3 раза.

Компьютерная обработка данных показала, что затухание энергии взрыва по профилю 1 происходит по закону:  $E = 59,519 \cdot 10^{-6} e^{-0,0071 \cdot l}$ , Дж, где  $E$  – энергия волн напряжений, Дж;  $l$  – расстояние от места взрыва, м.

Обработка экспериментальных данных показала, что уменьшение амплитуд смещений по мере удаления от взрыва происходит по следующим выражениям:

- для пиковых смещений ( $R^2 = 0,9691$ )  $\Delta S_{\max} = 513,87 e^{-0,00747 \cdot l}$ , мкм,
- для средних смещений ( $R^2 = 0,9892$ )  $\Delta S = 213,5 e^{-0,00562 \cdot l}$ , мкм,

где  $\Delta S_{\max}$ ,  $\Delta S$  – смещение горных пород, мкм;  $l$  – расстояние от места взрыва, м.

Анализируя зависимости для затухания энергии (рис. 3) и градиентов смещения (рис. 4), можно отметить следующее:

1. Даже на первой точке измерений (пикет 111) в 80 м от ближайшей скважины значение энергии составляет  $32 \cdot 10^{-6}$  Дж (рис. 3), максимальная величина смещения (рис. 4) – 290 мкм, а сейсмическое действие взрыва не представляет опасности для охраняемых объектов. Поэтому даже при подходе ближайшей границы карьера на расстоянии 102,6 м от коммуникаций и производстве буровзрывных работ аналогичным способом сохранность их обеспечивается без ограничений.

2. Величина энергии взрыва по мере удаления от него до 230 м уменьшается с  $32 \cdot 10^{-6}$  Дж до  $12 \cdot 10^{-6}$  Дж, т. е. в 2,67 раза, а градиент средних смещений уменьшается со 130 до 55 мкм, т. е. в 2,36 раза.

3. Проведенные исследования подтверждают выдвинутые ранее теоретические предположения о том, что производство массовых взрывов с применением специальных предохранительных мероприятий позволяет

значительно снизить разрушающее действие взрыва по всем факторам, включая сейсмическое действие. Значительные разрушения при производстве взрывов с предохранительными мероприятиями практически невозможны.

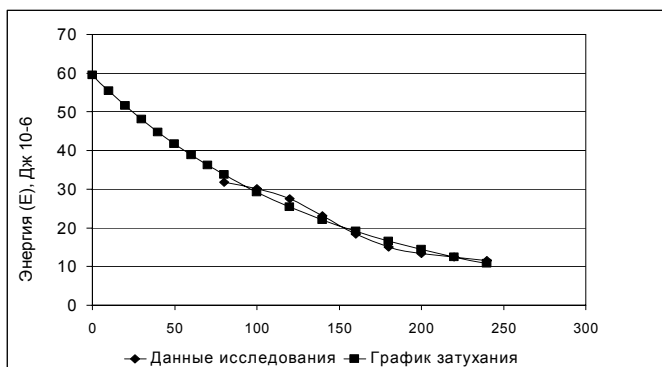


Рис. 3. Градиент затухания энергии взрыва

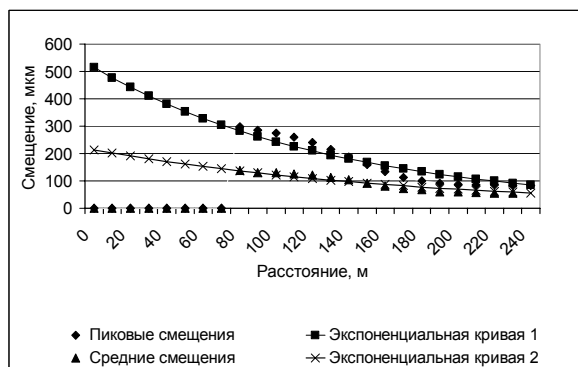


Рис. 4. Градиент смещения грунтов

Таким образом, подтверждается, что предохранительное взрывание можно производить вблизи объектов и сооружений, для которых очень важно значительное снижение сейсмического действия взрывов.

## ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ДОБЫЧИ УРАНА МЕТОДОМ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ПРИ БУРЕНИИ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СКВАЖИН

КУРАШОВ И. А.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Технологический процесс подземного выщелачивания, как известно, ведется в несколько стадий: 1 – закисление (ведется более слабыми растворами до появления промышленной концентрации урана); 2 – отработка руд рабочими растворами; 3 – вытеснение из пласта продуктивных растворов водой.

