

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

21-28 апреля 2009 г.

МАРКШЕЙДЕРИЯ, ГЕОМЕХАНИКА И ГЕОТЕХНОЛОГИИ

УДК 624.131

ОБОСНОВАНИЕ ПОТЕРЬ ПЕСКОВ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

АЛЕНИЧЕВ М. В.

ООО «Уральский центр экспертизы недропользования»

ВАЛИЕВ Н. Г.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

К открытой разработке россыпей относятся гидравлический, бульдозерно (экскаваторно)-гидравлический способы разработки. Согласно единой классификации потери разделяют на общерудничные (общекарьерные, общеприисковые) и эксплуатационные. При разработке россыпных месторождений выделяют также технологические потери – это потери, связанные с принятой технологией обогащения и извлечения ценного компонента. В общем случае потери разделяют на нормируемые и ненормируемые.

Отраслевые нормативы [1] при разработке россыпей к общеприисковым относят потери в целиках под капитальными сооружениями (ЛЭП, мосты, дороги и др. охраняемые объекты), в предохранительных и барьерных целиках, необходимых для ведения горных работ (между карьерными полями или полигонами, на границе с водоёмами). Общеприисковые потери не нормируются, до полной отработки россыпи или ликвидации прииска такие запасы находятся на учёте, относятся к временно неактивным и при расчёте платежей за право пользования недрами не учитываются.

Эксплуатационные потери разделяют на нормируемые и ненормируемые. К нормируемым (нормативным) потерям песков относят потери, технологически связанные с принятой схемой и системой разработки месторождения согласно утверждённому проекту. Потери металла – это масса ценного компонента, содержащаяся в потерянных песках. Расчётная величина нормативных потерь определяется в процентах от величины погашенных запасов.

К ненормируемым относят потери, вызванные непредвиденными горно-геологическими и горнотехническими причинами, аварийным состоянием выработок, подработанностью участков, необходимостью обеспечения безопасных условий работы, а также нарушением технологии ведения горных работ. Ненормируемые потери состоят из обоснованных и необоснованных. При соответствующем обосновании ненормированные потери относят к нормативным.

Все фактические потери при отсутствии утвержденных нормативов считаются сверхнормативными. Золотодобывающие предприятия платят за потери 6 % стоимости добываемого золота [2].

Нормативы эксплуатационных потерь устанавливаются на 1 год (и более) по выемочной единице – по участку россыпи с относительно однородными горно-геологическими условиями, разрабатываемому одной системой разработки и технологической схемой выемки. В «Методических указаниях...» [1] определены места и методика расчёта потерь. При гидравлическим способе

разработки нормируются потери: в целиках, предусмотренных проектом (межзаходочных, угловых, на плотике при изменчивой поверхности и наличии западений карманов); с торфами из-за сложной границы с кровлей песков.

При раздельном способе разработки торфов и песков нормируются потери: в бортовых откосах, на плотике, в целиках на границе со смежными площадями, с торфами на границе с кровлей песков.

В настоящее время в Уральском регионе вовлекают в разработку экскаваторно-гидравлическим способом балансовые запасы, ранее предназначавшиеся для дражной и гидравлической разработки. Расчёт запасов на таких полигонах, как правило, осуществлялся на горную массу без выделяемых торфов. В этом случае для обоснования потерь решается задача определения максимальной глубины вскрышных работ при минимальных потерях металла.

Для обоснования технологических потерь металла ведомственными инструкциями рекомендуется «Практическое руководство...» [3], в котором приводится извлечение металла на конкретных промывочных приборах. В настоящее время разработаны более развёрнутые схемы обогащения, обеспечивающие большее извлечение металла. В этой связи целесообразна оценка потерь по отдельным операциям процесса обогащения. Это согласуется с принципом агрегатно-блочной компоновки промывочных установок и определением потерь по конкретным местам образования.

Обогащение песков и извлечение металла на промывочных установках (промывочных приборах) включают: дезинтеграцию и грохочение песков; обогащение песков и извлечение концентрата на шлюзах глубокого (ШГН) и мелкого (ШМН) наполнения, на осадочных (ОМ), концентрационных столах.

Величина технологических потерь зависит, прежде всего, от степени дезинтеграции глинистого материала, песков. Эффективность дезинтеграции зависит от содержания глинистого материала в исходных песках и от технологических параметров процесса (удельного расхода воды, интенсивности механического воздействия, времени дезинтеграции и других показателей технологии).

Количество глинистого материала, не размытого до d_i -й крупности, учитывается коэффициентом недостаточной дезинтеграции r_i (доли ед.)

$$r_i = \frac{0,001 D_{0,1}}{d_i + 0,001 D_{0,1}}, \quad (1)$$

где $D_{0,1}$ – содержание глинистого материала крупностью менее 0,1 мм в исходных песках, %; d_i – крупность, до которой продезинтегрирован глинистый материал, мм.

За d_i крупность фракции принимается верхний предел фракции – размер верхнего сита. Для стандартного набора сит это 0,1; 0,25; 0,5; 1,0; 2,0; 3,0; 5,0 мм.

Величина коэффициента r_i увеличивается на 20-30 % при несоответствии нагрузки по пескам на 1 м² площади решета допустимым значениям: для гидровашгерда 18-22 м³/ч; для барабанного дезинтегратора 1,5-3,5 м³/ч.

Расчет потерь металла с непродезинтегрированной частью глинистого материала ПД (%) проводится в порядке увеличения крупности фракции золота ($d_{i1} < d_{i2} < \dots < d_{im}$):

$$\left. \begin{aligned} \text{П}_{Дi1} &= 0,01 D_{0,1} r_{i1} C_{i1}; & \text{П}_{Дi2} &= 0,01 D_{0,1} r_{i1} r_{i2} C_{i2}; \\ \text{П}_{Дim} &= 0,01 D_{0,1} r_{i1} r_{i2} \dots r_{im} C_{im}; & \text{П}_Д &= \sum_{i=1}^m \text{П}_{Дi}, \end{aligned} \right\} \quad (2)$$

где $\text{П}_{Дi1}$ – величина потерь с непродезинтегрированной частью глинистого материала по фракциям крупности золота, %; $C_{i1}, C_{i2}, \dots, C_{im}$ – содержание золота по фракциям крупности, %.

Технологические потери, связанные с несоответствием режима обогащения, рассчитывают по формуле

$$K_{\text{П}i} = R \cdot \exp(-b \cdot d_i)^n, \quad (3)$$

где K_{Pi} – коэффициент потерь золота i -й фракции, доли ед.; d_i – крупность частиц или фракции золота, принимается так же, как и крупность глинистого материала в формуле (2), мм; b, n – параметры, принимаются по таблице; R – коэффициент, учитывающий соответствие нагрузки по пескам $q_{П}$ ($m^3/ч$) на $1 m^2$ оборудования обогащения и нарушение режима обогащения (скорости потока, соотношения Т : Ж, высоты потока, частоты и хода пульсаций):

- для ШГН $R_{ШГН} = 1,0-1,25$, при $q_{П} = 1,8-2,5 m^3/ч$ $R_{ШГН} \approx 1,0$;
- для ШМН $R_{ШМН} = 1,0-1,15$, при $q_{П} = 1,1-1,4 m^3/ч$ $R_{ШМН} \approx 1,0$;
- для ОМ $\approx R_{ОМ} 1,0$, при $q_{П} = 4,0 - 6,0 m^3$.

Параметры для расчёта коэффициента потерь по формуле (3)

Оборудование и режим обогащения	Параметры		Расчётная формула
	b	n	
Обогащение на ШГН песков крупностью менее 50 мм	4,4	1,37	$K_{PiШГН} = e^{-4,4d_i^{1,37}}$
Обогащение на ШМН песков крупностью менее 20 мм	3,6	1,0	$K_{PiШМН} = e^{-3,6d_i}$
Прямая отсадка песков крупностью менее 20 мм	5,0	0,77	$K_{PiОМ} = e^{-5,0d_i^{0,77}}$

Величина потерь $Π_{O_i}$ золота при обогащении рассчитывается по формулам:

$$Π_o = \sum Π_{O_i}; \quad Π_{O_i} = K_{Pi} C_{ид}; \quad C_{ид} = C_i - Π_{di}, \quad (4)$$

где $Π_o$ – потери золота i -й фракции крупности, %; $C_{ид}$ – содержание золота i -й фракции крупности в проdezинтегрированной горной массе, поступающей на обогащение, %; C_i – содержание золота i -й фракции крупности в исходных песках, %.

Расчет технологических потерь в целом производится в табличной форме.

Таким образом, обоснование величины потерь песков позволит оценить эффективность принятой технологии разработки россыпей, обогащения и извлечения золота.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Методические указания по нормированию, определению и учёту потерь и разубоживания золотосодержащей руды (песков) при добыче. –Иркутск: Иргиредмет, 1994. – 265 с. / Препринт.
2. Таракановский, В. И. К вопросу сохранения и увеличения россыпной золотодобычи в России / В. И. Таракановский // Горный журнал. – 2006. - №10. – С. 35 – 39.
3. Практическое руководство по эксплуатации промывочных установок и шлихообогатительных фабрик // Глав. упр. драг. мет. и алмазов при СМ СССР, ПО «СВЗ», ВНИИ-1. – Магадан, 1990.

УДК 622.271: 622.234.42: 622.342.1

ОБЕСШЛАМЛИВАНИЕ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ДЛЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

ВАЛИЕВ Н. Г., ГЛЕБОВ А. А.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В настоящее время золотодобывающая промышленность России переходит от разработки россыпных месторождений к освоению коренных месторождений золота. Если в 1980-1990 гг. более 70 % золота добывалось из россыпей, то к 2005 г. объём добычи золота из коренных месторождений превысил 55 %, в том числе ~ 6,6 % добыто методом кучного выщелачивания.

Ежегодно вводится в эксплуатацию по одной - три установки КВ. Производительность установок – от 25-50 тыс. т в год для богатых руд с содержанием Au 9-35 г/т до 1,0 млн. т и более – бедных, с содержанием 0,9-1,5 г/т (в рудах месторождений Светлинское, Таборное). Извлечение золота составляет от 50 % для лежалых хвостов обогащения Кочкарского месторождения, и до 86 % – для крупнодробленых руд Бамского (руды Майского месторождения), в среднем для большинства установок оно составляет около 75 %.

Технологическая схема КВ включает подготовку золотосодержащего сырья, подготовку площадки для складирования, формирование штабеля, выщелачивание, переработку продуктивного раствора, рекультивацию промышленных жидких и твердых отходов.

Подготовка золотосодержащего сырья заключается в обеспечении необходимой крупности дроблением или окомкованием, удалением илесто-глинистых фракций (обесшламливанием), таким образом, чтобы при формировании штабелей и куч обеспечить равномерное распределение материала и необходимую скорость фильтрации (1-2 м/сут). Однородность материала и сохранение водопроницаемости является основным условием отсыпки штабеля.

Наличие илесто-глинистых частиц в штабеле приводит к их смыванию раствором из верхних слоев в нижележащие, происходит коагуляция нижних слоев и, соответственно, резкое снижение скорости фильтрации. Как правило, илесто-глинистые частицы не содержат свободного золота, поэтому их выделение для последующего окомкования нецелесообразно. Необходимо их удаление как вредной фракции крупности исходного сырья.

Для соблюдения однородности материала по всему объему штабеля его отсыпка производится послойно по всему сечению, высота слоя обычно 2-3 м. Отсыпка слоев производится грейферными и фронтальными погрузчиками, передвижными конвейерами, а на крепких породах и слабоуплотняющихся песках используют автосамосвалы и бульдозеры.

К вредным фракциям относится также крупноскелетный материал. При сухой механической загрузке без специального предварительного перемешивания равномерное распределение материала по крупности, обеспечение одинаковой плотности отсыпки затруднительно. Поэтому возможно образование в штабеле локальных зон с различной крупностью и плотностью отсыпки и, соответственно, с различной водопроницаемостью - от весьма низких значений 0,05-0,1 м/сут до «провальных» (5-6 м/сут) и более [1]. Большая разница в водопроницаемости зон штабеля приводит к тому, что выщелачивающий раствор быстро просачивается через «провальную» зону, при этом не обеспечивая выщелачивание в других зонах.

Нами рекомендуется применить гидромеханизованную подготовку золотосодержащего сырья для КВ, совместив эту операцию с транспортом сырья на промышленную площадку. Цель гидромеханизованной подготовки - выделение из сырья вредных фракций крупностью более 20 (10) мм и менее 0,25 (0,1) мм, а также перемешивание материала перед укладкой в штабель. Выделение таких фракций широко применяется для классификации песчано-гравийных смесей при разработке месторождений землесосными снарядами. Технологическая схема подготовки материала для КВ: приготовление пульпы (размыв), подача грунтовым насосом пульпы (гидротранспорт) на конический грохот для выделения крупных частиц, далее подача подрешётного материала в штабель (карту) намыва со сбросом илесто-глинистых частиц через шандорный колодец.

Расчётными параметрами гидромеханизованной подготовки является крупность частиц породы d_n (мм) и крупность частиц золота d_{Au} в отдельных зонах штабеля намыва, а также коэффициент фильтрации K_f (м/сут.) намывных пород. На откосе штабеля выделим 4 зоны (зоны крупности намывного материала) в соответствии с фракциями крупности исходного сырья для выщелачивания: крупную фракцию ($-d_{max}+d_{кр}$), промежуточную ($-d_{кр}+d_{пр}$), мелкую ($-d_{пр} + d_M$) и фракцию, подлежащую отмыву ($-d_M$). В качестве обобщённого показателя введём параметр

$$r_i = \frac{R_{0,05}}{R_i}, \quad (1)$$

где $R_{0,05}$ – содержание частиц крупностью более 0,05 мм в исходном составе сырья для выщелачивания, %; R_i – содержание частиц крупностью больше i -й фракции крупности, %.

Обозначим:

$$K_{i_B} = \frac{P_{i_B}}{P_i}, \quad K_{i_{ш}} = \frac{P_{i_{ш}}}{P_i} = \frac{P_i - P_{i_B}}{P_i} = 1 - K_{i_B}, \quad (2)$$

где P_i – содержание частиц i -й фракции, доли ед.; P_{i_B} , $P_{i_{ш}}$ – содержание частиц фракции, выносимых в отстойный пруд с надводного откоса штабеля и осевших в пределах выделенных зон штабеля соответственно, доли ед.; K_{i_B} – коэффициент выноса частиц в отстойный пруд; $K_{i_{ш}}$ – коэффициент осаждения частиц на откосе штабеля.

Величина K_{i_B} , $K_{i_{ш}}$ рассчитывается по формулам [3]:

$$\left. \begin{array}{l} \text{при } r_i \leq 1 \quad K_{i_B} = 4,2r_{i_B} + 1,8r_i^3 - 5,4r_i^2 - 0,1; \\ \text{при } r_i > 1 \quad K_{i_B} = 5,4r_i^2 - 1,87r_i^3 - 4,24r_i + 1,1; \\ \text{при } r_i = 1 \quad K_{i_B} = 0,5; \quad r_i \leq 1; \quad K_{i_{ш}} = 1 - K_{i_B}; \quad P_{i_{ш}} = K_{i_{ш}} P. \end{array} \right\} \quad (3)$$

Средняя крупность частиц фракции

$$d_{cp,i} = (d_{max,i} + d_{min,i}).$$

Крупность частиц золота, оседающих в пределах выделенных зон крупности, рассчитывается по формулам [3]:

$$\left. \begin{array}{l} d_{Au} = 0,163 \left(\frac{d_{cp,i}}{\ell_G} \right)^{0,185} \\ \ell_G = 0,61(\rho_{Au} + 1), \end{array} \right\} \quad (4)$$

где ℓ_G – коэффициент равнопадаемости частиц для золота с плотностью $\rho_{Au} = 17,0$ г/см³ и частиц породы с плотностью $\rho_{п} = 2,65$ г/см³.

Для определения коэффициента фильтрации намытого откоса строится кривая гранулометрического состава частиц для каждой зоны крупности, по которой определяются следующие параметры: $d_{cp,взв,i}$ – средневзвешенная крупность частиц в зоне (в ориентировочных расчётах $d_{cp,взв,i} = d_{cp,i}$), мм; β – содержание частиц крупностью менее 0,05 мм, доли ед. ($\beta = 0,002-0,4$); $\alpha = 0,3881g\beta + 1,685$; $\rho_{ск}$ – плотность скелета намытого сырья, т/м³ ($\rho_{ск} = 1,3-1,7$ т/м³).

Коэффициент фильтрации K_f (м/сут.) рассчитывается по формуле [2]

$$K_{cp} = \frac{1,83d_{cp}^{\alpha}}{\rho_{ск}^{0,2} \sqrt{\beta}}.$$

Материал с карты намыва разделяется в соответствии с крупностью и коэффициентом фильтрации и укладывается в штабель для выщелачивания.

Предварительная гидромеханизированная подготовка позволит стабилизировать режим выщелачивания, оптимизировать технологические параметры процесса, повысить извлечение золота.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Освоение технологии кучного выщелачивания золота на месторождении «Чазы-Гол» / С. С. Гудков, А. П. Татарин, Л. Я. Дружина, Л. В. Цыкунова, А. М. Чурилов // Цветные металлы. – 1999. – № 12. – С.38-41.
2. Намыв площадей для строительства / М. В. Новиков, Д. Л. Меламут, В. И. Каминская, Ю. И. Седых. – М.: Стройиздат, 1984. – 240 с.
3. Багазеев, В. К. Определение распределения частиц золота на откосе гидроотвала / В. К. Багазеев // Изв. УГГУ. – Вып. 21. – 2005. – С. 93 – 102.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ПОТЕРЬ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПЕСЧАНО-ГРАВИЙНЫХ СМЕСЕЙ ЗЕМСНАРЯДОМ

МИЛЮТИН И. А.

ОАО ССП «Уралсибгидромеханизация»

БАГАЗЕЕВ В. К.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В общем случае «Строительными нормами...» [1] предусмотрены следующие виды и места потерь при гидромеханизированной разработке месторождений песчано-гравийных смесей:

1) эксплуатационные потери (потери первой группы):

- на дне карьера при недоборе продуктивного пласта до подстилающих пород;
- в основании карт намыва;
- в бортах карьера;

2) технологические потери (потери второй группы):

- унос грунта при грунтозаборе на водотоках со скоростями более 0,4 м/с – устанавливается опытным путём;
- при обогащении грунта;
- при сбросе технологической воды через водосбросные сооружения;
- за счёт выноса из штабеля намыва грунта фильтрационным потоком – 1 %;
- за счёт ветровой эрозии – 1,5 %;
- за счёт утечек пульпы при гидротранспорте – 0,25 %.

Потери грунта на дне карьера зависят от свойств грунта, от схемы рабочих перемещений и способа выемки, от высоты забоя и производительности землесосного снаряда.

Различают две основные системы рабочих перемещений земснарядов в забое: канатную и свайно-канатную. Канатную систему применяют при разработке несвязных слабоуплотнённых грунтов (песков, песчано-гравийных смесей). Свайно-канатную систему применяют при разработке плотных и связных грунтов (песчано-гравийных материалов, суглинков, глин) с помощью механического рыхлителя. В практике разработки нерудных строительных материалов оптимизация параметров выемки производится по критерию достижения максимальной производительности.

Потери грунта связаны с оставлением на дне карьера предохранительного слоя (недобора) для исключения разрыхления и разработки подстилающей толщи. Глубина рыхления (глубина воронки предельного размыва) рассчитывается по формуле [2]

$$h_B = a \sqrt{\frac{v_{BC}}{2v_P}}, \quad (1)$$

где a – радиус входного сечения наконечника круглой формы, м; v_{BC} – скорость всасывания гидросмеси, м/с; $v_{BC} = Q_3/w$, Q_3 – подача грунтового насоса по гидросмеси, м³/с; w – площадь сечения всасывающего наконечника, м²; v_P – размывающая грунт скорость, м/с.

При свободном всасывании величина v_P находится в пределах от 1 до 5 м/с и приводится в справочной литературе [2]. Отраслевыми нормами [3] средняя величина недобора h_H (м) в зависимости от производительности земснаряда по воде Q_3 (м³/с) находится в пределах от $h_H=0,3$ м при $Q_3=0,33$ м³/с до $h_H=1,0$ м при $Q_3 \geq 1,11$ м³/с.

Аналитически зависимость выражается формулой

$$h_H = 0,1 + 0,66Q_3. \quad (2)$$

(В СНиП [1] величина недобора в пределах от 0,5 м до 1,5 м).