В практике подземного выщелачивания используется кислотный способ, используются растворы серной кислоты 5-50 г/л,  $pH$  – 0,8-1,2. Основным недостатком данного способа подземного выщелачивания является неэкономичность использования серной кислоты при повышенной (более 2-3 %) карбонатности руд и влияние растворов кислот на проницаемость продуктивного пласта, которая может быть связана с временной коагуляцией (выпадением из растворов соединений железа и алюминия). Например, при  $pH$ , равном 1,5-4,1 и 3,3-5,2 соответственно, гидроокислы железа и алюминия выпадают в осадок. При значении  $pH \leq 2$  гидроокислы растворяются, и проницаемость восстанавливается. Кроме того, к недостаткам способа можно отнести следующие явления коагуляции: постоянную, вызванную выпадением гипса в поровом пространстве, газовую, которая происходит из-за выделения углекислоты, и механическую, связанную с зашламованием призабойной зоны.

При подземном выщелачивании урана применяется схема подачи растворителя в залежь – движение растворов представляет собой напорную фильтрацию между взаимодействующими выработками. Гидродинамическое поле в этом случае определяется расположением скважин и фильтрационными свойствами рудовмещающего водоносного горизонта, а также изменениями, которые происходят при взаимодействии руды с рабочим раствором.

Для повышения выхода полезного компонента необходимо решить проблемы коагуляции и растворения в кислотном растворе урановой руды.

Проблему коагуляции можно решить путем полной замены рабочего раствора непосредственно перед вскрытием рудоносного пласта на свежий глинистый раствор либо использовать какой-либо другой специальный раствор с повышенным растворяющим свойством карбонатных пород. Проницаемость продуктивных пластов после закисления можно восстановить путем понижения  $pH$  для растворения гидроокислов. Для решения этой проблемы автором предлагается использовать электроактивированную воду в рабочем растворе. При этом производстве электроактивированной воды необходимо получить воду с пониженным значением  $pH$  (на 2-3 единицы), которая и послужит для растворения гидроокислов в продуктивном горизонте.

Экологическая целесообразность использования электро-ктивированной воды имеет и другие перспективы. Щелочная вода, полученная при электроактивации, имеет множество неизученных свойств, она более химически активна, буровые растворы на этой воде имеют высокие структурные, химические и реологические показатели.

При использовании катионоактивной воды можно уменьшить содержание кислоты при приготовлении рабочего раствора для выщелачивания, но растворяющие свойства раствора не ухудшатся, и, как уже говорилось, раствор будет меньше засорять продуктивный горизонт. Водоносный горизонт будет менее закислен, соответственно экологии будет нанесен меньший вред.

При производстве электроактивированной воды получается щелочная биоактивная вода, которая может использоваться для рекультивации земель полигона и прилегающих территорий, так как она положительно влияет на биологическую массу. На этой же воде предлагается приготавливать буровые глинистые растворы с меньшим содержанием бентонитовых глин, поскольку такой раствор не уступает по своим свойствам растворам, замешанным на обычной воде с применением большей массы глин. А уменьшение глины в растворе ведет к меньшей кольматации продуктивного горизонта при бурении и улучшению раствора с экологической точки зрения.

Как известно, эффективность выщелачивания урана составляет примерно 85 % выхода полезного ископаемого от объема залежи. Это связано с несовершенством существующих технологий. Однако низкое проникающее свойство технологического раствора в рудовмещающем пласте и недостаточное растворение руды автором предлагается решить путем замены в рабочем растворе воды на электроактивированную воду. В результате увеличивается проницаемость растворами продуктивного горизонта и, что самое главное, увеличивается растворяющее свойство рабочего раствора, используемого при выщелачивании. При растворении и извлечении 90 % выхода руды дает большой экономический эффект при пересчете на время эксплуатации скважины и разработки блока. Несмотря на затраты, связанные с производством электроактивированной воды (около 10 кВт на 1 м<sup>3</sup>), при приросте добычи на 5-7 % ожидаемая прибыль безусловно покроет затраты на предлагаемую автором технологию выщелачивания урана.

## **СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ДОБЫЧИ УРАНА МЕТОДОМ ПОДЗЕМНОГО СКВАЖИННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ В ТОО “ГОРНОРУДНАЯ КОМПАНИЯ”**

*НИЕТБАЕВ М. А., АЛИМОВ М. Т.*  
ТОО “Горнорудная компания”

В настоящее время урановая промышленность как одна из конкурентоспособных отраслей становится важнейшим стратегическим направлением развития Казахстана.