При наличии плотных грунтов на дне карьера недомыв по сыпучим грунтам можно свести к минимуму.

Глубина воронки предельного размыва, рассчитываемая по формуле (1), и нормативные значения (по формулам (2), (3)) не имеют непосредственного геомеханического обоснования.

Проведём аналогию между воронкой предельного размыва и зоной предельного напряженного состояния при асимметричной нагрузке. По решению Березанцева В. Г. [4]

$$h_B = \frac{\sqrt{2} \cdot a}{\cos\varphi} \cdot e^{\left(\frac{\pi - \varphi}{4} \cdot \frac{\varphi}{2}\right) \operatorname{tg} \frac{\varphi}{2}}, \quad (3)$$

где h_B – глубина воронки предельного размыва, м; a – радиус всасывающей трубы, м; φ – угол внутреннего трения грунта, рад.

Для сыпучих грунтов (песок, песчано-гравийная смесь) угол внутреннего трения ориентировочно равен углу естественного откоса α и находится в пределах $15^\circ - 35^\circ$ [2].

Второй причиной потерь грунта на дне карьера являются межшаговые целики, остающиеся при переносе грунтозабора в новое положение.

При разработке несвязных грунтов применяют следующие основные способы рабочих перемещений (способы папильонирования): траншейный, параллельный, отдельными воронками, веерный).

Максимальные извлечение и потери связаны с выемкой грунта отдельными воронками. При размещении воронок по квадратной сетке эти показатели рассчитывают по формулам:

$$W_{\text{уч}} = 4r_B^2 H; \quad V_B = \pi r_B^2 \frac{H}{3}; \quad И = \frac{V_B}{W_{\text{уч}}} \cdot 100; \quad И = \frac{\pi r_B^2 H \times 100}{3 \times 4r_B^2 H} = 26,1 \%, \quad (4)$$

где $И$ – извлечение грунта, %; $W_{\text{уч}}$ – объём грунта на участке, приходящемся на одну воронку, м^3 ; V_B – объём извлекаемого грунта (объём одной воронки), м^3 ; H – глубина воронки (глубина слоя), м.

Величина извлечения увеличивается при размещении воронок в шахматном порядке:

$$W_{\text{уч}} = 3,34r_B^2 H; \quad V_B = \pi r_B^2 \frac{H}{3}; \quad И = \frac{V_B}{W_{\text{уч}}} \cdot 100 \%; \quad И = \frac{\pi r_B^2 H \times 100}{3 \times 3,34r_B^2 H} = 31,31 \%. \quad (5)$$

При значительной мощности залежи сближением центров воронок (при некотором уменьшении вследствие этого производительности земснаряда) потери могут быть снижены до 50 % [2]. Аналитически величину извлечения можно рассчитать по формулам:

$$И = 0,33 \cdot (0,26K_{\text{ш}}^2 - 1,1K_{\text{ш}} + 2,3) \cdot 100, \%, \quad (6)$$

$$K_{\text{ш}} = \frac{B}{r_B},$$

где $K_{\text{ш}}$ – коэффициент сближения воронок; B – шаг передвижения всасывающего наконечника, м.

Рекомендуются [2] значения $K_{\text{ш}}=1,2-1,4$ при $K_{\text{ш}}=1,2$ по формуле (6). $И = 44,6 \%$.

При траншейном способе продвижения снаряда вдоль прорези потери грунта остаются в гребнях между траншеями. Расстояние между соседними траншеями B выбирается так, чтобы обеспечить наилучшее питание всасывающей трубы грунтом. Это условие будет выдержано при соблюдении равенства $B=B_1+B_2$, где $2B_2$ – ширина одной проходки после оползания откосов с углом β , $2B_1$ – временная ширина одной траншеи до оползания откосов с углом α .

Величина углов α и β определяется по аналогии или экспериментально. При известных значениях α и β извлечение рассчитывается по формуле, %

$$И = \frac{50}{\sqrt{\operatorname{tg}\beta / \operatorname{tg}\alpha}}. \quad (7)$$

Более эффективное извлечение грунта достигается при параллельном и веерном папильонировании. Грунт остаётся в призабойных гребнях. Величина потерь зависит от величины подачи на забой (величины шага переноса сосуна) и мощности разрабатываемого слоя. Извлечение составляет 60-80 % и рассчитывается по формуле, %

$$И = 100 - \frac{25 \cdot S \cdot \sin \omega}{H},$$

где S – величина подвижки всасывающего наконечника (фрезы) на забой, м; H – глубина опускания рамы, м; ω – угол наклона рамы, град (угол наклона $\omega = 22-45^\circ$).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. СНиП 3.02.01-87. Земляные сооружения, основания и фундаменты/Госстрой СССР: ЦИТП Госстроя СССР, 1988. – 128 с.
2. Бессонов, Е. А. Энциклопедия гидромеханизированных работ: словарь-справочник / Е. А. Бессонов. – М., 2005. – 520 с.
3. Нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов. – Л.: Стройиздат, 1977. – 368 с.
4. Березанцев, В. Г. Расчёт прочности оснований сооружений / В. Г. Березанцев. –М.: Госстройиздат, 1960. – 178 с.

УДК 622.271.63

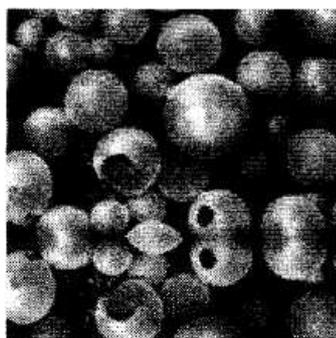
ТЕХНОЛОГИЯ ГИДРОМЕХАНИЗИРОВАННОЙ ДОБЫЧИ МИКРОСФЕР ИЗ ЗОЛОТВАЛОВ ТЭС

ОСНОВИН П. В., БАГАЗЕЕВ В. К.

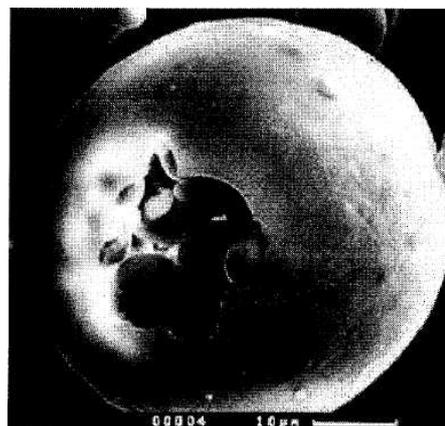
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

ТЭС Свердловской области сжигают в основном экибастузский уголь повышенной зольности. Ежегодный выход золы достигает более 6,7 млн. т. Накоплены огромные объёмы золы, содержащей микроэлементы полезных минералов. По данным опробования, в золе Рефтинской ГРЭС содержатся медь (от 0,1 до $50 \cdot 10^{-3}$ %), цинк ($7-0,1 \cdot 10^{-3}$ %), бериллий ($0,1-0,3 \cdot 10^{-3}$ %), хром ($700-1000 \cdot 10^{-3}$ %) и др. [1]. Сотрудниками УГГУ методом флотации из золы Рефтинской ГРЭС в лабораторных условиях были получены концентраты с содержанием золота до 50 г/т. Пробы для исследований были отобраны из золошлакового хвостохранилища практически с поверхности [2]. Зола используется также в качестве материала для возведения дамб и оснований сооружений. Перспективным направлением является использование микросфер золы в строительстве и газовой промышленности.

Алюмосиликатные полые микросферы (ценосферы) образуются в составе золы уноса при сжигании углей на ТЭС. Микросферы имеют форму, близкую к сферической, и гладкую внешнюю поверхность. Диаметр варьируется от 5 до 500 мкм. Газовая фаза, законсервированная внутри микросфер, состоит в основном из азота, кислорода и оксида углерода (см. рисунок).



Микросферы золы



Микросферы являются превосходным наполнителем при производстве изделий из пластмасс, гипса, керамики, облепченных цементов и др. строительных материалов. Изделия с добавлением микросферы обладают повышенной износостойкостью, легкостью и высокими изоляционными свойствами. Кроме того, использование микросферы в качестве наполнителей значительно снижает себестоимость продукции.

Микросфера используется при изготовлении сверхлегких бетонов, известковых и жидких растворов, цемента, штукатурки, кровельных и звукозащитных материалов.

Намечаемые к разработке донные отложения золоотвала № 2 Рефтинской ГРЭС представляют собой золоуносы. Параметры золоотвала № 2: длина – 3500 м; ширина – 2700 м; площадь – 950 га; мощность донных отложений до 35 м. Поверхность золоотвала состоит из пляжей намыва золошлаковых отложений и связанных между собой водоёмов.

Средняя плотность золоуноса составляет 2-2,5 г/см³, насыпная плотность 700-1300 кг/м³. В табл. 1, 2 приводятся физико-механические свойства микросфер.

Таблица 1

Физические свойства микросфер

Наименование параметра	Значение
Размер, мкм	< 500
Плотность, кг/м ³	650-750
Насыпная плотность, кг/м ³	380-420
Твёрдость по Моосу	5-6
Влажность, %	< 0,5
Температура плавления, град.	1200-1300
Количество неплавающего осадка, %	< 5

Таблица 2

Нормативные значения сцепления c , кПа (кгс/см²), угла внутреннего трения φ , град. и модуля деформации E , МПа (кгс/см²) пылеватой золы экибастузских и подмосковных углей [3]

Обозначения характеристик грунтов	Характеристики грунтов при коэффициенте пористости e , равном					
	1,3	1,5	1,7	1,9	2,1	2,3
c	9 (0,09)	9,5 (0,095)	10 (0,10)	10,5 (0,105)	11 (0,11)	11,5 (0,115)
φ	34	33	31	30	28	27
E	0,75 (7,5)	0,65 (6,5)	0,5 (5,0)	0,4 (4,0)	0,25 (2,5)	0,15 (1,5)

На основании анализа физико-механических свойств отложения золы относятся ко II группе грунтов по трудности разработки гидромеханизированным способом (земснарядами). ООО «Геотехпроект» составлено «Проектное задание...» на добычу микросфер с применением земснаряда. Технология предусматривает рыхление данного осадка в пруде-отстойнике золоотвала, сбор всплывающих микросфер на поверхности плавающей цепью бон, с последующей откачкой мотопомпой к месту обезвоживания.

Для участка обезвоживания возводится дамба из золы отвала, на которой гидросмесь микросфер и воды заливается в контейнеры с пропиленовой тканью для обезвоживания.

Существенным недостатком такой технологии является использование земснаряда ЗГМД 400/200 только для рыхления донного осадка и перемешивания воды. Кроме того, микросферы собираются бонами, прикреплёнными к лодке. Нами разработаны технологическая схема, исключающая эти недостатки. Разрыхлённый осадок землесосным снарядом по плавучему пульповоду подаётся на участок в виде коридора, ограждённого с одной стороны плавучим пульповодом и (или) бонами. Поток гидросмеси по коридору движется к шандорному колодцу, где верхний слой микросфер сливается в колодец и поступает по водосбросной трубе на площадку обезвоживания. Дополнительные расчётные параметры технологической схемы:

- длина пути потока от места выпуска гидросмеси до шандорного колодца должна обеспечить осаждение золы на глубину более 1 м;
- высота потока на сливе в шандорный колодец;
- водопроводимость водосбросной трубы.

Расчёт параметров проводится по формулам гидромеханизации.

Разработанная технология значительно повысит эффективность добычи микросфер за счёт транспорта смеси земснарядом и механизации сбора микросфер с поверхности.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Макаров А. Б. Вещественный состав и микроэлементы зол Рефтинский ГРЭС / А. Б. Макаров, В. Г. Гонтаренко, Ю. А. Макарова // Техногенез и экология: инф.-анал. сб. – Екатеринбург: НТО «Горное», 1996. – 44-56 с.
2. Леонов, С. Б. Промышленная добыча золота из золошлаковых отвалов тепловых электростанций / С. Б. Леонов, К. В. Федотов, А. Е. Сенченко // Горный журнал. – 1998. – № 5. – С. 67-68.
3. Максимов, В. В. Методы инженерно-геологических исследований намывной зоны тепловых электростанций как основания сооружений: автореф. дис. ... канд. геол.-минерал. наук / В. В. Максимов. – Екатеринбург, УГГГА, 1997. – 20 с.

УДК 622.271: 622.234.42: 622.342.1

ОБОСНОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ И ОСНОВАНИЯ ШТАБЕЛЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

СЛАТУХИН А. О.

Ростехнадзор

БАГАЗЕЕВ В. К.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Кучное выщелачивание (КВ) является перспективным направлением для увеличения добычи золота. По состоянию на 2004-2005 гг. годовой объем переработки способом КВ превышает 5 млн. т золотосодержащего рудного сырья. Ежегодно вводится в эксплуатацию по одной-три установки КВ. В общем объеме затрат на КВ 25-30 % приходится на устройство основания штабеля и его отсыпку. Особую важность имеет гидроизоляция основания штабеля, так как кучное выщелачивание химическими реагентами – экологически опасное производство.

Для повышения эффективности и экологической безопасности КВ наметилась тенденция на формирование штабелей высотой 12-15 м и более, а также многоступенчатых штабелей высотой 20 – 40 м. С увеличением высоты штабеля повышается роль геомеханических процессов при формировании штабеля.

Существующая методика определения высоты штабеля связана главным образом с физико-химическими показателями – скоростью и временем просачивания, полнотой извлечения золота в раствор.

Задачей геомеханического обоснования является оценка соответствия высоты и угла откоса, обеспечивающего механическую устойчивость и экологическую безопасность производства.

Анализ технологических факторов показал, что для оценки устойчивости откосов штабеля КВ наиболее соответствующей является типовая схема оценки устойчивости насыпного откоса при полном влагонасыщении и при наличии в основании слабого контакта (в виде полиэтиленовой пленки) с углом наклона в сторону откоса не менее 7-8° [1].

В ходе технологических испытаний, проводимых для проектирования КВ, специальных исследований по определению физико-механических свойств сырья и оценке устойчивости откосов не производится. Определяется гранулометрический состав материала после дробления, прочность, насыпная плотность и пористость после окомкования. В процессе выщелачивания под действием нагрузки и насыщения раствором происходит разрушение окатышей, уплотнение и усадка штабеля, изменяются показатели прочности, которые достигают значений прочности до окомкования. Для оценки устойчивости откоса после усадки нами предлагается определение прочностных характеристик (удельного сцепления и угла внутреннего трения) по методике ДальНИИС [2] по

гранулометрическому составу и физической характеристике дробленого материала (до окатывания). Для золотосодержащих руд после дробления перед выщелачиванием

$$\varphi = 46(0,3)^{M_{\tau}}; \quad C = 61,8M^{0,32}; \quad M_{\tau} = 0,084 \frac{D_2}{R_2}, \quad (1)$$

где φ – угол внутреннего трения, град; C – удельное сцепление, кПа; M_{τ} – физический эквивалент грунта; D_2 – суммарный выход частиц менее 2 мм, %; R_2 – суммарный выход частиц крупнее 2 мм, %.

Сравнение измеренных и расчетных значений (см. таблицу) проводилось для проб руды (проба I – Березняковское месторождение) и эфельной фракции ОФ (пробы III, IV).

Измерение угла внутреннего трения и удельного сцепления производилось в лабораторных условиях на приборе ВСВ-25 по схеме медленного сдвига (консолидированно-дренированных испытаний).

Сравнение расчетных и измеренных показателей прочности

Номер пробы, грунт	Угол внутреннего трения, град		Относительное отклонение, %	Удельное сцепление, кПа		Относительное отклонение, %
	измеренный	расчетный		измеренное	расчетное	
I – руда	37	40	8,0	35,2	321	11,4
III – эфеля	35	37,2	6,3	40	35	12,5
IV – эфеля	35	31,3	10,6	45	43	4,4

По результатам сравнения величина отклонений расчетных значений от измеренных не превышает 12,5 %. При аварийном водонасыщении, в случае затяжных дождей, происходит выполаживание (обрушение, оплывание) откосов.

Параметры откоса после выполаживания рассчитываются по прочностным характеристикам φ_b , C_b , соответствующим условиям недренированных испытаний:

$$\varphi_b = 37(0,234)^{M_{\tau}}; \quad C_b = 26M_{\tau}^{0,51}. \quad (2)$$

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 плёнка. Теоретически противофильтрационные экраны с полиэтиленовой плёнкой неводонепроницаемые. Однако при производстве работ возможны механические повреждения плёнки и утечка растворов. Величина утечки раствора зависит от формы и размеров повреждений.

Задача нашего исследования – расчёт расхода воды через механические повреждения плёночного экрана на основе закономерностей истечения жидкости из сосуда через донное отверстие в тонкой стенке, без замены плёнки на фиктивный слой грунта с фиктивным коэффициентом фильтрации и шириной потока, рекомендуемой в работе [3].

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

$$Q_0 = \mu\omega\sqrt{2g \cdot h_0}, \quad (3)$$

где μ – коэффициент расхода; ω – 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, вычисляется по уравнению

$$q = \frac{k(y_2^2 - y_1^2)}{S}, \quad (4)$$

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

Расход воды через отверстие в полиэтиленовой плёнке основания штабеля определяется:

– для круглого отверстия

$$Q_o = \mu_o \frac{\pi d_{\text{зер}}^2}{4} \sqrt{g d_{\text{зер}}},$$

– для щели

$$Q_{\text{щ}} = \mu_o d_{\text{зер}} l \sqrt{g d_{\text{зер}}}. \quad (5)$$

Величина – коэффициент расхода потока μ_o , определяется по справочным материалам или рассчитывается по формуле Альтшуля, обычно для сосудов с жесткой стенкой $\mu_o=0,6-0,7$, в других случаях определяется экспериментально.

С целью оценки соотношения расчётных значений расхода воды по формулам (5) была смонтирована лабораторная установка 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 – $1,66 \text{ г/см}^3$; крупность частиц $d_{\text{зер}} = 2,5 \text{ мм}$; пористость – 0,377; коэффициент фильтрации $K_f = 0,16 \text{ см/с}$);

– толщина полиэтиленовой плёнки – 0,2 мм;

– расход воды через отверстия;

– время фильтрации.

По результатам измерений сделаны следующие выводы:

– расчётные значения расхода воды через отверстия в плёнке по формулам (5) соответствуют измеренным на лабораторной установке значениям;

– коэффициент расхода через отверстие в полиэтиленовой плёнке $\mu_o=1,0$.

Таким образом, определение высоты и угла откоса штабеля, возможности и расхода утечек продуктивного раствора по зависимостям (1-5) значительно повысят обоснованность проектных параметров КВ.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах/ Б. Г. Афанасьев, В. С. Зимич, И. Ф. Петров [и др.] – СПб.: Межотр. научн. центр ВНИМИ, 1988. – 208 с.
2. Методика оценки прочности и сжимаемости крупнообломочных грунтов с пылеватым и глинистым заполнителем с крупнообломочными включениями / ДальНИИС. – М.: Стройиздат, 1989. – 24 с.
3. Недрига, В. П. Инженерная защита подземных вод от загрязнения промышленными стоками / В. П. Недрига. – М.: Стройиздат, 1976. – 95 с.

УДК 622.026.3/5

ЭНЕРГОЁМКость РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ БУРЕНИИ И ВЗРЫВАНИИ НА КАРЬЕРАХ

ЖАРИКОВ С. Н.

Институт горного дела УрО РАН

Взрываемость горного массива в настоящее время оценивают по удельному эталонному расходу ВВ. В существующих методиках эталонный расход ВВ принимается исходя из физико-механических свойств горных пород. Проектный удельный расход ВВ рассчитывается на основе эталонного с учётом условий разработки конкретного месторождения. Местные условия производства БВР в расчётах отражаются специальными коэффициентами. Эти коэффициенты определяются на основе опыта разработки месторождения, на стадии проектирования предприятия первоначальный выбор ВВ и его удельный расход могут не соответствовать реальным условиям.

Кроме того, как показывает практика, на разных участках горного массива одна и та же порода может иметь разные физико-механические свойства, что в итоге влияет на достоверность расчётов. Поэтому, чтобы минимизировать ошибки, проект на взрывные работы составляется на основе не менее чем трёх опытных взрывов в данных условиях.

Расчёт эталонного расхода ВВ даёт только приблизительную оценку взрываемости горного массива, которая может также не подтвердиться при опытном взрывании. Сравнение же одинаковых по категориям взрываемости массивов на разных месторождениях показывает, что эталонный расход ВВ в них может отличаться в два и более раз. Таким образом, существующие методы определения взрываемости на основе эталонного расхода ВВ не полностью отвечают реальному состоянию горных пород в массиве.

Взрываемость горных пород также может определяться полной работой взрыва, которую ещё называют энергоёмкостью взрывного разрушения, МДж/м³:

$$A = \frac{Q_{\text{уд}} m_{\text{ВВ}}}{V}, \quad (1)$$

где $Q_{\text{уд}}$ – удельная теплота взрыва на 1 кг ВВ, МДж/кг; $m_{\text{ВВ}}$ – масса ВВ, кг; V – объём взрываемой горной массы, м³.

Однако энергоёмкость взрывного разрушения – величина фактическая. Сама по себе она не может быть использована при проектировании взрывов, так как не учитывает свойства горных пород. При производстве БВР характеристику свойствам горных пород может дать энергия, затраченная на бурение. В связи с этим необходимо исследовать взаимосвязь между энергией, потраченной на бурение конкретных горных пород и энергоёмкостью их взрывного разрушения.

Разрушение породы на забое скважины происходит при совокупном участии трех потребителей энергии: двигателя вращателя, насоса гидросистемы и компрессора системы продувки. Система продувки при достаточном и постоянном количестве воздуха практически не влияет на энергоёмкость процесса, тем более, если измерения производятся в некотором постоянном диапазоне глубины скважины [1]. Затраты энергии на создание осевого усилия составляют не более 20 % энергии, потребляемой двигателем вращателя. Эти затраты достаточно постоянны и обособлены. Установлено [2], что процесс бурения шарошечным долотом происходит преимущественно за счет энергии вращателя, доля которой по разрушению породы на порядок больше доли энергии осевого усилия.

Ввиду стабильного характера работы привода гидронасоса и независимости его от физико-технических свойств пород, для определения удельной энергоёмкости бурения достаточно учитывать энергию, потребляемую двигателем вращателя. Учет этой энергии в определенные промежутки времени и на заданной глубине характеризует энергоёмкость бурения и позволяет судить о крепости породы [3]. Для сопоставления энергии, затраченной на бурение, с энергоёмкостью взрывного разрушения как раз важен учёт этой энергии бурения, которая характеризует свойства горных пород и представляет собой полезную работу при проходке скважины. Согласно Тангаеву И. А., энергоёмкость бурения

$$e = \frac{N}{v}, \quad (2)$$

где N – мощность вращателя, кВт; v – скорость бурения, м/ч;

$$N = 2\pi \cdot 10^{-3} \cdot M_{\text{кр}} \cdot n \cdot \eta^{-1}, \quad (3)$$

где $M_{\text{кр}}$ – момент вращения долота, Н×м; n – частота вращения, с⁻¹; η – КПД трансмиссии вращателя.

Полная работа бурения складывается из полезной работы, работы на очистку скважины, работы подачи става. По Крюкову Г. М. [4], мощность компрессора, подающего сжатый воздух в скважину, не зависит от осевого усилия, следовательно, работа, затраченная на очистку скважины, не может явно характеризовать физико-механические свойства горных пород. Согласно [5], мощность подающего механизма, создающего осевое усилие, на порядок меньше мощности двигателя вращателя. Кроме того, согласно работе [6], мощность двигателя вращателя учитывает осевое усилие, создаваемое при подаче, через момент вращения:

$$M_{\text{кр}} = 2,84 \cdot 10^{-3} \cdot k_1 D (0,22 \cdot P_0)^m, \quad (4)$$

где k_1 – эмпирический коэффициент, зависящий от крепости породы; D – диаметр долота; P_o – осевое усилие; m – показатель качества очистки скважины (1,25 – для очень хорошей; 1,5 – для удовлетворительной; 1,75 – для плохой).

Таким образом, достаточно надёжно свойства горных пород могут быть охарактеризованы полезной работой при бурении, которая определяется мощностью вращателя и скоростью проходки скважины (2).

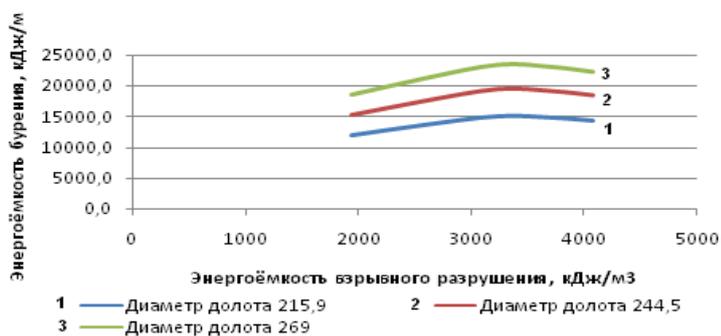
В связи с этим необходимо установить, каким образом энергоёмкость бурения может быть сопоставлена с энергоёмкостью взрывного разрушения. Для этого нужно знать зависимость технической скорости бурения от физико-механических свойств горных пород. Техническая скорость бурения для шарошечных буровых станков, согласно работе [7], м/ч:

$$v_T = \frac{P_o \cdot n^{0,8}}{\Pi_6^{1,6} \cdot D}, \quad (5)$$

где Π_6 – показатель трудности бурения, по Ржевскому В. В.:

$$\Pi_6 = 0,07(\sigma_{сж} + \sigma_{сд} + 10\gamma). \quad (6)$$

В качестве объекта на предмет сопоставления энергоёмкости бурения и взрывного разрушения были выбраны диалоговые пироксениты Гусевогорского месторождения (Качканарский ГОК). Энергоёмкость взрывного разрушения рассчитывалась для разных ВВ при разной крепости горных пород. Энергоёмкости бурения в породах были определены для долот разного диаметра, при осевом усилии 300 кН и частоте вращения 90 об/мин. Полученные результаты расчётов энергоёмкостей бурения и взрывного разрушения были сопоставлены между собой. На рисунке представлено сопоставление энергоёмкости бурения при разном диаметре долота в зависимости от энергоёмкости взрывного разрушения эмульсионным взрывчатým веществом (ЭВВ) «Гранэмит И30».



Зависимость между энергоёмкостью шарошечного бурения и энергоёмкостью взрывного разрушения ЭВВ «Гранэмит И30» при разном диаметре долота

Аналогичные графики были получены при расчёте взрывного разрушения аммонитом 6ЖВ, ифзанитом Т-80 и алюмотолом. Характер зависимостей на всех диаграммах такой же, как и на рисунке, со смещением графиков вдоль горизонтальной оси. Результаты анализа показали, что энергетические характеристики процессов бурения и взрывного разрушения могут быть сопоставлены между собой, при этом тип ВВ и диаметр долота не влияют на общий характер зависимости. Однако при взрывном разрушении величина затраченной энергии определяется на кубический метр породы, а при бурении – на длину проходки скважины. Сопоставление энергии на бурение с энергией на взрывное разрушение горных пород подразумевает общий критерий оценки этих энергий. В связи с тем, что при БВР разрушению подвергается некоторый объём породы, то общим критерием оценки энергий, затраченных на бурение и взрывание, должна быть удельная энергия на кубический метр (Дж/м³).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Тангаев, И. А. Буримость и взрываемость горных пород / И. А. Тангаев. – М.: Недра, 1978. – 184 с.
2. Крюков, Г. М. Теоретический анализ скорости и энергоёмкости шарошечного бурения / Г. М. Крюков, И. Г. Михеев, С. И. Одинец // Труды Московского горного института. – 1970. – Вып. 48. – С. 114-128.
3. Тангаев, И. А. Энергоёмкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых / И. А. Тангаев. – М.: Недра, 1986. – 231 с.
4. Крюков, Г. М. Физика разрушения горных пород при бурении и взрывании. Часть II. Разрушение горных пород при бурении. Раздел II. Шарошечный, вращательный, вращательно-ударный и ударно-шарошечный способы бурения: учеб. пособие для студентов специальности 091000 – «Взрывное дело» / Г. М. Крюков. – М.: Изд-во МГТУ, 2004. – 102 с. – С. 48-49.
5. Крюков, Г. М. Физика разрушения горных пород при бурении и взрывании. Ч. II. Разрушение горных пород при бурении. Раздел I. Внедрение зубьев в разрушаемую породу. Ударно-вращательный способ бурения: учеб. пособие / Г. М. Крюков. – М.: Изд-во МГТУ, 2004. – 106 с. – С. 17.
6. Открытые горные работы: справочник / К. Н. Трубецкой, М. Г. Потапов, К. Е. Винницкий, Н. Н. Мельников [и др.] – М.: Горное бюро, 1994. – 590 с.: ил. – С. 144-145.
7. Хохряков, В. С. Технологические расчёты параметров и процессов открытых горных работ: руководство по выполнению лабораторных работ по дисциплине «Основы горного дела» для студентов специальности 130403 – «Открытые горные работы (ОГР)» направления 130400 – «Горное дело» / В. С. Хохряков, Ю. И. Лель, Ю. В. Стенин, А. Д. Стариков. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2005. – 66 с.

УДК 622.013.364

ФАКТОРЫ ОТРАБОТКИ ГИГРОСКОПИЧНЫХ РУД

КОТЛЯРОВ В. В.

Рубцовский рудник «Сибирь-полиметаллы»

Со снижением объема ведения подземных горных работ в период, когда легкообогатимые руды, залегающие в благоприятных горно-геологических условиях, практически отработаны, настало время отработки месторождений сложного морфологического и литологического состава.

Особую сложность подземной разработки представляют гигроскопичные полиметаллические месторождения, сложенные вулканогенно-осадочными породами. Строение массива горных пород определяется условиями образования месторождения.

Месторождения осадочного типа характеризуются обычно переслаивающимися пластами глинистых и песчаных сланцев, известняков и других пород. Свойства этих пород изучены на образцах, но прочностные и упругие свойства массива пород значительно отличаются от свойств образца, что обуславливается текстурой, структурой и трещиноватостью пород. Поэтому свойства пород, определяемые на куске (образце), с размерами, меньшими размеров структурных блоков, не могут характеризовать свойства массива в целом.

Полиметаллические месторождения Алтайского края вулканно-осадочного происхождения с запасами гигроскопичных руд категории В + С1 + С2, (утвержденные ГКЗ СССР), такие как Рубцовское, Зареченское, Карбалихинское, Захаровское, Таловское, вступают в отработку подземным способом.

В перспективе к отработке второй очереди подлежат месторождения: Юбилейное, Среднее, Майское и др. Месторождения этой группы горных пород, подвергшиеся процессу метаморфизма с высоким содержанием ценных металлов: меди, свинца, цинка, золота и серебра, находятся в более сложных горно-геологических условиях для отработки.

Рубцовское полиметаллическое месторождение гигроскопичных руд с суммарным содержанием ценных полезных компонентов более 23 % на сегодня вскрыто тремя горизонтами. Очистная выемка ведется согласно проекту слоевой системой разработки с гидравлической закладкой выработанного пространства.

Текстурно-структурный состав пород вулканно-осадочного происхождения довольно сложный. Магматические породы развиты только на флангах и представлены экструзивными липарито-дацитовыми порфиритами.

Месторождение сложено вулканно-карбонатными породами. Промышленные руды залегают в зоне метасоматитов согласно напластованиям пород.

Процесс рудообразования рудной зоны проходил с изменением минералого-химического состава первичной субстанции с изменением самих минералов.

Рудное тело представлено окисленными сульфидными рудами. выделено три типа руд: сплошные – первоначально оставшиеся, крепкие с коэффициентом крепости $f=1,0-12$, и вкрапленные слабые неустойчивые $f=1,0-2,5$ гигроскопичные, способные впитывать влагу из окружающей среды и из воздуха.

Объем гигроскопичных руд в общем объеме добычи составляет 48 % и с понижением ведения горных работ составит 70 %.

Лежачий и висячий бока слабые и неустойчивые. Висячий бок рудного тела сложен туфопесчаниками, лежачий – метасоматитами, кремнистыми алевролитами, лавобрекчиями.

Вкрапленные руды приурочены в основном к метасоматитам лежачего бока и верхней части окисленных руд.

Рудную зону как висячий, так и лежачий бока слагают глиноземосодержащие гигроскопичные минералы. Результаты лабораторных исследований, проведенных в УГГУ, показали: максимальная влагоемкость руд и пород Рубцовского месторождения составила более 25 %, с увеличением влагонасыщения прочностные свойства рудного массива резко снижаются и на отдельных образцах теряют прочностные свойства до нуля.

Глинистые минералы, такие как каолинит, галлуазит, монтмориллонит и гидрослюда, гигроскопичны, склонны к набуханию, пучению и являются основными вредными компонентами, влияющими на прочностные и деформационные свойства рудного массива, приводящие к снижению эффективности и безопасности ведения горных работ.

Свойства глинистых пород определяются кристалло-химическими особенностями глинистых минералов и высокой дисперсностью (т. е. чрезмерно малым размером частиц). Монтмориллонит и смешанослойные минералы имеют раздвижную кристаллическую решетку. При взаимодействии с водой молекулы воды могут входить в промежутки между элементарными слоями кристаллической решетки и существенно раздвигают их, что приводит к увеличению объема и пучению пород. Отмеченные особенности глинистых минералов, совместно с их высокой дисперсностью и чрезвычайно развитой поверхностью, обуславливают способность активно поглощать из растворов различные вещества и химические элементы.

При взаимодействии с водой глинистые породы определяют такие свойства, как пластичность, набухание при насыщении водой (монтмориллонит увеличивается в объеме до 600 %) и усадку при высушивании, осушение глины происходит при приложении постоянного электрического поля.

Объясняются многие катастрофические явления, такие как оползни, сели, просадки и другие, связанные с аномальным прочностным и деформационным поведением глинистых пород. Наблюдается разжижение глинистых пород при динамических воздействиях.

Использование традиционных геологических методов изучения горных пород, таких как оптическая микроскопия, определение характеристик минералов, составляющих дискретную породу (наличие спайкости, твердость) и ряд других свойств для изучения глин, к сожалению, не дают хороших результатов. Все дело в том, что глинистые породы сложены частицами глинистых минералов, имеющих размер, не превышающий 0,1-1,0 мкм (1 мкм=0,001 мм). Столь мелкие частицы нельзя увидеть в оптический микроскоп.

Частицы глинистых минералов увидели лишь после создания просвечивающего микроскопа (ПЭМ).

Как следует из работ отечественных и зарубежных ученых В. Л. Брега, Р. Е. Гримма (1959), Н. В. Белова (1961), Л. Г. Рекшинской (1966) и др., глинистые минералы относятся к сплошным и слоисто-ленточным силикатам алюминия, железа и магния. В природных условиях они встречаются в виде чрезвычайно маленьких микрокристаллов с размером от сотых долей до нескольких микрометров.

Исследование глинистых минералов велось в направлении изготовления высококачественной керамики, резиновых и парфюмерных изделий. Монтмориллонит обладает прекрасными адсорбционными свойствами и широко применяется для очистки нефтепродуктов, вина, сукна, шерсти, во многих странах используется как высокоэффективное средство при отравлениях, так как быстро очищает организм от токсичных веществ.

В 80-е годы пучащие свойства глинистых пород коснулись и горной промышленности. Пучение почвы – довольно распространенное явление в основном на угольных шахтах, месторождения которых залегают в осадочных породах.

С увеличением глубины разработки угольных месторождений число случаев пучения почвы и их интенсивность возрастают. Так, на шахте «Красноармейская-Капитальная» на глубине 1000 м пришлось применять задирку почвы около 1,5 м на протяжении около 6 км, на что была израсходована большая сумма.

Самые большие смещения в выработку, как показывает практика, наблюдаются при залегании в почве слабых пород и особенно глин. Попытки в таких случаях крепить выработки замкнутой крепью (полным, твердым окладом, кольцевой крепью и крепью с обратным сводом) приводят к большим денежным затратам, но не всегда предупреждают пучение пород. При выборе мер по предотвращению или снижению интенсивности пучения почвы необходимо знать причины и особенности этого явления.

Значительный вклад в изучение этого сложнейшего геомеханического явления внесли В. Н. Барановский, М. Н. Весков, В. М. Городничев, А. Б. Макаров и др. [3].

Характер проявления пучения почвы и его интенсивность, часто определяющие выбор того или иного способа борьбы с пучениями, зависят от физико-механических свойств горных пород, при этом большую роль играют реологические свойства пород, которые оказывают влияние на изменение поведения пород под нагрузкой во времени.

Изучению физико-механических и реологических свойств горных пород большое внимание уделено в работах И. Л. Черняка, Ю. И. Бурчакова, В. Т. Глушко, Г. Н. Кузнецова и др.

Московским горным институтом на протяжении почти 20 лет проводились исследования по изучению пучения почвы в Донецком и Подмосковном угольных бассейнах.

К настоящему времени накоплен материал о смещениях пород почвы выработок, пройденных и поддерживаемых в различных геологических и горнотехнических условиях, характерных для разрабатываемых угольных месторождений и применительно к месторождениям осадочного типа.

Анализируя материал исследовательских работ, проявления пучения почвы, интенсивности и его предотвращения при отработке угольных месторождений дают основание оценить устойчивость почвы горных выработок от большого числа горно-геологических и горно-технологических факторов, важнейшими из которых являются физико-механические свойства пород. К ним относятся: пределы прочности пород при сжатии, растяжении и сдвиге, а также гранулометрический состав, плотность, пористость.

Наиболее интенсивное пучение наблюдается в выработках, породы почвы которых состоят в основном из глинистых компонентов – глины, глинистых, песчано-глинистых сланцев. Эти породы характеризуются относительно низкими прочностными показателями.

По данным исследований, средняя прочность пород при сжатии зависит от степени их метаморфизма [1].

Заметное влияние на прочность пород оказывает влажность: увеличение влажности приводит к снижению прочности пород и как следствие – к интенсивному их пучению [4].

Естественная влажность горных пород в пределах одного и того же литологического слоя неодинакова. Породы непосредственной кровли и почвы пласта отличаются повышенной влажностью. Отличается также изменение напряженного состояния пород при очистной выемке, что приводит к изменению влажности. Вода поступает по трещинам в выработку, увлажняет почву и может явиться одной из причин пучения пород [2].

Таким образом, эффективность и безопасность добычных работ определяются прочностными свойствами рудного массива, которые зависят от его происхождения и метаморфических изменений.

Гигроскопичность и прочностные свойства горных пород определяются включениями минералов группы каолинита (каолинит, галлуазит, анауксит), группы монтмориллонита (монтмориллонит, бентонит, нонтронит, бейделлит), группы гидрослюд, зависят от большого числа горно-геологических и горно-технологических факторов, важнейшими из которых являются физико-

механические свойства пород. К ним относятся: пределы прочности пород при сжатии, растяжении и сдвиге, а также грануметрический состав, плотность, пористость, пучение и другие.

Породы, состоящие из глинистых компонентов, обычно характеризуются относительно низкими прочностными показателями. Средняя прочность пород при сжатии зависит от степени их метаморфизма.

Механическая прочность гигроскопичных горных пород зависит и от структуры, текстурных особенностей и других факторов.

Вода является основным фактором, влияющим на прочностные свойства гигроскопичного рудного массива, сохранность подготовительных и очистных горных выработок.

По данным А. Ф. Ренжиглова, В. Т. Глушко и других авторов [1, 4], прочность пород при увлажнении снижается в 2-10 раз, коэффициент потери прочности колеблется в пределах от 0,61 до 0,12. В отдельных случаях горные породы диспергируют и теряют прочность практически до нуля.

Руды и породы, содержащие минералы группы каолинита, монтмориллонита и гидрослюд, а также алевролиты, аргиллиты, содержащие определенное количество глин, подвергаются набуханию, т. е. увеличению объема пород при смачивании водой. Набухание характеризуется большим давлением, которое может достигать 150 т/м². При набухании происходит изменение естественной влажности глин с резким снижением их прочностных свойств, что приводит к интенсификации процесса пучения.

По результатам вышеизложенного следует: при проведении очистных и подготовительных горных выработок гигроскопичный массив увлажняется технологической водой, при этом теряет свои прочностные свойства, в процессе его набухания (пучения) растет давление на крепь очистного пространства и параллельно увеличивается горное давление от перераспределения естественного поля напряжения.

Аналогичная картина наблюдается при ведении очистных работ на Рубцовском полиметаллическом руднике.

Рудный массив увлажняется в процессе ведения гидрозакладочных работ, помывки трубопроводов и буровых работ.

Метаморфические горные породы вулканно-осадочного происхождения, глинистые с содержанием минералов: каолинита, монтмориллонита и гидрослюд.

Породы, такие как алевролиты, аргиллиты, глинистые руды и другие, содержат большое количество мелкодисперсных глинистых фракций.