Мировое потребление урана для нужд энергетики, по прогнозу Уранового института, неуклонно растет и составит в 2020 г. порядка 74 тыс. т/год.

Удовлетворение растущих потребностей в уране невозможно без развития надежной минерально-сырьевой базы.

По достоверно разведанным запасам урана Казахстан занимает одно из ведущих мест в мире. Общность геологических позиций, генетических признаков и территориальная обособленность ряда урановых месторождений позволяет рассматривать их в составе шести урановорудных провинций: Северо-Казахстанская (Кокшетауская); Бетпакдалинская (Прибалхашская); Мангьшлакская (Прикаспийская); Илийская; Шу-Сарысуйская; Сырдарьинская.

Наиболее перспективными являются Шу-Сарысуйская и Сырдарьинская, где в настоящее время ведется добыча урана.

Урановые месторождения Шу-Сарысуйской и Сырдарьинской урановорудных провинций представлены преимущественно пластово-инфильтрационным типом, который по существу определяет их металлогению.

Общие ресурсы, заключенные в месторождениях пластово-инфильтрационного типа, весьма значительны и составляют примерно 75 % всех ресурсов урана Республики.

Таким образом, перспективы Казахстана как одного из основных депозитариев урана в первую очередь связаны с отработкой пластово-инфильтрационных месторождений методом подземного скважинного выщелачивания (ПСВ).

По сравнению с 2000 г. объем добычи урана в Казахстане возрос более чем в 2 раза и согласно прогнозу на 2006 г. составит более 4 тыс. тонн.

В дальнейшем планируется значительное увеличение доли совместных предприятий, таких как “КАТКО”, “Инкай”, “Бетпак-Дала” и др. в производстве урана на территории Республики Казахстан.

В целях повышения эффективности оперативного управления и контроля за производственными процессами добычи и переработки урана создано ТОО “Горнорудная компания” (ТОО “ГРК”), со 100 % долей участия АО НАК “Казатомпром”. Основные виды деятельности ТОО “ГРК” – добыча, переработка урана и выпуск химических концентратов природного урана.

В состав ТОО “ГРК” входят следующие подразделения: “Степное рудоуправление”; “Таукентский горно-химический комбинат”; “Рудоуправление № 6”; “Централизованная автоперевалочная база”; “Геотехносервис”.

Исходя из анализа производственных возможностей добычи и переработки урана и поставленных НАК “Казатомпром” задач, ТОО “ГРК” определяет для себя следующие приоритетные направления развития:

1. Увеличение объемов производства за счет освоения новых месторождений и развития действующих рудников.

2. Интенсификация производства за счет внедрения новой техники и передовых технологий, проведения научно-исследовательских и опытных работ и внедрения их в производство, совершенствования организации работ в филиалах.

Планируемые объемы добычи урана ТОО “ГРК” и динамика их роста с 2004 по 2015 гг. приведены на рис.

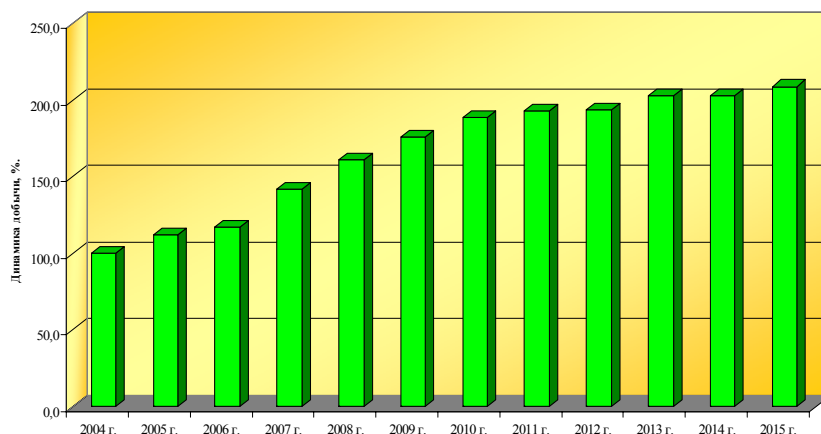


Рис. Динамика изменения добычи урана ТОО “ГРК” в 2004-2015 гг.