Очистные и подготовительные выработки, которые требуется перекреплять, устранять вывалы и завалы, сложно удержать в рабочем состоянии. В сложных ситуациях приходится бросать ранее пройденные и разрушенные выработки и проходить их заново.

На руднике отказались от проходки вертикальных выработок в связи с ростом травматизма.

Месторождение отнесено к третьему классу сложности, руды слабые и неустойчивые.

В гидрогеологическом отношении Рубцовское месторождение характеризуется закрытой структурой и замедленным водообменом. Гидрогеологические условия месторождения в целом простые. Естественная влажность составляет 0,75-0,06 %.

На Рубцовском руднике встала проблема пересмотра технологии ведения очистных работ. Ранее предусмотренная проектом система слоевой выемки с твердеющей гидрозакладкой и применением самоходного оборудования оказалась малоэффективна и опасна. Практика внесла коррективы на отработку гигроскопичных руд.

В настоящее время на руднике ведутся испытания по внедрению слоевой системы с обрушением налегающих пород.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Глушко, В. Т. Инженерно-геологическое прогнозирование устойчивости выработок глубоких шахт / В. Т. Глушко, Г. Т. Кирничанский. – М.: Недра, 1978. – 237 с.
2. Глушко, В. Т. Механика горных пород и охрана выработок / В. Т. Глушко, А. З. Широков. – Киев: Наукова Думка, 1957. – 153 с.
3. Макаров, А. Б. Практическая геомеханика / А. Б. Макаров. – М.: Горная книга, 2006. – 381 с.
4. Черняк, И. Л. Предотвращение пучения почвы горных выработок / И. Л. Черняк. – М.: Недра, 1978. – 237 с.

ПОИСК РАЦИОНАЛЬНОГО ПОРЯДКА ОТРАБОТКИ КРУПНЫХ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НАГОРНОГО И НАГОРНО-ГЛУБИННОГО ТИПОВ

КОЧНЕВ К. А.

Институт горного дела УрО РАН

В настоящее время минерально-сырьевая база Российской Федерации перемещается в восточные и северо-восточные районы страны, которым присущи слаборазвитая инфраструктура, тяжёлые природно-климатические условия, пересеченный рельеф поверхности и др.

Большинство методик проектирования открытой разработки не подходят для таких месторождений, так как направлены в основном на равнинные месторождения.

Изначально необходимо выбрать оптимальный порядок отработки месторождения, что предопределяет календарный график отработки месторождения и режим горных работ, на основании чего можно сделать прогноз экономической эффективности разработки.

Эта проблема встала при разработке технологического регламента на отработку Эльгинского месторождения каменного угля, расположенного в восточной части Южно-Якутского бассейна. Основная часть месторождения, предназначенная к первоочередной разработке, шириной 4 км и высотой 400 м, представляет собой брахисинклинальную складку с пологопадающими крыльями и плоским ядром, находящимися ниже уровня господствующей поверхности на 80-120 м. Углы падения пластов угля и вмещающих пород изменяются главным образом в пределах от +8 до -8 градусов.

Сложность выбора порядка отработки данного месторождения вызвана, в первую очередь, сложными топографическими условиями. Текущие коэффициенты вскрыши по площади месторождения крайне изменчивы.

В первую очередь был проведен горно-геометрический анализ месторождения с целью выделения технологических блоков, внутри которых наблюдаются относительно постоянные коэффициенты вскрыши. По результатам горно-геометрического анализа участок Эльгинского месторождения Большая Гряда был разделен на три блока.

Средние коэффициенты вскрыши внутри выделенных технологических блоков составляют: 1-й блок – 3,14 м³/т; 2-й блок – 3,70 м³/т; 3-й блок – 4,33 м³/т.

Далее осуществлялся выбор варианта системы разработки. Рассматривались два варианта: сплошная продольная и сплошная поперечная (рис. 1).

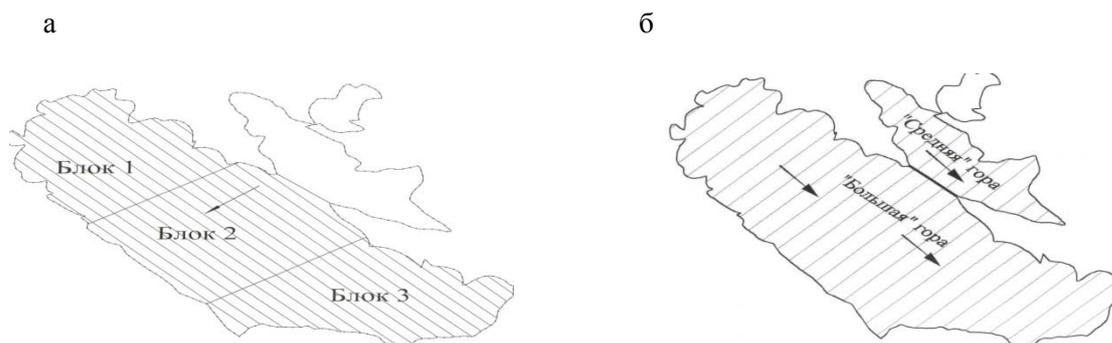


Рис. 1. Отработка Большой Гряды продольно (а) и поперечно (б) соответственно

Было установлено, что наиболее благоприятный режим вскрышных работ обеспечивает сплошная поперечная система разработки (рис. 2).

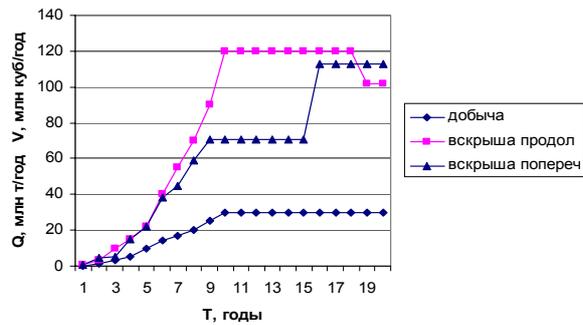


Рис. 2. График режима горных работ при продольной и поперечной отработке

Но данный вариант отработки месторождения требует достаточно высокой интенсивности горных работ, что осложняет вскрытие месторождения. Тогда на месторождении был выделен характерный участок со средним коэффициентом вскрыши $3 \text{ м}^3/\text{т}$, на этом участке было решено вести горные работы с опережением для расположения на борту сформировавшегося карьера вскрывающих выработок.

Производилась оценка двух вариантов отработки месторождения с опережающим ведением горных работ в северо-восточной части: продольная отработка выделенного участка совместно с поперечной отработкой основной части Большой Гряды; поперечная отработка как выделенного участка, так и основной части месторождения (рис. 3).

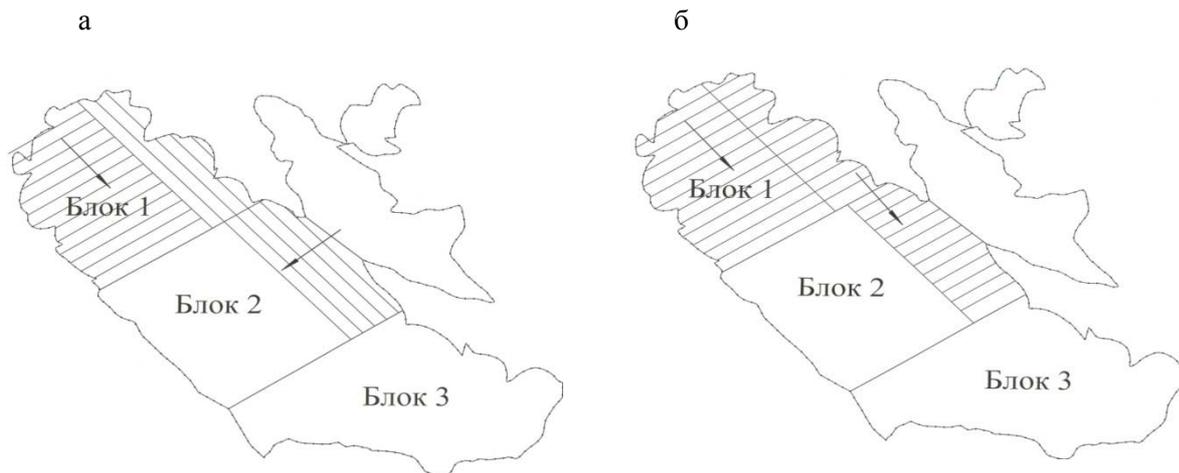


Рис. 3. Отработка Большой Гряды с опережающим ведением горных работ по продольной (а) и поперечной (б) схемам соответственно

Было установлено, что режим горных работ (рис. 4) фактически одинаков для обоих вариантов, но при поперечном ведении горных работ необходимо обеспечить достаточно высокую интенсивность, что на начальном этапе разработки достаточно сложно из-за отсутствия сформированного временно нерабочего борта карьера, подлежащего для размещения вскрывающих выработок, но тем не менее возможно и наиболее рационально для данного месторождения. Опережающее поперечное ведение горных работ обеспечивает скорейшее формирование временно нерабочего борта, следовательно скорейшее вскрытие основной части месторождения.

Также рассматривался пятый вариант порядка отработки Эльгинского месторождения каменного угля. Он заключается в следующем: в первые 10 лет разработка ведется в пределах первого блока по выходу пласта У5 по продольной схеме, в последующие годы остальная часть срабатывается по сплошной поперечной системе разработки (рис. 5).

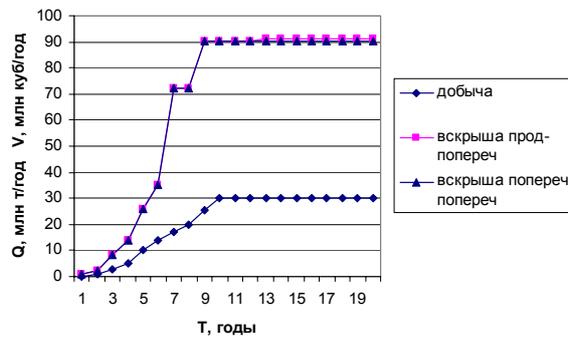


Рис. 4. График режима горных работ при опережающем их ведении на северо-восточном участке



Рис. 5. Комбинированная отработка 1-го блока Большой Гряды

Данный вариант был отвергнут в связи с нерациональным режимом горных работ (рис. 6).

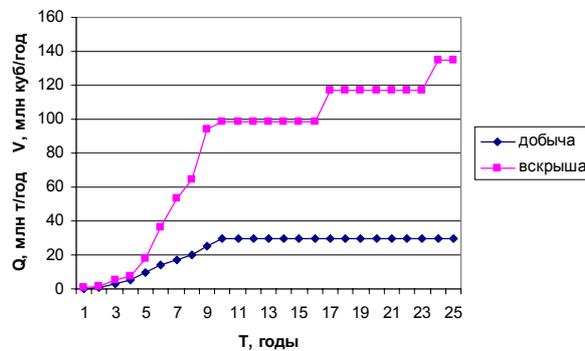


Рис. 6. График режима горных работ при комбинированной отработке 1 блока Большой Гряды

В результате проведенных исследований применительно к Эльгинскому месторождению был принят следующий порядок его отработки: северо-восточная часть месторождения отрабатывается поперечно с опережением, следом отрабатывается основная часть также поперечно.

Все это послужило основой для методики выбора оптимального порядка отработки угольных месторождений нагорного и нагорно-глубинного типов, разработка которой в данный момент ведется в ИГД УрО РАН.

ПЕРСПЕКТИВНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ НА ДОБЫЧЕ БЛОКОВ ИЗ ПРОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

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

Россия с ее гигантской сырьевой базой и большими объемами строительства располагает всеми необходимыми предпосылками, чтобы занять достойное место в числе держав - исторических производителей облицовочного камня. Однако на сегодняшнем российском рынке камня катастрофически недостает изделий из прочных горных пород.

Большими запасами прочных горных пород обладает Северо-Западный регион России, а на территории Урала расположены ряд уникальных месторождений прочных пород – гранитов (Мансуровское, Западно-Султаевское, Исетское, Сибирское), выход блоков по которым по геологическим данным составляет от 62 до 80 %. Объем добываемых блоков по этим месторождениям, кроме Мансуровского, на превышает 500 м³ в месяц. Но и это относительно небольшое количество добываемых блоков в основной своей массе не соответствует стандарту - ГОСТ 9479-98. Объемы производства блоков по этим месторождениям за последние годы практически не увеличиваются, несмотря на давно сформировавшийся в стране дефицит. Основные причины этого – высокая себестоимость продукции из-за низкого технологического уровня производства и несоблюдение стандарта на блоки.

На Сибирском гранитном карьере выход блоков, по данным разведки, составляет 62 %, а фактический – в 1,5 раза ниже. Изучение статистических данных показало, что выход блоков I группы составляет всего 7 %, а средний объем блока $V_6 = 1,1 \times 1,1 \times 1,2 = 1,45 \text{ м}^3$, что соответствует III группе по ГОСТ 9479-98. Происходит это в связи с тем, что на Сибирском гранитном карьере блоки отделяются от массива по одностадийной схеме добычи с использованием буроклинового способа и терморезания.

Разработка карьера ведется уступами высотой от 0,7 до 1,5 м. Для подготовки блоков к выемке по линии откола - «строчке» бурятся короткие шпуровы диаметром 32 мм, глубиной 0,2 м с шагом 0,2 м. Для откола блока в шпуровы забиваются клинья кувалдой или отбойным молотком. Бурение шпуров по строчке осуществляется ручными перфораторами.

Форма получающейся при этом значительной части блоков очень далека от прямоугольной и не соответствует требованиям стандарта (рис. 1).



Рис. 1. Форма блоков, добываемых на Сибирском гранитном карьере

Блоки, которые в настоящее время добываются на карьере, поставляются для переработки на изделия в собственном камнеобрабатывающем цехе. При добыче блоков этим способом уступы в большинстве случаев имеют неправильную форму. Все это вызвано тем, что при короткошпуровой подготовке к выемке откол блоков происходит по наиболее ослабленным плоскостям в массиве, закругляющимся в нижней части отделяемого блока.

Описанная выше технология добычи блоков применяется на карьере уже более 60 лет. За период отработки карьера низкими уступами они дорабатывались без оставления каких-либо берм, поэтому угол откоса бортов карьера на отдельных участках достиг 80° (рис. 2). В связи с этим для дальнейшей отработки карьера придется либо углубляться на нижние горизонты, либо расширять границы карьерного поля с большими объемами вскрышных работ по скальной вскрыше.



Рис. 2. Фрагмент юго-западного борта Сибирского карьера

Рабочие площадки на карьере формируются случайно вблизи обрабатываемых участков. Горизонтальных площадок, как правило, нет, поэтому для установки стрелового крана требуется подсыпка их щебнем.

Карьер по-прежнему с большим трудом удовлетворяет лишь потребности собственного цеха. А ведь Сибирский гранитный карьер является одним из базовых предприятий Урала по добыче блочного гранита.

Аналогичная ситуация сложилась на Исетском и Западно-Султаевском гранитных карьерах, где после отработки маломощных слоев вскрыши добыча блоков продолжается низкими уступами. Следует заметить, что на Исетском и Западно-Султаевском гранитных карьерах в последние годы постепенно осуществляется переход на добычу блоков высокими уступами с использованием для бурения строчечных буровых установок.

При буроклиновом способе добычи блоков наиболее трудоемкой операцией является бурение шпуров для отделения блоков и монолитов от массива. На большинстве уральских гранитных карьеров для бурения шпуров используют ручные перфораторы или установки строчечного бурения. Низкая производительность этого бурового оборудования вынуждает эти предприятия идти по пути сокращения объемов бурения за счет уменьшения глубины или шага бурения, что приводит к снижению качества блочного камня и объемов добычи.

И лишь на Мансуровском гранитном карьере ОАО «Гранит» бурение шпуров осуществляется буровой установкой Kommando 110 шведской фирмы Sandvik. Высокая производительность буровой установки позволила полностью перейти на глубокое бурение шпуров и высокоуступную технологию добычи блоков.

Рис. 3. Гранитные блоки, полученные длинношпуровой отбойкой на Мансуровском гранитном карьере

На втором участке Мансуровского карьера, обрабатываемом ОАО «Уральские камни», бурение шпуров также производится на всю высоту отделяемого блока строчечными буровыми установками. Поэтому качество и размеры большей части блоков, добываемых на обоих участках Мансуровского карьера, соответствуют I и II группам по ГОСТ 9479-98.



При использовании буроклинового способа прежде всего необходимо правильно выбрать оптимальную схему бурения шпуров, так как от этого будет зависеть его эффективность. Качество обделяемого блока или монолита будет зависеть от величины ослабления плоскости раскалывания.

Но более важным является то, что при бурении короткими шпурами невозможно создать карьер с высокими уступами, на котором появится возможность добывать крупные блоки. При бурении короткими шпурами, известном с глубокой древности, возможна лишь успешная ломка камня, но не создание карьера по добыче блочного камня с заданными параметрами.

В этом случае откол очередной глыбы будет производиться только до ближайшей, случайно ориентированной трещины или ослабленной поверхности. Именно поэтому на гранитном карьере с хорошими геологическими показателями по выходу кондиционных блоков будет добываться второсортное сырье, пригодное лишь на мелкоштучные поделки. Именно такая ситуация наблюдается на Сибирском гранитном карьере.

Исследования показали, что буроклиновой откол блоков возможен при значениях удельной величины ослабления плоскости раскалывания в 7,7 – 9,0 раз ниже максимального значения, однако качество поверхности откола при этом не гарантируется. Основные значения прочностных и упругих характеристик гранитов Урала приведены в таблице.

Основные прочностные и упругие характеристики гранитов уральских месторождений

Тип гранита	Пределы прочности, МПа		Коэффициенты		
	на сжатие, $\sigma_{сж}$	на растяжение, σ_p	Пуассона μ	ослабления поверхности откола ρ	
				возможный откол	качественный откол*
Сибирский	151-238	7-19	0,18-0,22	0,0038	0,031
Исетский	150-228	8-17	0,17-0,21	0,0039	0,035
Мансуровский	96-144	6-14	0,12-0,16	0,0032	0,027
Султаевский	160	10-20	0,20	0,0053	0,041

* При качественном отколе блоки соответствуют внутренним и международным стандартам.

Для всех этих месторождений гранитов характерны относительно невысокие значения предела прочности на растяжение σ_p , коэффициента Пуассона μ и коэффициента ослабления поверхности раскола ρ . Значения коэффициента ослабления поверхности раскола ρ связаны с пределом прочности на растяжение σ_p и коэффициентом Пуассона μ . Более детально эти связи необходимо устанавливать в специальных исследованиях.

В заключение необходимо отметить, что на всех карьерах по добыче блоков из прочных горных пород необходимо переходить на высокоуступные технологии, позволяющие значительно повысить качество, размеры и выход добываемых блоков из горной массы, увеличить производственные мощности по большинству предприятий.

Низкоуступная схема добычи целесообразна только на разборке плитняка с мощностью прослоек от 0,05 до 0,4 м, образующего верхнюю - выветрелую часть месторождений гранитов.

УДК 622.35

ВЫБОР ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ДОБЫЧИ БЛОЧНОГО КАМНЯ СРЕДНЕЙ ПРОЧНОСТИ

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

Следует иметь в виду, что производительность основного оборудования в большинстве случаев не равна производительности добычного способа, так как способ суммирует в себе выполнение нескольких операций [1]. Производительность технологического оборудования следует рассчитывать пооперационно по своей технологической характеристике в интервале прочности горных пород для каждого вида работ.

Для камнерезных машин с кольцевой фрезой производительность рассчитывается отдельно для продольного и поперечного резания, для машин с цепным и канатным баром отдельно рассчитывается производительность для вертикального и горизонтального резания.

Годовая производительность, м²/год, камнерезных машин всех типов рассчитывается по выражению [2]

$$Q_{\text{год}}^{\text{км}} = Q_{\text{р.ч}}^{\text{км}} \cdot T_{\text{гф}} \cdot K_{\text{вм}} \cdot K_{\text{нр}}, \quad (1)$$

где $Q_{\text{р.ч}}^{\text{км}}$ – часовая производительность резания камнерезной машины, м²/ч; для каждого вида резания раздельно определяется по технической или технологической характеристике машины.

Часовую производительность резания камнерезной машины можно определить и аналитически по уравнениям, приведенным на рис. 1; $T_{\text{гф}}$ – годового фонда рабочего времени машины, ч; $K_{\text{вм}}$ – коэффициент использования рабочего времени камнерезной машины в течение смены, $K_{\text{вм}} = 0,3 \div 0,6$; $K_{\text{нр}}$ – коэффициент, учитывающий направление резания; при вертикальном резании $K_{\text{нр}}=1$, при горизонтальном $K_{\text{нр}}=0,7$.

Годовая производительность буровых установок или ручных буровых машин ($Q_{\text{год}}^{\text{бу}}$, м/год) определяется по выражению

$$Q_{\text{год}}^{\text{бу}} = Q_{\text{р.ч}}^{\text{бу}} \cdot T_{\text{гф}} \cdot K_{\text{вб}} \cdot K_{\text{нб}}, \quad (2)$$

где $Q_{\text{р.ч}}^{\text{бу}}$ – часовая производительность бурения, м; определяется по технической характеристике в с корректировкой на прочность горных пород месторождения; $K_{\text{вб}}$ – коэффициент использования рабочего времени буровой установки в течение рабочей смены, $K_{\text{вб}} = 0,2 \div 0,5$; $K_{\text{нб}}$ – коэффициент, учитывающий направление бурения; при вертикальном бурении $K_{\text{нб}}=1$, при горизонтальном $K_{\text{нб}}=0,7$.

Для буровых работ рассчитывается раздельно производительность вертикального и горизонтального бурения.

Потребность в основном технологическом оборудовании для выполнения отдельных операций $N_{\text{тм}}$, шт. [2]

$$N_{\text{тм}} = \frac{K_{\text{р}} \cdot Q_{\text{год}}^{\text{гм}} \cdot \Sigma q_{\text{р(б)}}^{\text{б(г)}}}{Q_{\text{год}}^{\text{км(бу)}}}, \quad (3)$$

где $K_{\text{р}}$ – коэффициент резерва, учитывающий неравномерность работы оборудования в течение года; $K_{\text{р}} = 1,1 \div 1,15$; $Q_{\text{год}}^{\text{гм}}$ – годовая производительность карьера по горной массе, добываемой данным способом, м³/г.; $\Sigma q_{\text{р(б)}}^{\text{б(г)}}$ – суммарный удельный расход резания или бурения на 1 м³ добытой горной массы, м²/м³ или м/м³ (м⁻¹ или м⁻²).

Удельный расход резания или бурения определяется на основе карты технологического процесса как на операции отделения монолита от массива, так и на операциях разделки монолита на блоки по выражениям [2]:

а) для камнерезных машин с кольцевой фрезой

– на продольном вертикальном и горизонтальном резании ($q_{\text{кф}}^{\text{в,г}}$, м⁻¹)

$$q_{\text{кф}}^{\text{в,г}} = \frac{H_{\text{б}} + B_{\text{б}}}{H_{\text{б}} \cdot B_{\text{б}}}, \quad (4)$$

– на поперечном резании ($q_{\text{кф}}^{\text{п}}$, м⁻¹)

$$q_{\text{кф}}^{\text{п}} = L_{\text{б}}^{-1}, \quad (5)$$

где $H_{\text{б}}$, $B_{\text{б}}$ и $L_{\text{б}}$ – высота, ширина и длина блока, м.

б) для камнерезных машин с канатным и баровым режущим органом

– на вертикальном резании ($q_{\text{кк(кб)}}^{\text{в}}$, м⁻¹)

$$q_{\text{кк(кб)}}^{\text{в}} = \frac{L_{\text{м}} + B_{\text{м}}}{L_{\text{м}} \cdot B_{\text{м}}}; \quad (6)$$

– на горизонтальном резании ($q_{\text{кк(кб)}}^{\text{г}}$, м⁻¹)

$$q_{\text{кк(кб)}}^{\text{г}} = H_{\text{у}}^{-1}. \quad (7)$$

Удельный расход резания при разделении монолита на блоки ($q_p, \text{м}^{-1}$) определяется с учетом схемы его разделки:

$$q_p = K_{\text{нр}} \left(\frac{n_{\text{поп}}}{L_{\text{м}}} + \frac{n_{\text{пр}}}{H_{\text{м}}} \right), \quad (8)$$

где $K_{\text{нр}}$ – коэффициент неравномерности, $K_{\text{нр}} = 1,15 \div 1,2$; $n_{\text{поп}}$ и $n_{\text{пр}}$ – количество поперечных и продольных резов при разделении монолита на блоки. Количество резов определяется по схеме разрезки монолита на блоки.

Объем резания на пассивовку трудно учесть, не имея фактических данных по месторождению, поэтому ориентировочно принимаем его в размере 40 % от объема на разделение монолита на блоки, т. е.

$$q_{\text{п}} = 0,4 \cdot q_p. \quad (9)$$

Суммарный объем резания определяется только для однотипных машин и для одного вида резания. В приведенном нами случае для определения общего количества машин, используемых на вертикальном резании, можно сложить удельные расходы резания, если разрезание монолита производится алмазоканатными машинами:

$$\Sigma q^{\text{в}} = q_{\text{кк}}^{\text{в}} + q_p + q_{\text{п}}. \quad (10)$$

Полученное по формуле (3) количество однотипных машин на горизонтальном и вертикальном резании складывается и только после этого округляется до целого числа.

в) для буровых установок при бурении технологических скважин

– в вертикальной плоскости ($q_{\text{бy}}^{\text{г}}, \text{м}^{-2}$)

$$q_{\text{бy}}^{\text{г}} = L_{\text{м}}^{-1} \cdot B_{\text{м}}^{-1}; \quad (11)$$

– в горизонтальной плоскости ($q_{\text{бy}}^{\text{в}}, \text{м}^{-2}$)

$$q_{\text{бy}}^{\text{в}} = \frac{L_{\text{м}} + B_{\text{м}}}{L_{\text{м}} \cdot B_{\text{м}} \cdot H_{\text{y}}}, \quad (12)$$

где $B_{\text{м}}$ и $L_{\text{м}}$ – ширина и длина монолита, м; H_{y} – высота уступа, м.

Удельный расход бурения в технологических схемах с бурением в заданном направлении по строчке и последующим отколом определяется в зависимости от принятого способа откола монолита или блока от массива и на операциях разделки монолита на блоки по выражениям [2]:

а) на вертикальном бурении ($q_{\text{бy}}^{\text{вс}}, \text{м}^{-2}$)

$$q_{\text{бy}}^{\text{вс}} = \frac{L_{\text{ш}}^{\text{в}} \cdot (L_{\text{м}} + B_{\text{м}})}{a \cdot L_{\text{м}} \cdot B_{\text{м}} \cdot H_{\text{y}}}; \quad (13)$$

б) на горизонтальном бурении ($q_{\text{бy}}^{\text{гс}}, \text{м}^{-2}$)

$$q_{\text{бy}}^{\text{гс}} = \frac{L_{\text{ш}}^{\text{г}}}{a \cdot B_{\text{м}} \cdot H_{\text{y}}}, \quad (14)$$

где $L_{\text{ш}}^{\text{в}}$ и $L_{\text{ш}}^{\text{г}}$ – длина шпуров, м; a – шаг бурения, м; на эксплуатирующихся карьерах определяется опытным путем.

При отсутствии опытных данных шаг бурения определяется в зависимости от способа откола. Так, при отколе механическими, гидравлическими клиньями и силовыми элементами шаг бурения ($a_0, \text{м}$) определяется по выражению [2]

$$a_0 = \frac{S_0}{K_{\text{чк}} \cdot L_{\text{ш}}} + d_{\text{ш}}, \quad (15)$$

где $K_{\text{чк}}$ – коэффициент, учитывающий частоту установки клиньев; при установке клиньев в соседних шпурах $K_{\text{чк}} = 1$, через шпур $K_{\text{чк}} = 2$, через два шпура $K_{\text{чк}} = 3$; $d_{\text{ш}}$ – диаметр шпура, м; S_0 – площадь откола, приходящаяся на один клин, м^2 ; значение ее определяется по эмпирической зависимости ($S_0, \text{м}^2$) [3]

$$S_o = K_{\text{нр}} \cdot K_{\text{сп}} \cdot \left(0,1 + \frac{1,5}{\sigma_p}\right), \quad (16)$$

где $K_{\text{нр}}$ – коэффициент, характеризующий текстуру горной породы и направление раскола; для горных пород с массивной текстурой $K_{\text{нр}}=1$, для пород со слоистой текстурой $K_{\text{нр}}=0,55+\cos\alpha$; α – угол между направлением раскола и слоистостью горной породы; $K_{\text{сп}}$ – коэффициент, учитывающий способ откола; при отколе гидравлическими клиньями и силовыми элементами $K_{\text{сп}}=1,0$; при отколе механическими клиньями $K_{\text{сп}}=5,0$; σ_p – предел прочности горной породы на растяжение, МПа.

Полная потребность в основном технологическом оборудовании определяется сложением потребностей по операциям (при использовании для различных целей однотипного оборудования) и округлением до целого большего числа:

$$N_{\text{отм}} = \sum_1^n N_{\text{тм}}. \quad (17)$$

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бычков, Г. В. Расчет технологических процессов на добыче блочного камня: учебно-методическое пособие / Г. В. Бычков. – Екатеринбург: Изд-во Урал. гос. горно-геол. акад., 1994. – 55 с.
2. Бычков, Г. В. Расчет и выбор технологического оборудования для добычи блоков: учебно-методическое пособие / Г. В. Бычков. – Свердловск: Изд-во Уральского горного института, 1993. – 39 с.
3. Бычков, Г. В. Технология подготовки к выемке вскрышных пород на месторождениях природного камня / Г. В. Бычков. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2007. – 82 с.

УДК 622.211.32:622.333

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ И ПОРЯДКА ОТРАБОТКИ ПЛАСТОВ ЭЛЬГИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАМЕННОГО УГЛЯ

ИСАКОВ С. В., БОГУШЕВИЧ И. Л., РЕПИН Л. А.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

На Эльгинском месторождении практический интерес представляет верхняя часть разреза продуктивной толщи, представленная ундытканской свитой нижнемелового возраста мощностью 580 м и ее подстилающая верхнеюрская нерюнгринская свита мощностью 200-250 м. На площади месторождения и за его пределами широкое развитие имеют рыхлые четвертичные образования различного возраста и генезиса мощностью до 70 м.

Основная масса запасов (86 %) расположена в четырех нижних пластах угля, которые в нисходящем порядке названы как У5, У4, Н16 и Н15. Все эти четыре пласта имеют свойства и коксующеся, и энергетического угля, хотя пласт Н15 в основном используется в качестве сырья для энергетического угля из-за низких свойств обогатимости.

Литология пласта состоит из отдельных угольных слоев (в количестве до 10). Две основные нижние пачки пласта У5 имеют самую низкую зольность рядового угля и более благоприятные характеристики обогатимости. Им будет отдано преимущество как основному исходному материалу для получения коксующеся угля [3].

С технологической точки зрения, опираясь на наиболее мощные междупластья, ограничивающие интенсивность подвигания вскрышных работ, а следовательно, и продуктивность нижележащих пластов, следует выделять четыре технологические зоны.

- | | |
|-----------|------------------------------------|
| 1-я зона: | У20, У19, У18, У17; |
| 2-я зона: | У14, У13, У12, У8, У6В, У6; |
| 3-я зона: | У5В, У5, У5Н, У4В2, У4В1, У4, У4Н; |
| 4-я зона: | Н16, Н15В, Н15. |

Вскрышные междупластья по свитам распределяются следующим образом:

- 1-я зона: У17-У18, У18-У19, У19-У20, У20 – поверхность;
- 2-я зона: У6-У8, У8-У12, У12-У13, У13-У14, У14-У17;
- 3-я зона: У4-У5, У5-У6;
- 4-я зона: Н15-Н16, Н16-У4.

При анализе порядка отработки месторождения использованы методы горно-геометрического анализа, основанные на геоинформационном моделировании геологических условий залегания и рабочей зоны будущего угольного разреза [1].

Для повышения степени детальности расчетов, а также возможности прогнозирования интенсивности ведения горных работ и очередности отработки месторождение Большая гора разделено на 3 блока (№ 1, № 2, № 3) с протяженностью 3,5-4,5 км каждый. Средняя гора разделена на два блока (№ 4, № 5), характеризующиеся неодинаковыми средними коэффициентами вскрыши.

По результатам горно-геометрических расчетов получены следующие общие количественные данные о средних коэффициентах вскрыши по участкам:

- Большая гряда (участок №1, БГ-1) – 3,14 м³/т;
- Большая гряда (участок №2, БГ-2) – 3,7 м³/т;
- Большая гряда (участок №3, БГ-3) – 4,33 м³/т;
- Средняя гряда (СГ) – 2,35 м³/т.

По результатам горно-геометрических расчетов построены графики режима горных работ, которые затем были трансформированы в календарные.

Предварительные горно-геометрические расчеты свидетельствуют о том, что:

– системообразующим элементом, формирующим общий порядок отработки месторождения, является Большая гряда;

– анализ коэффициентов вскрыши (по гипсометрической модели) свидетельствует о том, что в поле Большой гряды следует выделять три крупных блока-участка, отличающихся средними коэффициентами вскрыши, динамикой и величиной текущих коэффициентов вскрыши, суммарной мощностью обрабатываемых пластов и интенсивностью отработки, обеспечивающей заданный Техническим заданием объем добычи;

– отработка Малой и Средней гряды является средством управления текущими коэффициентами вскрыши и стабилизации качества производимой продукции.

Количественные характеристики (объемы угля и вскрыши) перемещения рабочей зоны вычислялись на основании упрощенной (пластинчатой) модели. При расчетах предполагалось, что отработка ведется позонно с оставлением временно-нерабочих зон по всей высоте перемещаемого борта.

С целью обоснования интенсивности отработки и ожидаемой производительности по вскрыше при отработке различных участков месторождения горно-геометрические расчеты первоначально выполнялись для следующих вариантов перемещения горных работ: продольное, поперечное, продольно-поперечное.

Детальному исследованию интенсивности отработки при заданном календарном графике добычи подлежал блок № 1 Большой гряды (продольная и поперечная отработка).

Общий анализ коэффициентов вскрыши и производительности отдельных структурных технологических блоков месторождения свидетельствует о том, что отработка месторождения, и в частности Большой гряды, с точки зрения обеспечения минимальных коэффициентов вскрыши может быть достигнута за счет применения комбинированной продольно-поперечной системы разработки.

С точки зрения достижения минимальных коэффициентов вскрыши рациональна первоначальная отработка выходов пластов Н15 и Н16 по периметру Большой гряды и отработка оставшейся части по поперечной схеме.

Календарный график предусматривает опережающее (на 9 лет) продольное развитие горных работ с последующей отработкой оставшейся части по поперечной схеме. При этом интенсивность перемещения горных работ при продольной схеме отработки составляет 80-160 (до 200 м/год), а по поперечной – 150-200 (до 290) м/год. Общая производительность по вскрыше при этом составит 791 млн. м³/год на первые 20 лет разработки при производительности разреза 30 млн. т/год по углю.

Таким образом, за основу для технологических расчетов и прогноза парка основного оборудования на расчетный период отработки (10 лет) принимается: производительность по угольной массе – 30 млн. т/год, по вскрыше – 90 млн.м³/год, с последующим увеличением до 108-110 млн. м³/год.

Основной схемой комплексной механизации, при отработке Эльгинского месторождения, при добыче являются экскаваторно-бульдозерно-автомобильные комплексы цикличного действия.

Остальные схемы добычи, исходя из специфики условий разработки месторождения, наличия вечной мерзлоты и переменного падения пластов (до 7-80), не рассматривались.

Выбор и обоснование типоразмеров оборудования при использовании экскаваторно-бульдозерно-автомобильных комплексов осуществлялись с учетом: мощности пластов – малая и средняя; требований к селективности выемки – высокие; мобильности комплексов – высокая; использования комбинированных энергоносителей – электричество, дизельное топливо; производительности оборудования – соответствует 100-150 млн. м³/год по горной массе.

Таким условиям соответствует применение гидравлических экскаваторов с ковшом емкостью 11-13 м³. При этом в зависимости от условий ведения работ могут применяться как прямые, так и обратные лопаты.

По сложности залегания можно выделить следующие технологические схемы отработки [2]:

–отработка простых маломощных пластов мощностью 1,2-4,5 м (валовая выемка, обратная лопата с поворотным ковшом 11 м³, бульдозер на зачистке) – пласты У20, У19, У18, У17, У14, У8;

–отработка сложных маломощных пластов (1,5-2,5 м) или свиты сближенных пластов с пропластками и междупластьями мощностью до 2,5-3,0 (селективная выемка, обратная лопата 11 м³, бульдозер-рыхлитель на отработке междупластья в навал) – пласты У12, У13, У6;

–отработка пачек с переменной мощностью угля и междупластий (на маломощных участках - селективная выемка, обратная или прямая лопата 11 м³, бульдозер-рыхлитель на отработке междупластий) – пласты У5, У4, Н15В;

–отработка пластов средней мощности и мощных (валовая выемка, прямая лопата 13 м³, бульдозер на зачистке пласта) – пласты У4С, Н16, Н15Н.

При этом, исходя из физико-механических свойств вмещающих пород вскрыши на верхних горизонтах, в качестве основных должны использоваться бульдозеры-рыхлители весом не менее 23-25 т, а на нижних горизонтах – рыхлительные агрегаты весом не менее 50 т.

При выемке пород мощных междупластий рекомендуется применять мощные гидравлические экскаваторы – прямые лопаты с емкостью ковша не менее 40 м³, обеспечивающие высокие скорости продвижения горных работ.

При расчетах ожидаемая годовая производительность экскаваторов рассчитана исходя из фактически достигнутой производительности аналогичных экскаваторов в российских условиях на 1 м³ ковша (250-300 м³/год). Производительность предлагаемых экскаваторов принята соответственно: 11 м³ – 2,85-3,3 (3,1) млн. м³/год; 13 м³ - 3,25–3,9 (3,6) млн. м³/год; 40 м³ – 10,0-12,0 (11,0) млн. м³/год. Исходя из средних данных рассчитана интенсивность отработки пластов и междупластий, а также производительность каждого элемента рабочего пространства разреза на 1 км фронта работ. Технологический регламент отработки пластов и междупластий приведен в таблице.

Технологический регламент отработки угольных пластов и междупластий

Зоны	Пласт	Средняя мощность пласта, м	Средняя мощность междупластья, м	Средняя высота уступа, м	Длина экскаваторного блока, м	Удельная производительность фронта, тыс. м ³ /км
1		–	60	20	300	2700-2750
	У20	4,7	–	4,7	300	650
		–	20	20	300	2700-2750
	У19	1,2	–	1,2	750	160-165
		–	10	10	550	1350
	У18	2,4	–	2,4	366-370	300-650
		–	23	20	300	2700-2750
	У17	2,6	-	2,6	365-370	300-350

Зоны	Пласт	Средняя мощность пласта, м	Средняя мощность междупластья, м	Средняя высота уступа, м	Длина экскаваторного блока, м	Удельная производительность фронта, тыс. м ³ /км			
2		–	77-80	Плотная вскрыша	20	250	2700		
	У14	Пачка	2,76		–	13,35	100-150	1800	
			–		3,0				
			2,35		–				
			–		3,0				
	У12		2,24		–				
			–		30		15	300-350	2000
	У8		1,4		–		1,4	750	150-200
			–		22,5		20	250	2700-2750
	У6		2,7		–		2,7	400	250
		–	62,5		20	250	2700-2750		
3	У5	Пачка	2,5	–	Полускальная и скальная вскрыша	3,5	250	475	
			–	1,0		8,9	200	1200	
			8,9	–		5,0	285	600-650	
			–	5,0		2,1	400	300	
			2,1	–		15	300-325	2000	
			–	15			3,5	256	500
	У4	Пачка	2,24	–		3,0	300	500	
			1,27	–		7,1	200	1200	
			–	3,0		1,8	–	–	
			7,1	–		20	250	2700	
1,8			–	9,6	–	–			
		–	50-60		20	250	2700		
4	Н16		–	35-40	20	250	2700		
			9,6	–	9,6	200	1200		
	Н15	Пачка	1,6	–	2,6	400	350		
			–	1,0	4,8	350	650		
			4,8	–					

Примеры технологических схем отработки мощных междупластий и пачек угля показаны на рис. 1 и 2.