Таким образом, к 2015 году ожидается достижение следующих результатов:

1. Увеличение объема добычи природного урана до 5,3 тыс. тонн в г.

2. Предполагается разработка и освоение трех новых месторождений урана, расположенных в Южно-Казахстанской и Кызыл-Ординской областях (строительство нового перерабатывающего комплекса “Ирколь” с проектной мощностью 750 тонн урана в год; сооружение опытно-технологического полигона “Кайнар” с проектной мощностью 300 тонн урана в год; сооружение опытно-технологического полигона на участке № 1 месторождения Буденновское с проектной мощностью 1000 тонн урана в год). Планируемая разработка новых месторождений и введение их в эксплуатацию приведет к созданию дополнительных рабочих мест и позволит достичь численности персонала в 5 тыс. чел.

Выполнение данных показателей позволят ТОО “Торнорудная компания” выйти по добыче урана на ведущие позиции мирового уранового рынка.

## ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ МОДЕЛИРОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ШАХТ С ПОДЗЕМНЫМ ОБОГАЩЕНИЕМ УГЛЯ

*ПОТАПОВ В. В., ФЕДОРОВ А. Ю., ПОТАПОВ В. Я.*  
ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Внедрение в технологическую схему ведения подземных горных работ обогатительных процессов позволяет достичь завершенности всего цикла горного производства на подземном уровне, исключив полностью или частично переработку горной массы на поверхности.

В отличие от традиционных технологий подземной угледобычи, не предусматривающих каких-либо существенных мероприятий по повышению качества добываемого угля, предлагаемые технологические схемы обеспечивают кардинальное улучшение потребительских свойств выдаваемого на поверхность продукта. Это не позволяет использовать такой получивший широкое распространение в экономико-математическом моделировании горного производства критерий, как минимум приведенных затрат в качестве экономической эффективности оцениваемых схем.

Поэтому для оптимизации параметров подземного обогащения выбираем критерий, учитывающий повышение качества выдаваемой продукции, т. е. включающий в себя и отпускную цену на производимую по такой технологии готовую продукцию. Таким критерием является прибыль.

Отсюда целевая функция экономико-математического моделирования принимает вид:

$$\Pi_{\Pi} = \left( \Pi - \sum_{i=1}^m C_i \right) \cdot A \rightarrow \max,$$

где  $\Pi_{\Pi}$  – годовая прибыль, руб./год;  $\Pi$  – отпускная цена готовой продукции, руб./т;  $C_i$  – себестоимость осуществления  $i$ -го процесса подземных горных работ, руб./т;  $A$  – годовой объем реализации готовой продукции, т/год;  $m$  – число учитываемых в модели процессов подземных горных работ.

В зависимости от уровня решения задачи и направлений использования угля входящие в эти формулы показатели извлекаемой ценности добываемого угля и затрат на его добычу будут иметь разный вид и значение. Например, для углей, используемых в коксовом производстве и черной металлургии, извлекаемая ценность и затраты определяются по следующим формулам.

1). Если расчет эффективности осуществляется только с учетом стадии добычи, когда товарной продукцией является добытый уголь, извлекаемая ценность и эксплуатационные затраты будут равны

$$\Pi_{\text{д}} = \Pi_{\text{у}},$$

$$C_{\text{д}} = \frac{1-P}{1-\Pi} (A_1 + A_2 + A_3) + A_4,$$

где  $\Pi_{\text{у}}$  – отпускная цена добытого угля, руб./т;  $A_1$   $A_2$   $A_3$  – затраты на оплату пользования недрами, на амортизацию, на горно-подготовительные работы, руб./т балансовых запасов;  $A$  – затраты на последующие процессы добычи угля вплоть до его реализации, руб./т добытого угля;  $\Pi$  и  $P$  – потери и разубоживание угля, доли ед.

2). Если расчет ведется с позиции интересов комплекса “шахта – обогатительная фабрика”, то извлекаемая ценность добытого угля и затраты на его добычу и переработку можно определить по формулам (руб./т):

$$\Pi_{\text{д}} = \gamma_o \cdot \Pi_{\text{уо}},$$

$$C_{\text{д}} = \frac{1-P}{1-\Pi} (A_1 + A_2 + A_3) + A_4 + A_5,$$

где  $\Pi_{\text{уо}}$  – цена товарного угля (концентрата), руб./т;  $A$  – затраты на транспорт до обогатительной фабрики и обогащение угля, руб./т добычи;  $\gamma_o$  – выход концентрата при обогащении добытого коксового угля (горной массы), т/т, доли ед.