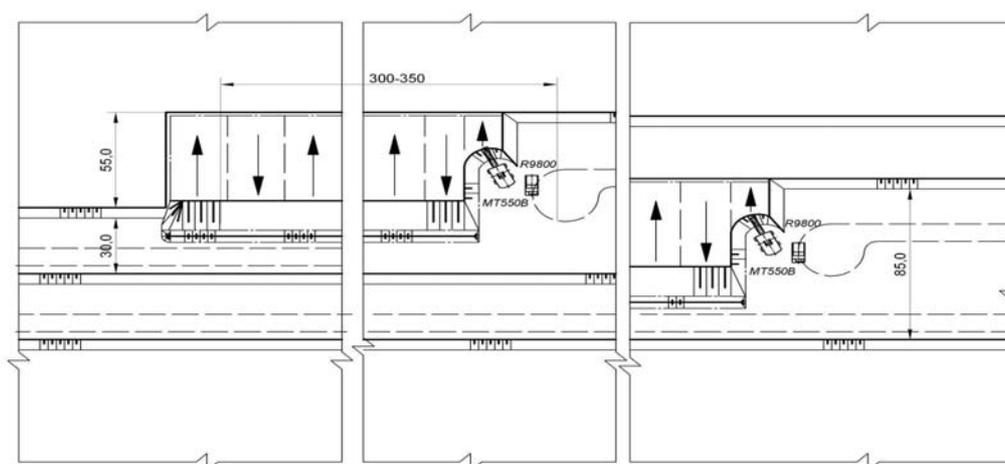


Рис. 1. Технологическая схема разработки скальной вскрыши при сквозном проезде автосамосвалов

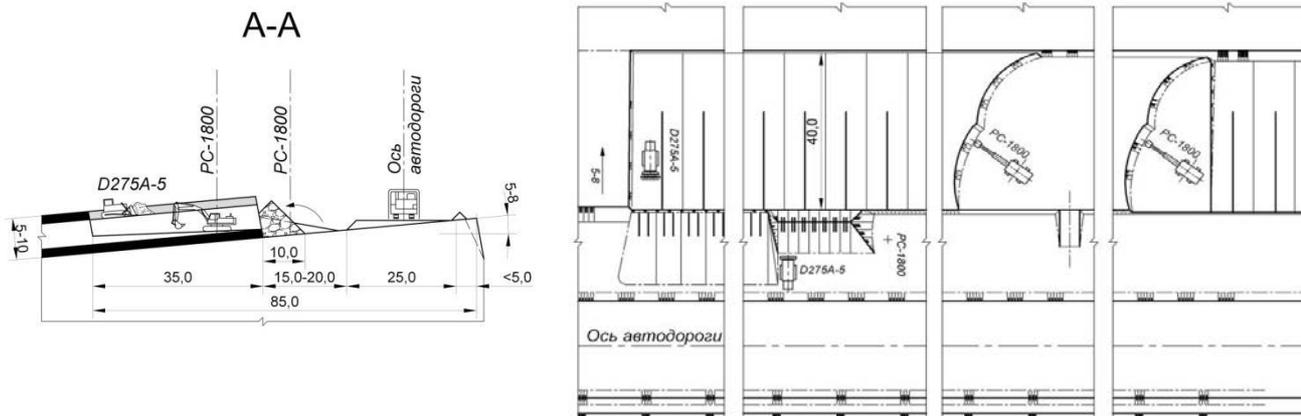


Рис. 2. Технологическая схема отработки пачек угля

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ржевский, В. В. Открытые горные работы: учебник для вузов. Часть 2 / В. В. Ржевский. – 4-е издание, перераб. и доп. – М.: Недра, 1985. – 549 с.
2. Типовая технологическая схема ведения горных работ на угольных разрезах. – М.: Недра, 1982. – 405 с.
3. Отчет о результатах детальной разведки Северо-Западного участка Эльгинского каменноугольного месторождения в Токинском районе Южно-Якутского бассейна за 1991-1996 гг.

УДК 549.08.542/543 622.02:531

ИЗУЧЕНИЕ ТРЕЩИНОВАТЫХ ГОРНЫХ ПОРОД КАК ФРАКТАЛЬНЫХ ОБЪЕКТОВ

ОСИПОВ И. С., ЕРЕМИЗИН А. Н., МАТВЕЕВ А. А.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Разрушение горных пород является главным процессом любой технологии разработки месторождений полезных ископаемых. В настоящее время единой работоспособной теории прочности не существует, однако общепризнано, что разрушение определяется процессами зарождения и развития трещин, а энергия, вводимая в горную породу при ее разрушении, расходуется на образование новой поверхности трещин [1]. Для изучения трещиноватости горных пород на кафедре шахтного строительства УГГУ разработан метод люминесцентной дефектоскопии [2], который позволяет осуществлять фотофиксацию микротрещин образцов с разрешающей способностью 1 мкм.

Развивающиеся при нагружении горных пород трещины имеют сложную геометрию, адекватно описать которую позволяет их фрактальная размерность. В ходе исследований [3] разработана методика определения фрактальной размерности единичных трещин методом «покрытия». Существо метода состоит в нанесении на поверхность образца квадратной сетки с переменным размером ячеек и определении зависимости числа покрывающих трещину клеток от их размера. Определенная таким способом фрактальная размерность d_f позволяет оценить истинные размеры единичных трещин. Однако в процессе разрушения пород трещины растут, ветвятся, группируются в кластеры, т. е. меняется общая картина трещиноватости. Для количественной оценки этого явления может служить информационная и корреляционная размерность трещиноватости горной породы как фрактального объекта.

Указанный метод «покрытия» может быть использован не только для определения фрактальной размерности единичных трещин, но и для оценки закономерностей распределения их по

поверхности образца. Для этого служит информационная (или энтропийная) размерность d_I [4], которая учитывает, сколько объектов (один или несколько) попадают в принятую меру (клетку). В соответствии с мерой информации, введенной Шенноном [5], ее количество $I = -\log P$, где P – вероятность события. В качестве такой меры можно использовать величину:

$$I_i(S, \varepsilon) = -\log P_i(S, \varepsilon). \quad (1)$$

Для вычисления среднего количества информации используем формулу

$$I(S, \varepsilon) = \sum_{i=1}^{N(S, \varepsilon)} -P_i(S, \varepsilon) \cdot \log P_i(S, \varepsilon), \quad (2)$$

где $N(S, \varepsilon)$ – минимальное число сфер (ячеек) радиусом ε , покрывающих множество S ; $P_i(S, \varepsilon)$ – вероятность попадания точки в i -ю сферу:

$$P_i(S, \varepsilon) = \frac{N(S, \varepsilon)}{N}. \quad (3)$$

Информационная размерность определится пределом

$$d_I = \lim_{\varepsilon \rightarrow 0} \frac{I(S, \varepsilon)}{\log(1/\varepsilon)}, \quad (4)$$

т. е. $I(S, \varepsilon) \sim d_I \log \varepsilon$.

Информационная размерность может служить мерой неоднородности распределения точек на фрактале. При однородном распределении (когда в каждой ячейке находится одна точка) информационная размерность строго соответствует размерности Колмогорова. При неоднородном распределении $d_I < d_0$, и чем больше эта разница, тем выше степень неоднородности.

Другим способом оценки трещиноватости горных пород, учитывающим взаимное расположение трещин, является корреляционная размерность d_2 [4]. Корреляционная размерность, в отличие от других, основывается не на методе покрытия, а на оценке расстояния между парами точек дискретного множества N с координатами r_1, r_2, \dots, r_N . Оценкой служит корреляционный интеграл $C(\varepsilon)$, численно равный отношению к числу пар точек, расстояние между которыми не превышает заданную величину ε :

$$C(\varepsilon) = \lim_{N \rightarrow \infty} \frac{1}{N(N-1)} \sum_{i,j=1; i \neq j}^N \chi(\varepsilon - |r_i - r_j|), \quad (5)$$

где χ – функция Хевисайда, принимающая значения $\chi(x) = 0$ при $x < 0$ и $\chi(x) = 1$ при $x \geq 0$.

Для фрактального множества

$$\lim_{\varepsilon \rightarrow 0} C(\varepsilon) \sim \varepsilon^{d_2}, \quad (6)$$

где d_2 – положительный показатель степени, который называется корреляционной размерностью;

$$d_2 = \lim_{\varepsilon \rightarrow 0} \frac{\log C(\varepsilon)}{\log \varepsilon}. \quad (7)$$

Рассмотрим общую постановку задачи, когда на плоскости распределено множество из N точек с координатами r_1, r_2, \dots, r_N . Определение размерности основано на вычислении корреляционного интеграла, представляющего собой сумму значений функции Хевисайда (уравнение (5)). Наиболее удобная процедура анализа состоит в следующем.

Произвольно выбирается точка начала координат – референтная точка N_{ref} . Вокруг не проводится окружность (в объемном случае – сфера) радиусом ε . Все точки, попавшие внутрь этой окружности, заведомо имеют положительное значение разности $(\varepsilon - |r_i - r_j|) > 0$, т. е. функция Хевисайда приобретает значение $\chi(x) = 1$. Тогда под знаком суммы в уравнении (5) будет просто число точек, попавших в сферу радиусом ε_i .

Тогда алгоритм определения корреляционной размерности можно представить следующим образом. На плоскости выбирается несколько референтных точек $N_{\text{ref}(i)}$. Вокруг каждой точки проводится окружность радиусом ε_{i1} и подсчитывается число точек, попавших внутрь этой окружности (сферы) n_1 . Затем проводится окружность радиусом $\varepsilon_{i2} > \varepsilon_{i1}$ и определяется n_2 . Повторяя эту процедуру, получим ряд парных значений для каждой референтной точки $N_{\text{ref}(i)}$: $\varepsilon_j - n_j$.

При нескольких референтных точках N_{ref} формула корреляционного интеграла преобразуется к виду:

$$C(\varepsilon) = \lim_{N \rightarrow \infty} \frac{1}{N_{\text{ref}}} \frac{1}{N} \sum_{i=1}^{N_{\text{ref}}} \sum_{j=1}^N \chi(\varepsilon - |r_i - r_j|) \quad (8)$$

При реализации вышеуказанной процедуры вычисления производятся в следующем порядке. Для каждой единичной сферы радиусом ε_j по всем референтным точкам вычисляется корреляционный интеграл:

$$C(\varepsilon_j) = \sum_{i=1}^{N_{\text{ref}}} n_j. \quad (9)$$

По полученным парам значений строится график функции:

$$\log C(\varepsilon_j) = f(\log \varepsilon_j). \quad (10)$$

Способом наименьших квадратов определяем угловой коэффициент прямой, значение которого и соответствует корреляционной размерности d_2 (уравнение (7)).

При реализации данной процедуры нужно решить две задачи: определить число референтных точек N_{ref} и задать радиусы сфер ε_j . Число $N_{\text{ref}}(i)$ будет зависеть от исследуемой площади (или объема) образца, но представляется, что число таких точек должно быть не менее 3-4. Из соображений надежности корреляционного анализа (построения графика) число окружностей или сфер должно быть не менее 6-7. Причем желательно выбирать шаг увеличения ε_j в логарифмической пропорции для получения на графике равноотстоящих точек. Очевидно, что наибольшая сфера радиусом ε_{max} не должна выходить за пределы образца.

На основании вышеизложенного алгоритма разработана компьютерная программа и выполнено определение корреляционной размерности для образцов горных пород Мансуровского и Североуральских месторождений. В качестве примера на рис. 1 представлен макет поверхности образца гранита. Здесь в качестве точечных объектов приняты вершины трещин.

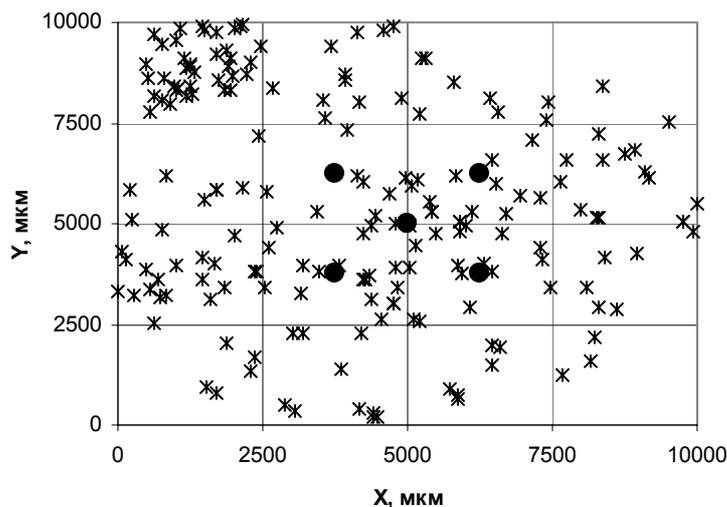


Рис. 1. Макет поверхности образца гранита с вершинами первых 100 трещин:

ж – вершины трещин; ● – референтные точки

Компьютерная программа рассчитывает расстояние вершин трещин до каждой из референтных точек и сравнивает их с радиусом окружностей, определяя тем самым значения функции Хевисайда. Последующим суммированием этих значений для каждой сферы вычисляется корреляционный интеграл. По полученным данным автоматически строится график уравнения (8). По углу наклона графика (рис. 2) с помощью способа наименьших квадратов определяется корреляционная размерность.

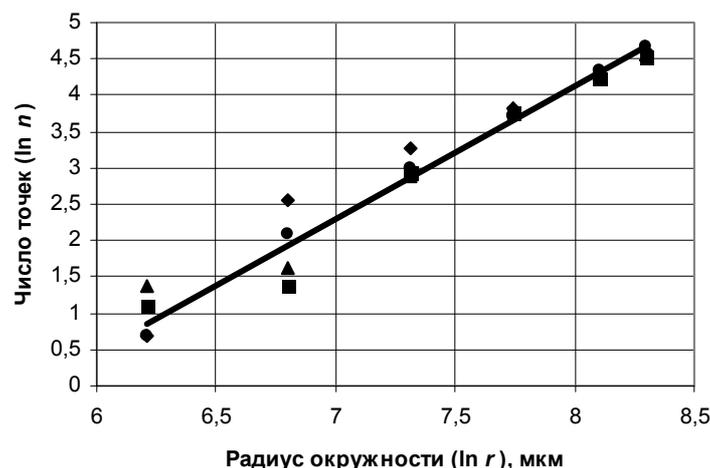


Рис. 2. График числа точек в окружностях с центром в референтных точках

Для данной поверхности образца гранита корреляционная размерность $d_2=1,778$ при изменении этой величины для каждой референтной точки от 1,68 до 1,87.

Таким образом, определение информационной и корреляционной размерностей позволяет оценить закономерности распределения трещин в горной породе с различных позиций.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Латышев, О. Г. Разрушение горных пород / О. Г. Латышев. – М.: Теплотехник, 2007. – 672 с.
2. Осипов, И. С. К методике оценки трещиноватости горной породы люминесцентным способом / И. С. Осипов // Известия УГГУ. Материалы Уральской горнопромышленной декады. – Екатеринбург, 2006. – С. 24-25.
3. Осипов И. С. Определение фрактальных размерностей трещин применительно к горным породам Североуральских бокситовых месторождений // Известия УГГУ. Материалы Уральской горнопромышленной декады. – Екатеринбург, 2008. – С. 109-110.
4. Крылов, С. С. Фракталы в геофизике: учеб. пособие / С. С. Крылов, Н. Ю. Бобков. – СПб: Изд-во СПб университета, 2004. – 138 с.
5. Бриллюэн, Л. Наука и теория информации / Л. Бриллюэн. –М.: Физматгиз, 1960. –392 с.

УДК 622.278

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПОВЕРХНОСТНО-АКТИВНЫХ ВЕЩЕСТВ ДЛЯ ПРОФИЛАКТИКИ ГОРНЫХ УДАРОВ ПРИ БУРЕНИИ РАЗГРУЗОЧНЫХ СКВАЖИН И КАМУФЛЕТНОМ ВЗРЫВАНИИ

СЫНБУЛАТОВ В. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Увеличение глубины разработки месторождений связано с усложнением горно-геологической обстановки и динамическими проявлениями горного давления – горными ударами. В настоящее время большинство месторождений полезных ископаемых Урала признаны опасными по горным ударам.

Традиционные методы предотвращения горных ударов включают бурение разгрузочных скважин (щелей) и камуфлетное взрывание. Реализация этих методов связана с остановкой горных работ и отличается большими затратами труда и времени, что увеличивает себестоимость добываемого полезного ископаемого.

Одним из перспективных направлений профилактики горных ударов является управление свойствами и состоянием пород поверхностно-активными веществами (ПАВ). Эффективность ПАВ как средства воздействия на свойства горных пород доказана, однако применительно к борьбе с горными ударами они не получили широкого распространения. В частности, не решена задача по определению критериев для априорной оценки (прогнозированию) эффективности использования ПАВ при бурении разгрузочных скважин и камуфлетном взрывании.

Представленные исследования в значительной мере посвящены решению данной задачи, что и определяет их актуальность.

Теория и практика буровых работ свидетельствуют о том, что производительность процесса определяется сложным взаимодействием и взаимообусловленностью параметров техники и технологии бурения P и свойством разрушаемых пород W [1]. Структура критерия принята в виде $K_6 = P/W$. Для использования данного соотношения в качестве универсального критерия необходимо, чтобы образующие его параметры представляли собой безразмерную комбинацию. С целью сравнительной оценки эффективности бурения пород в различных условиях и использования критерия как классификационного признака предусмотрена процедура его нормирования путем приведения выражения к виду $K_{6н} = \ln(q_i K_6)$, где q_i – нормирующий множитель, обеспечивающий приведение величины критерия к единому интервалу изменчивости для различных горно-геологических условий (нами принят $K_{6н} = 0,1 \div 10$).

На основе анализа физики процессов бурения, имеющих теоретических и эмпирических соотношений параметров бурения и свойств горных пород установлены наиболее значимые факторы, формирующие критерий K_6 [1]. Применение аппарата теории размерностей позволило получить ряд безразмерных соотношений этих факторов. Окончательный выбор наиболее адекватного выражения критерия определен результатами опытно-промышленного бурения и вышеприведенными исследованиями. Критерий эффективности бурения разгрузочных скважин:

$$K_{6н} = \ln \left\{ q_i \frac{\rho E}{k_{пл}} \left[\frac{n (P_y + Q/d)}{d P_k f_{тр} (\sigma_p + \sigma_{сж} + \tau_{сдв})} \right]^2 \right\}, \quad (1)$$

где ρ – объемная масса горной породы; E – модуль упругости горной породы; $k_{пл}$ – коэффициент пластичности горной породы; n – частота ударов; P_y – осевое усилие подачи; Q – энергия удара; d – диаметр скважины; P_k – контактная прочность горной породы; $f_{тр}$ – коэффициент трения; $\sigma_{сж}$, σ_p и $\tau_{сдв}$ – прочность горной породы при сжатии, растяжении и сдвиге.

Расчет величины критерия для различных горных пород и сопоставление его с результатами опытного бурения разгрузочных скважин позволили установить его связь со скоростью механического бурения:

$$V_0 = k \sqrt[3]{K_{6н}^2}, \quad (2)$$

где k – коэффициент условий бурения.

Другим способом предотвращения горных ударов является камуфлетное взрывание зарядов ВВ. На основе вышеизложенных соображений нами выполнен анализ физических закономерностей разрушения горных пород взрывом, получены безразмерные комбинации наиболее значимых параметров и обоснован критерий эффективности камуфлетного взрывания в виде:

$$K_{вз} = \ln \left\{ q_i \left[\frac{k_n M_t C_p^2 \mu \rho_{ВВ}^2 W_{ВВ} r^2 L}{[\sigma_p^2 + 2(1+\nu) \tau_{сдв}^2] d^2} \right] \right\}, \quad (3)$$

где k_n – коэффициент неоднородности пород; M_t – линейный модуль трещиноватости массива; C_p – скорость продольной волны в массиве; μ – КПД взрыва; $\rho_{ВВ}$ – плотность ВВ; $W_{ВВ}$ – потенциальная энергия ВВ; r – половина среднего расстояния между зарядами (радиус влияния заряда); L – глубина шпура или скважины; ν – коэффициент Пуассона; d – диаметр заряда (шпура или скважины); σ_p и $\tau_{сдв}$ – прочность горной породы при растяжении и сдвиге.

На основе анализа параметров камуфлетного взрывания в реальных условиях и расчета для этих же условий величины K_{B3} установлено, что удельный расход ВВ экспоненциально связан с критерием эффективности [1]

$$q = \alpha e^{-K_{B3}}, \quad (4)$$

где α – коэффициент условий взрывания, учитывающий конструкцию заряда ВВ, наличие свободных поверхностей, ступени замедления и др.

На основе проведенных исследований и расчета указанных критериев получена прогнозная оценка эффективности использования ПАВ для профилактики горных ударов.

Применительно к борьбе с горными ударами ПАВ могут быть использованы для повышения производительности бурения разгрузочных скважин (шпуров) и уменьшения удароопасности горных пород [2]. В первом случае (процессы бурения) раствор ПАВ подается непосредственно на забой скважины (шпура), и поэтому отсутствует необходимость в предварительном насыщении массива горных пород. Во втором случае эффективность использования ПАВ зависит от времени контакта активных растворов с породой. Соответственно, максимальный эффект от использования ПАВ достигается при полном насыщении пород, что связано с остановкой работ в забое и повышением трудоемкости. Расчетами установлено, что за счет бурения с промывкой раствором ПАВ при проходческом цикле буровзрывных работ горизонтальной выработки такая горная порода, как известняк, только за время бурения и заряжания успевает пропитаться раствором до 68 % от максимально возможного значения. Кроме того, время бурения одной разгрузочной скважины диаметром 105 мм составляет несколько часов. За этот срок известняки практически полностью насыщаются раствором ПАВ, а менее проницаемые эффузивные породы способны увеличить свою влажность не менее чем на 30 %. Если учесть, что общее время бурения всех скважин, входящих в технологическую схему разгрузки массива, велико, то массив горных пород пропитается ПАВ практически до максимально возможного значения.

В итоге применение растворов ПАВ приводит как к повышению производительности бурения, так и к сокращению объемов бурения разгрузочных скважин за счет увеличения радиуса их влияния. В частности, расчет для порфиритов показал, что радиус влияния скважин увеличивается на 15-20 %. Следовательно, в такой же пропорции сократится число разгрузочных скважин.

Таким образом, прогнозирование эффективности использования поверхностно-активных веществ как средства борьбы с горными ударами базируется на системе критериев, которые представляют собой безразмерные комбинации параметров, в единой модели учитывающих взаимосвязь и взаимообусловленность изменяющихся свойств горных пород и технологических характеристик бурения разгрузочных скважин и камуфлетного взрывания.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Латышев, О. Г. Теоретические основы прогноза и управления свойствами геологической среды при подземных техногенных воздействиях / О. Г. Латышев, М. В. Корнилов, И. С. Осипов, В. В. Сынбулатов. – Екатеринбург, 2007. – 216 с.

1. Сынбулатов, В. В. Направленное изменение свойств и состояния скальных пород поверхностно-активными веществами при предотвращении горных ударов на рудниках Урала: дис. ... канд. техн. наук: 25.00.20 / В. В. Сынбулатов. – Екатеринбург, 2008. – 197 с.

ВЫБОР ЭФФЕКТИВНОЙ СХЕМЫ ВСКРЫТИЯ ПОДОЛЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД

БУРМИСТЕНКО А. С.
ОАО «Уралмеханобр»

КОРНИЛКОВ М. В.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

При бурном развитии современной экономики большая нагрузка легла на горные предприятия.

Многие месторождения уже либо отработаны, либо находятся в завершающей стадии отработки. Поэтому появилась необходимость вскрытия новых месторождений, многие из которых обладают сложными условиями для отработки. Основными критериями при проектировании рудников являются наиболее простая схема вскрытия и минимальные затраты при строительстве.

Проектные организации при проектировании горных предприятий руководствуются следующими условиями:

- экономичность;
- эффективное использование подземного пространства;
- простота добычи и доставки горной массы.

Для того чтобы обеспечить экономическую эффективность деятельности горнодобывающего предприятия в период мирового кризиса, необходимо задуматься о разработке новых технологических схем и принятии проектных решений с применением современного высокотехнологичного оборудования.

Основные требования к данным технологиям – простота, надежность, а главное, их экономичность.

В настоящее время проектным институтом ОАО «Уралмеханобр» разработан вариант схемы вскрытия Подольского месторождения медно-цинковых руд (рис. 1). Данный проект в целом удовлетворяет поставленным задачам, но в проекте также имеется ряд недостатков:

1. Разрозненное расположение промплощадок.
2. Применение рельсового транспорта на откаточных горизонтах (гор. -200 м Северная залежь, гор -400 м Подольская залежь).
3. Большое плечо откатки горной массы от залежи до центральной группы стволов («Клетевой», «Скиповой», «Центральный вентиляционный»).
4. Использование большого подземного пространства для вспомогательных выработок и камер (склад ГСМ, склад ВМ, паркохозяйственная база и т. д).

Целью же данной работы является максимальное усовершенствование или разработка альтернативной схемы вскрытия Подольского месторождения медно-цинковых руд.

Одним из условий, поставленных перед проектировщиками, было применение наклонного съезда, оборудованного конвейером («Конвейерно-транспортный уклон» (КТУ)).

Применение КТУ позволило решить ряд вопросов:

1. Осуществление доставки людей и материалов автотранспортом;
2. Применение канатно-ленточного конвейера дало возможность отказаться от энергозатратного скипового подъема и, соответственно, башенных копров;
3. Доставка ГСМ, ВМ со складов на поверхности до места назначения без дополнительных подземных складов или пунктов перегрузки.

Применение конвейерного транспорта совместно с самоходной техникой на данном руднике позволит наиболее эффективно и производительно осуществлять отработку месторождения.

Альтернативная схема вскрытия (рис. 2) предполагает использование трех стволов и КТУ против шести, заложенных в первоначальной схеме. Это было достигнуто увеличением диаметра стволов в районе Подольской залежи до 10 м. Стволы в новой схеме используются только в качестве вентиляционных выработок для спуска и подъема людей.

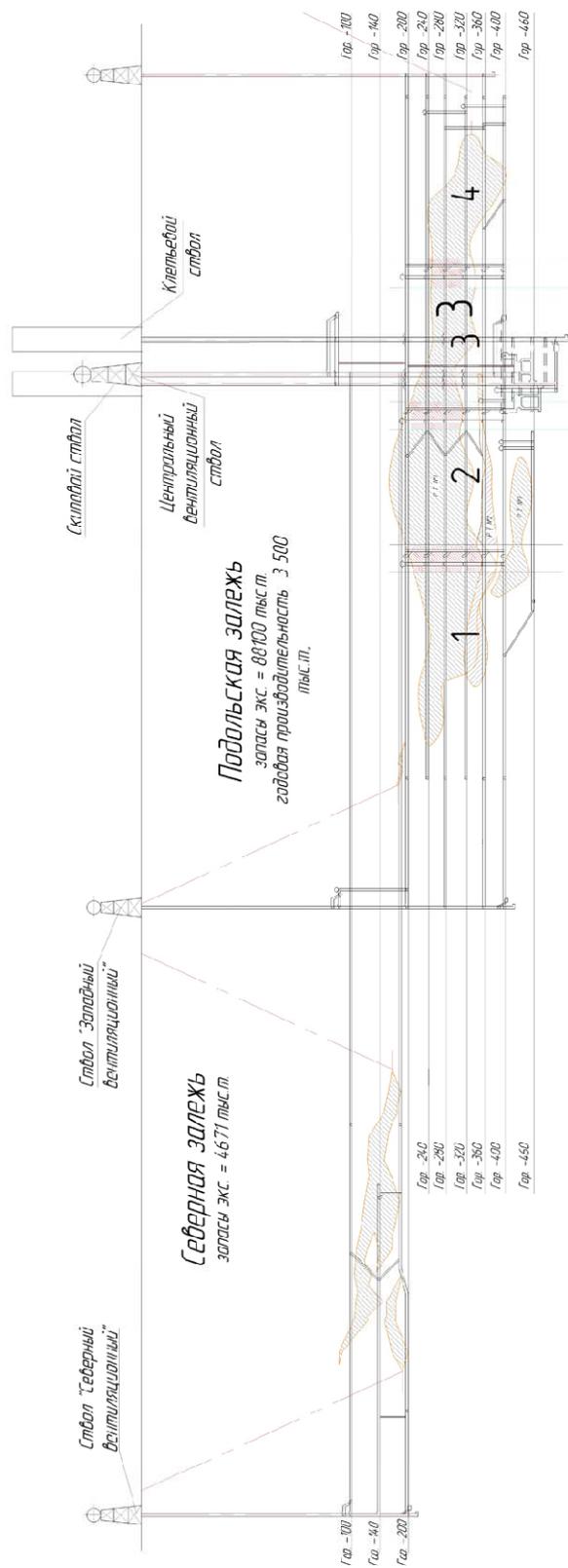


Рис 1 Вертикальная схема вскрытия Подольского месторождения

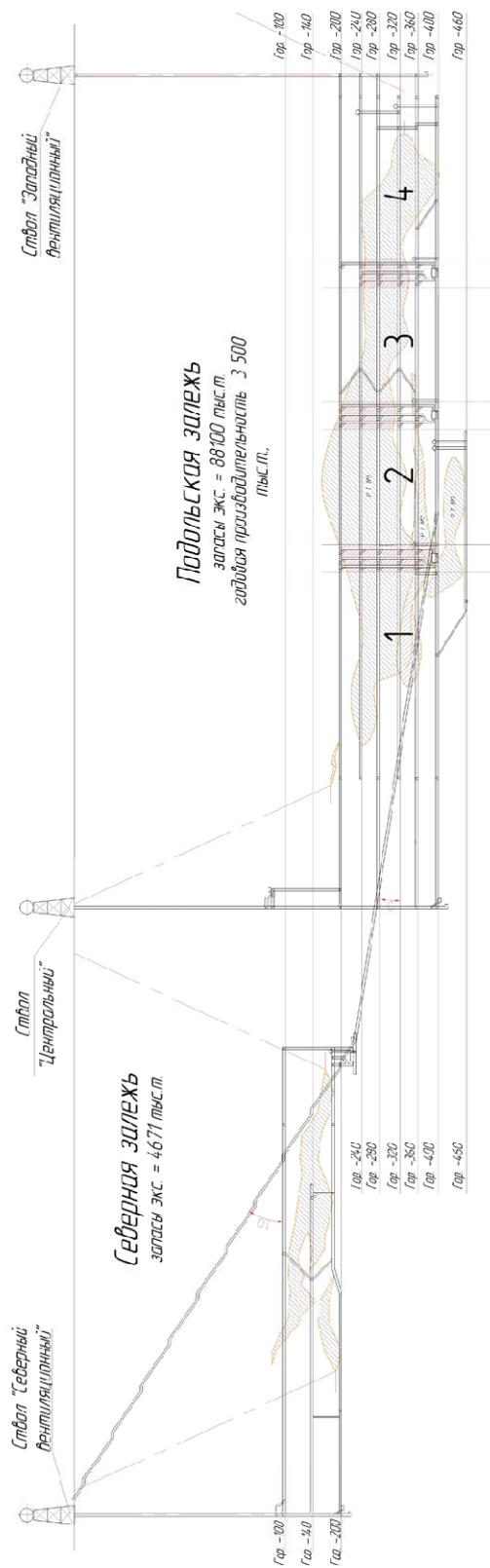


Рис 2 Альтернативный вариант схемы вскрытия Подольского месторождения

Но при всех плюсах КТУ его главным недостатком остается длина (6250 м). Проходческие работы обычным буровзрывным способом затянулись бы на 5,5 лет. Поэтому нами было предложено применение тоннелепроходческого комплекса фирмы «*Herenkneht*». Данный комплекс позволяет проходить горизонтальные и наклонные выработки со скоростью до 350 м/мес. Благодаря применению данного комплекса появляется возможность сокращения времени строительства до 1,5 лет при скорости проходки 240 м/мес.

КТУ планируется оборудовать канатно-ленточным конвейером фирмы «*Metso Minerals*». Особенностью данного конвейера является то, что он устанавливается сразу на полную длину всего уклона. Приводная станция располагается на поверхности, что позволяет уйти от проблемы расположения и обслуживания дополнительного оборудования в сечении выработки КТУ. Конструкция конвейера позволяет устраивать попутную загрузку горной массы.

В пользу альтернативного варианта схемы вскрытия свидетельствуют следующие показатели:

1. Объемы горнокапитальных работ по новому варианту схемы вскрытия (КТУ и 3 ствола) сократились на 264 000 м³ по сравнению со старым вариантом (6 стволов) за счет сокращения камерных выработок (склады ВМ, ГСМ и т. д.).

Так как в новой схеме вскрытия большую долю ГКР занимают основные вскрывающие выработки за счет появления КТУ, а их проходка является дорогостоящей (1 м³ стоит 20000 руб., в то время как 1 м³ горизонтальной выработки стоит 4500 руб.). Из этого следует, что стоимость ГКР в новом варианте (КТУ и 3 ствола) выше, чем по старому (6 стволов), на 677 тыс. руб.

2. В новом варианте число стволов сократилось с шести до трех, следовательно, стоимость основных объектов строительства уменьшилась на 695 тыс. руб. за счет уменьшения надшахтных комплексов.

3. Благодаря уменьшению числа стволов появилась возможность упростить сеть промплощадок поверхности, что существенно снизит затраты на их строительство и обслуживание.

Таким образом, альтернативная схема вскрытия имеет лучшие экономические показатели.

УДК 622.831.325:550:34

РЕШЕНИЕ ВОПРОСА КОНЦЕНТРАЦИИ НАПРЯЖЕНИЙ В СОПРЯЖЕНИЯХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

ГУБАНОВ Д. В., АКСЁНОВ А. А.
ОАО Уральский филиал «ВНИМИ»

Одним из требований «Инструкции... по горным ударам...» [7] является исключение острых углов сопряжений между выработками. Дело в том, что при образовании угла между выработками происходит наложение зон опорного давления от каждой выработки. И чем острее угол, тем концентрация напряжений выше и ее максимум ближе к контуру выработки, что приводит к разрушениям нередко в динамической форме в виде «отстреливаний» и заколообразования. Поэтому «Указаниями...» по Гайскому руднику рекомендовано создавать угол сопряжения не менее 60°.

Но в некоторых случаях по технологическим особенностям возникает необходимость в оставлении острых углов сопряжений. Так, при подготовке выемочных камер для удобства транспортирования руды создают сопряжения у ортов под острым углом. Для обеспечения устойчивости выработок производят усиленное крепление кровли и бортов выработок сопряжения.

Однако даже усиленное крепление не обеспечивает необходимую устойчивость сопряжений.

Практика показывает, что в углах сопряжений нередко происходит разрушение стенок и кровли и «обыгрывание» самого острия сопряжения. То есть напряженное состояние краевой части массива создает интенсивное деформирование контура выработок сопряжения, а штанговая крепь не в состоянии предотвратить это деформирование и снизить разрушение контура. Нужны другие методы снижения напряженности и деформируемости этих участков выработок.

Чтобы предложить методы снижения напряженности, предварительно необходимо экспериментально установить параметры напряженного состояния в углах таких сопряжений, оценить положение максимума напряженности и его величину.

Наблюдения за напряжённым состоянием сопряжений проводились путём поинтервальных вдавливания в стенки шпуров с помощью прибора МГД. В большинстве случаев это были выработки, пройденные под прямым углом. В ходе наблюдений были выявлены закономерности концентрации горного давления по удалению от кромки выработки (рис. 1).

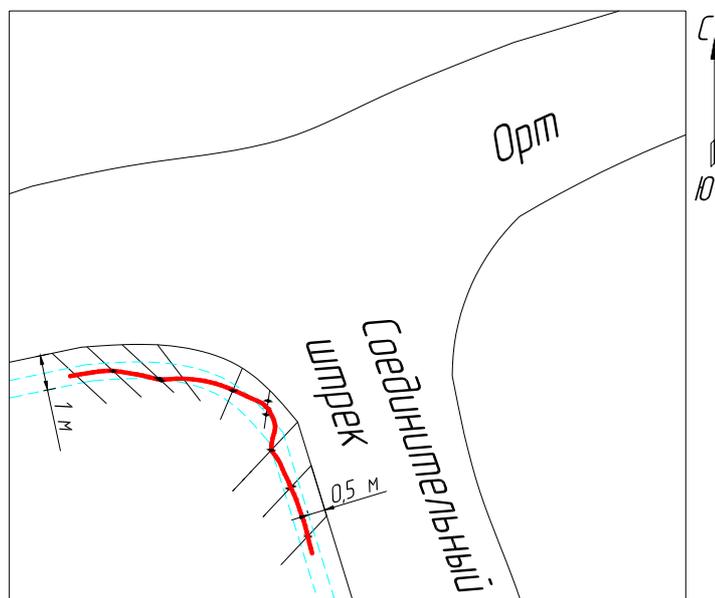


Рис. 1. Распределение напряжения на контуре выработки

В каждом шпуре проводились поинтервальные (через 10 см глубины) вдавливания пуансона датчика в стенку шпура. По получаемым таким образом диаграммам вдавливания в каждой точке, где получался хрупкий выкол, определялся коэффициент удароопасности, который дает возможность оценить зону опорного давления в краевой части массива, определить местоположение максимума нагрузок и его относительную величину. На рис. 1 черными точками отмечены максимумы нагрузок. Как показывают результаты исследований, на участке наибольшего искривления сопряжения максимум напряженности приближается к обнажению, и его величина при этом наименьшая. Таким образом, подтверждается вывод о концентрации напряжений в углах сопряжений. И если угол сопряжения будет острый (менее 60°), то величина концентрации в острие угла будет достигать или превышать предел прочности породы. Поэтому острый угол сопряжения зачастую разрушается и отделяется от массива.

Но это разрушение может происходить и в динамической форме и распространяться на большую часть участка сопряжения. Кроме того, исследования напряженного состояния указывают, что на контрольных участках сопряжения максимум располагается на глубине до 1 м. То есть при таком расположении максимума интенсивность деформирования краевой части достигает и превышает 1 м. Поэтому штанговое крепление глубиной 2 м может оказаться недостаточным для обеспечения устойчивости контура выработки.

Кроме того, при интенсивном деформировании контура выработок сопряжения в условиях действия неравнокомпонентных напряжений крепление с использованием бетона является неэффективным, так как бетон имеет незначительную величину прочности на разрыв, растяжение. Именно действие растягивающих и изгибающих деформаций испытывает контур сопряжения.

На основании полученных исследований разработана методика по проведению опытно-промышленных испытаний по разгрузке сопряжений выработок.

Наиболее напряженным участком при образовании сопряжения является острый целик между выработками. Здесь происходит наложение двух опорных давлений от двух выработок, и, кроме того,

происходит перераспределение напряжений – частичное снятие горизонтальных и значительное возрастание субвертикальных напряжений. Такие неравнокомпонентность и концентрация напряжений нередко приводят к превышению предела прочности пород массива и их разрушению в краевой части. При углах сопряжения между выработками в $40\div 50^\circ$ участок предельной напряженности может составлять $4\div 5$ м от угла сопряжения. Причем само «острие» угла после его формирования сразу переходит в запредельное состояние и разрушается. Поэтому, во-первых, необходимо на участке $4\div 5$ м в каждой выработке произвести разгрузку с помощью параллельных рядов шпуров. Во-вторых, скруглить угол сопряжения, убрав «острие» как концентратор.

На первоначальном этапе исследований применяется следующая схема бурения шпуров (рис. 2). Порядок разгрузки сопряжения следующий.

Перед началом проходки сопрягающей выработки от места предполагаемой засечки по стенке орта на участке $4\div 5$ м бурится первый ряд параллельных разгрузочных шпуров, начиная от угла сопряжения на глубину 2,5 м. Шпуры необходимо бурить в одной горизонтальной плоскости диаметром 45 мм с расстояниями между центрами шпуров 100 мм. Таким образом, создается разгрузка основной выработки сопряжения. При засечке сопрягающей выработки сразу создается их закругление угла радиусом $R\approx 0,5$ м.

После того как будет пройдена сопрягающая выработка на $5\div 6$ м, на участке, где шпуры не вышли на обнажение, бурится встречный ряд шпуров. Шпуры бурятся с таким же расстоянием между концами шпуров до сбойки с рядом шпуров, пробуренных из орта. Кроме того, в другом остром углу сопряжения также бурится ряд шпуров с аналогичными параметрами на участке $2\div 2,5$ м.