3). Если расчет ведется с позиции интересов комплекса “добыча – обогащение – производство кокса”, то извлекаемая ценность добываемого и перерабатываемого угля и затраты на его добычу и переработку определяются по формулам (руб./т):

$$\Pi_{\text{д}} = \gamma_o \cdot \gamma_k \cdot \Pi_{\text{к}},$$

$$C_{\text{д}} = \frac{1-P}{1-\Pi} (A_1 + A_2 + A_3) + A_4 + A_5 + \gamma_o \cdot A'_6,$$

где  $\Pi_{\text{к}}$  – цена кокса, руб./т;  $A'_6$  – эксплуатационные затраты на транспорт до коксового завода и производство кокса из 1 т концентрата (после обогащения угля), руб./т.

Производственная мощность шахты по конечному продукту определится по формулам (т/год):

а) по концентрату (после обогащения горной массы)

$$A_o = \gamma_o A,$$

б) по коксу

$$A_{\text{ок}} = \gamma_o \cdot \gamma_k \cdot A,$$

где  $\gamma_k$  – выход кокса при переработке коксового концентрата.

Производственная мощность шахты в денежном выражении при этом определится по формулам (руб./год):

где  $\Pi_{\text{уо}}$  – отпускная цена обогащенного угля, руб./т;  $\Pi_{\text{к}}$  – отпускная цена кокса, руб./т.

$$A_{\text{ок}} = \gamma_o \cdot A \cdot \Pi_{\text{уо}},$$

$$A'_{\text{ок}} = \gamma_o \cdot \gamma_k \cdot A \cdot \Pi_{\text{к}},$$

На основе критерия оценки эффективности вариантов, учитывающего качество добываемого угля и выход продуктов его переработки, можно более правильно составить конкретные экономико-математические модели для решения многих задач разработки угольных месторождений.



## ПОДХОД К РЕШЕНИЮ УРАВНЕНИЯ МАССОПЕРЕНОСА ДЛЯ ЗАДАЧ СКВАЖИННОГО ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

*КАРАКОЦКАЯ И. А.*

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

В процессе проектирования технологии скважинного подземного выщелачивания возникает задача определения расхода рабочего реагента. При решении этой задачи существует ряд подзадач, одной из которых является решение уравнения массопереноса.

Для решения уравнения массопереноса необходимы геолого-гидрологические данные о коллекторских свойствах горных пород, слагающих массив, и о соответствующих коэффициентах фильтрации, а также о литологическом строении массива и движении рабочих растворов.

Существующая геолого-гидрологическая информация не позволяет более точно и достоверно интерпретировать ее в знания и параметры для решения уравнения массопереноса, т. к. зачастую содержит противоречия или полностью отсутствует.

В этом случае рационально использовать геофизические методы определения выше упомянутых параметров, т. к. они позволяют пополнить и уточнить уже имеющуюся геолого-гидрологическую информацию.

Для уточнения литологического разреза по скважинам используются электрические методы каротажа – каротаж сопротивлений и регистрация поляризации скважин, которые позволяют выделить водоупоры и продуктивный горизонт. Для более детального литологического расчленения продуктивного горизонта и выделения в нем маломощных прослоев глин, песчаников и других включений проводятся опытные работы с микрозондами [1].

При определении коллекторских свойств горных пород, таких как проницаемость, пористость, трещиноватость, также используют электрические методы каротажа.

Наблюдения за движением рабочих растворов проводится с помощью индукционного каротажа, который при использовании непроводящей полиэтиленовой обсадки колонны дает возможность зафиксировать изменения минерализации пластовых вод. Систематические изменения по наблюдательным скважинам и анализ полученных материалов позволяют определить преимущественные пути движения растворов и выявить конкретные факторы, влияющие на их распределение в блоках, а также судить о полноте охвата рудных залежей процессом выщелачивания [1].

Таким образом, полученная геофизическая информация структурируется и объединяется по одному или нескольким физическим свойствам горных пород. Критерий объединения и структурирования зависит от задачи работы (решение уравнения массопереноса), геолого-гидрологических условий массива и т. д.

Полученные данные и знания после объединения и структурирования позволяют решить уравнение массопереноса для задачи скважинного подземного выщелачивания.

### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Добыча урана методом подземного выщелачивания / Под ред. В. А. Мамилова. – М.: Атомиздат, 1980. – 248 с.