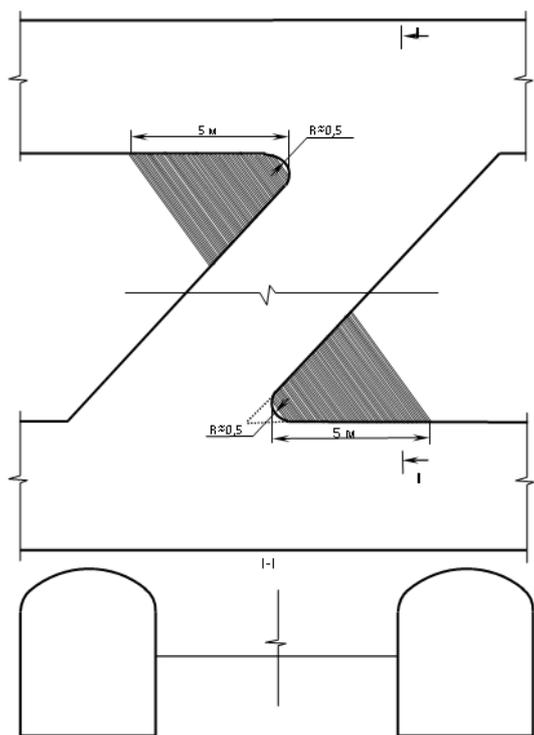


Рис. 2. Схема разгрузки сопряжения рядами шпуров

Опытно-промышленные испытания следует сопровождать наблюдениями за состоянием сопряжения по мере развития работ, начиная от их формирования и дальше до полной отработки камеры, при этом следует указывать расстояние до очистных работ в камере, количество взрывающего ВВ и характер разрушения на моменты наблюдений. Контроль напряженного состояния выработок сопряжения осуществляется по параметрам акустической эмиссии и с помощью прибора МГД. Кроме того, ведутся визуальные наблюдения за деформированием стенок рядов разгрузочных шпуров. Так оценивается уровень напряжений в краевой части массива. Интенсивное деформирование шпуров указывает на наличие предельнонапряженного состояния и эффективность разгрузки.

По анализу результатов наблюдений сотрудниками УФ «ВНИМИ» вводятся изменения в схему и порядок разгрузки сопряжения для дальнейшего проведения исследований и практического внедрения этой разработки.

ОБОСНОВАНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ УКЛОНОВ АВТОДОРОГ ПРИ РАЗРАБОТКЕ НАГОРНО-ГЛУБИННЫХ КАРЬЕРОВ

ВОРОШИЛОВ Г. А., КУЗНЕЦОВА Е. Г.

ОАО «Институт Уралгипроруда»

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

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

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

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

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

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

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

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

Разработанная методика технико-экономического обоснования оптимальных уклонов автодорог включает:

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

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

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

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

УДК 622.343'446

ИЗЫСКАНИЕ ЭФФЕКТИВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ ОТРАБОТКИ РУДНОГО ТЕЛА 3а НИЖНЕЙ ЗАЛЕЖИ СИБАЙСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

ОСИНЦЕВ В. А., ЗАГАРСКИХ М. С., БЕРКОВИЧ В. 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.

Нижняя залежь располагается на глубине 300-400 м от поверхности и представлена 11 рудными телами, из которых промышленно значимыми по размерам, содержанию полезных компонентов, запасам и пространственному расположению являются рудные тела № 3 и № 3 а.

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 № 3 а).

Параметры, порядок отработки, необходимый объем подготовительно-нарезных работ, схемы проветривания и транспортировки горной массы определялись проектом с учетом требований действующих Правил безопасности.

Проходка подготовительно-нарезных выработок осуществляется по проектам, паспортам крепления и БВР, утвержденным главным инженером подземного рудника. К подготовительным выработкам относятся: откаточные штреки (орты), блоковые восстающие, вентиляционные соединительные выработки. К нарезным выработкам относятся: буровые, вентиляционно-буровые и отрезные восстающие, заезды и подсечные траншеи.

Система разработки подэтажного обрушения с отбойкой руды на компенсационные камеры. Данной технологией отработан участок рудного тела № 3а в этаже 309-389 м. Отрабатываемый участок рудного отдела №3а разбивается на 4 блока, ориентируемых в широтном

направлении (рис. 1). Выемочная единица – блок (камера + целик). Порядок отработки блока двухстадийный.

В первую очередь обрабатывается камера, которая в дальнейшем используется как компенсационное пространство при отбойке на неё целика и потолочины.

Параметры системы поэтажного обрушения с отбойкой руды на компенсационные камеры (рис. 2):

- Ширина камеры, м 15
- Ширина междукамерного целика, м 10
- Толщина потолочины, м 10
- Длина камеры, м 50
- Высота камеры равна мощности рудного тела.

При подготовке участка осуществлялась проходка комплекса выработок, необходимых для ведения очистных работ. Объем подготовительных и нарезных работ устанавливался проектом и мог изменяться в зависимости от мощности рудного тела, конструкции днища блока, способа отбойки руды. При подготовке днища блока доставочные выработки проходят по длинной оси целика, а траншейный орт – по длинной оси камеры. Размеры доставочных выработок принимали исходя из горно-геологических условий обрабатываемого участка, применяемого оборудования и утвержденных типовых сечений. Угол наклона выработок не превышал 8°.

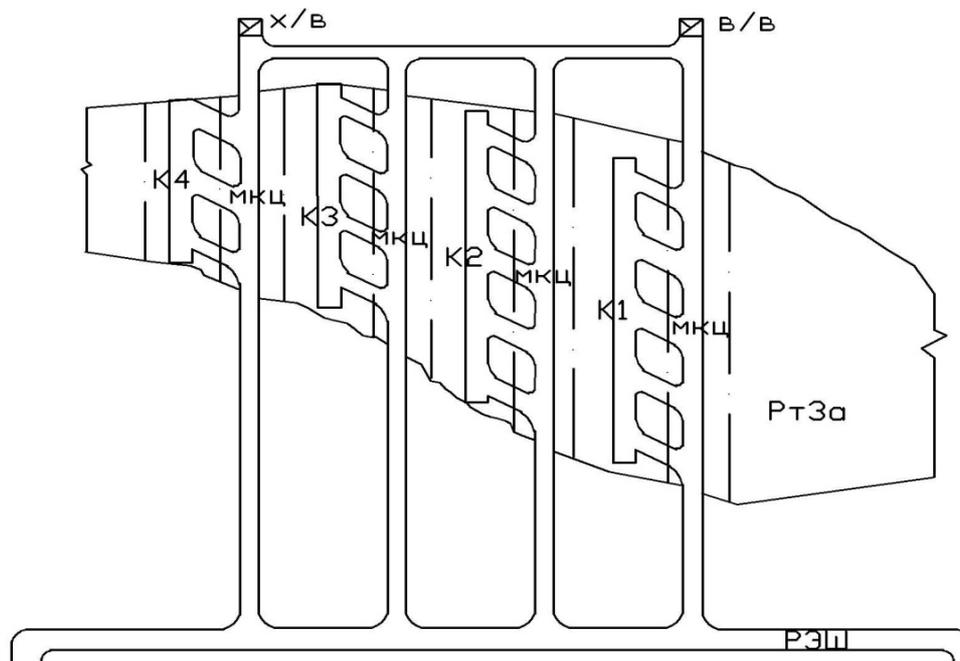


Рис. 1. Схема подготовки рудного тела № 3а (план гор. 389 м)

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

Из доставочных ортов, пройденных по длинной оси целика, проходят погрузочно-доставочные заезды до подсечной траншеи, пройденной по длинной оси камеры. Расстояние между заездами 13-19 м.

В начале отработки камерных запасов в каждой камере оформляется траншейное днище, из которого производят оформление отрезной щели путем отбойки параллельных скважин на отрезной восстающий, пробуренных из заездов в центре камеры. Отрезная щель располагается в центре камеры. Она имеет ширину не менее 3 м и длину, равную ширине камеры. Для образования отрезной

щели в центре камеры из транспортного заезда проходит отрезной восстающий. Способ проходки восстающих определялся рабочей документацией с учетом технической оснащенности предприятия. Наиболее предпочтительным являлось использование проходческих комплексов типа КПВ или путем секционного скважинного взрывания.

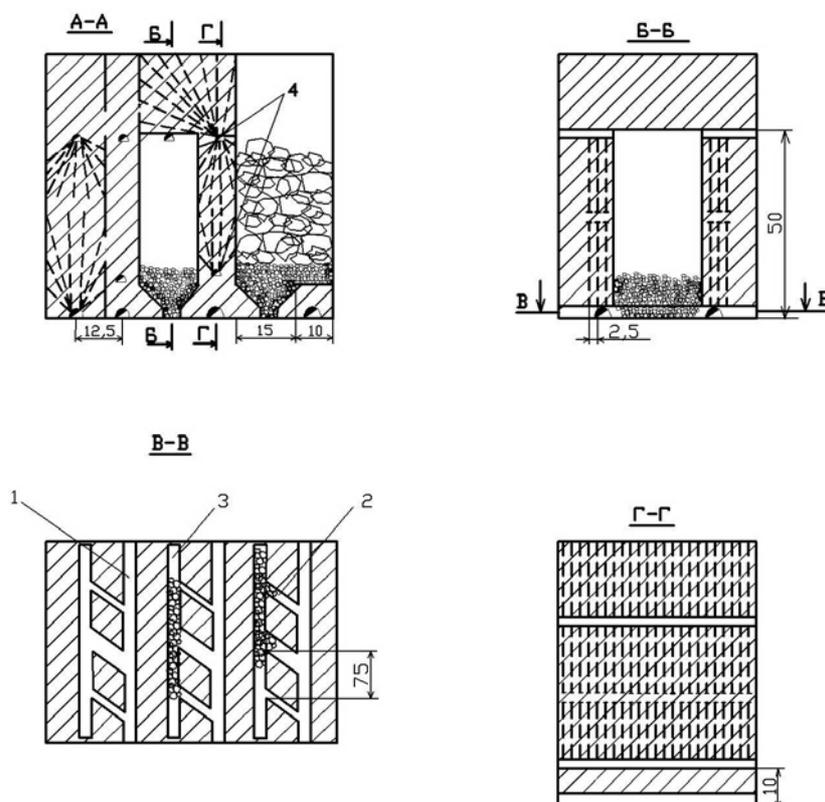


Рис. 2. Система разработки подэтажного обрушения с отбойкой руды на компенсационные камеры:

1 – доставочный орт; 2 – заезды; 3 – траншейный орт; 4 – буровые выработки

Отрезная щель образуется последовательным взрыванием восходящих и нисходящих комплектов скважин. В первую очередь взрывали короткозамедленным способом восходящие скважины и производили частичный выпуск отбитой руды из отрезной щели. Во вторую очередь взрывали короткозамедленным способом нисходящие скважины и производили полный выпуск отбитой руды.

Формирование траншейной подсечки производили взрыванием вееров скважин одновременно с отбойкой основных камерных запасов. На каждый массовый взрыв составлялся технический проект.

Отбойку руды в камере производили вертикальными слоями на отрезную щель взрыванием зарядов ВВ, которые размещают в восходящих и нисходящих веерных комплектах скважин. С целью улучшения качества дробления отбойку слоев руды производили встречным взрыванием, которое эффективно на расстоянии 15-20 м. Отбойку приграничных частей камер вели путем рассредоточения взрыва за счет соответствующих замедлений, что создавало также эффект встречного взрывания. Отбойка руды в камере производилась секциями (участками) последовательно. После создания достаточного компенсационного пространства оставшаяся часть камерных запасов руды отбивалась за один взрыв.

При мощности рудного тела до 15 м (на флангах залежи) отбойка руды в камере производится веерами восходящих скважин, отбуриваемых из буродоставочной выработки. При мощности рудного тела более 15 м отбойка руды в камере производится комбинированным способом: нисходящими веерами скважин, обуриваемых 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. определялись Проектом на производство массового взрыва.

Выпуск отбитой руды из камеры осуществляли в торец из погрузочно-доставочных заездов. При выпуске и доставке используется самоходный комплекс машины ТОРО-300 и автосамосвал МоАЗ-7405. Длина доставки до перегрузочного пункта составляет 300 м (рис. 3).

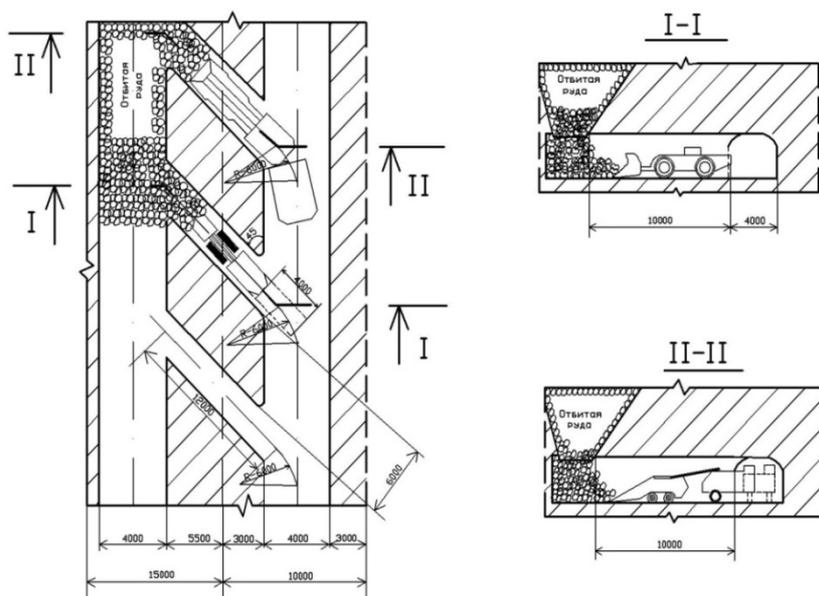


Рис. 3. Схема выпуска и доставки руды

По окончании выпуска руды из камеры обрушают потолочину путем взрыва вееров скважин, пробуренных из подэтажной буровой выработки, пройденной в целике. Обуривание целика производят из буровой подэтажной выработки, пройденной по длинной оси целика выше на 10 м от почвы выработки доставки.

УДК 622.271.3.06

ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗРАБОТКИ ТЕХНОЛОГИИ УГЛЕПОДГОТОВКИ НА ЭЛЬГИНСКОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ КАМЕННОГО УГЛЯ

ЛАПТЕВ Ю. В., ТИТОВ Р. С.
Институт горного дела УрО РАН

Эльгинское месторождение каменного угля находится на юге Якутии на границе с Хабаровским краем и Амурской областью в пределах Токинской впадины, расположенной в восточной части Южно-Якутского угольного бассейна, представленного мезозойскими угленосными образованиями.

В сложении разреза месторождения принимают участие отложения нижней и верхней половины мезозойской угленосной толщи. Углевмещающие породы представлены преимущественно песчаниками с редкими прослоями алевролитов. Кроме того, в разрезе отложений установлены пропластки углистых и туфогенных пород.

Геологическое изучение месторождения позволило установить качественные особенности углей и вмещающих пород.

Методика исследования углей включала в себя следующие основные этапы:

- опробование исследуемых углей;
- исследование крупности, физико-механических свойств, обогатимости углей;
- определение показателей качества;
- лабораторное моделирование измельчения и шламообразования угля при механизированной добыче, транспортировании, складировании и в процессе обогащения;
- исследования технологических свойств шлама.

Исследования проведены в соответствии с требованиями действующих стандартов по методам отбора проб и Сборника методик по проведению исследований при подготовке исходных данных для технологического проектирования углеобогачительных фабрик, утвержденного Технологическим управлением по обогащению углей Минуглепрома СССР в 1985 г.

Проведены следующие работы:

1. Геологами Токинской ГРП Южно-Якутской ГРЭ проведено опробование пластов – Четырехметровой наклонной шахты № 7 и Мощного наклонной шахты № 6. Отобраны пластовые пробы (ГОСТ 9815-75), валовые (укрупненно-пластовые), пробы пород кровли и почвы. Пробы отобраны вручную с предварительным рыхлением в массиве с помощью ВВ. Опробованные пласты пологого залегания, сложного строения.

2. Ситовой анализ для определения гранулометрического состава углей, пород кровли и почвы (ГОСТ 2093-82 (СТ СЭВ 2614-80)). Рассев проводился механизированным способом на лабораторной установке для отсева проб со стандартными ситами с размером отверстия 100, 50, 25, 13, 6, 3 мм. Классы крупностью более 0,5 мм продешламированы на сите с размером отверстий 0,5 мм с последующей корректировкой выходов классов. Рассев класса 0,5 мм проводился мокрым способом на вибрационном классификаторе с размером отверстий сит 0,2; 0,1; и 0,05 мм.

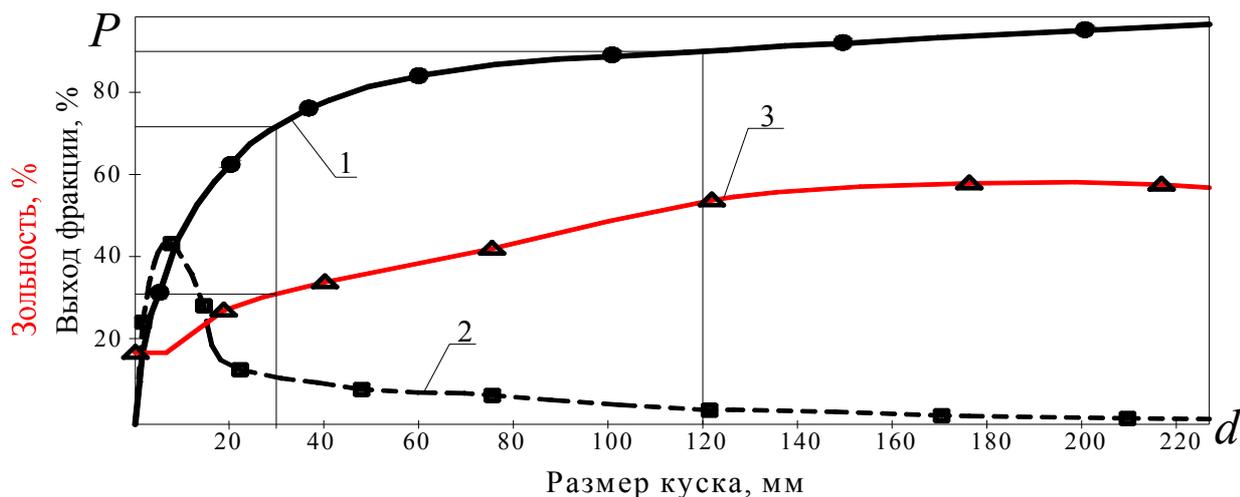
На основе лабораторных испытаний рядового угля и вмещающих пород пласта У5 получены данные, представленные в таблице.

По данным таблицы построен график гранулометрического состава – интегральная (1) и дифференциальная (2) кривые, а также график выхода зольности (3) (см. рисунок).

Интегральная кривая (1) построена по накопительным частотам выхода фракций рядового угля, дифференциальная (2) – по экспериментальным результатам замеров выхода фракции. Кривая (3) отражает изменение содержания показателя зольности по фракциям исследуемого угольного материала.

Результаты лабораторных исследований рядового угля пласта У5

Класс, мм	Рядовой уголь	Накопленная частота, %	Рядовой уголь
	выход, %		зольность, %
Более 200	3,4	100,0	59,6
150-200	2,3	96,6	60,1
100-150	4,7	94,3	55,9
50-100	8,0	89,6	42,5
25-50	12,3	81,6	33,2
13-25	15,5	69,3	27,2
Итого более 13	46,2		38,4
6-13	14,6	53,8	21,9
3-6	14,1		16,4
1-3	10,6		13,5
0,5-1	5,3		11,9
Итого 0,5-13	44,6		17,0
0,25-0,5	4,25	9,20	13,3
0,1-0,5	2,63		15,7
0,05-0,1	1,39		20,2
0-0,05	0,93		36,2
Итого 0-0,05	9,2		17,3
Всего	100	100,0	26,9



Гранулометрический состав рядового угля, пласт У5 Эльгинского месторождения:

1 – интегральная кривая гранулометрического состава; 2 – дифференциальная кривая гранулометрического состава; 3 – зольность рядового угля

На основе графика, представленного на рисунке, можно сделать следующие предварительные выводы:

- выход мелкой фракции (0-10 мм) при взрыве рядового угля может составлять около 50 % от разрушаемого массива. Это может представлять определенную опасность самовозгорания угля при его складировании и перевозке на фабрику;

- выход взорванного каменного угля с повышенной зольностью ($Ad > 30\%$) может составить около 30 % (см. рисунок).

Данное обстоятельство может служить обоснованием объема производства обогащения углей и позволяет получить следующие предварительные выводы: зольность взорванного рядового угля возрастает по мере увеличения размера куска (см. рисунок, кривая 3). Этот фактор объясняется различием показателей крепости и трещиноватости самого угля и вмещающих пород, формирующих зольность.

В процессе взрывания породы, обладающие большей крепостью, образуют кусковый материал более крупных фракций, чем природный уголь. Из рисунка следует, что зольности рядового угля свыше 55 % соответствует фракция крупностью более 120 мм, что позволяет организовать предварительное обогащение (грохочение) угля в разрезе.

Сделанные выводы необходимо уточнять по данным отбора полупромышленных проб в подготовительный период строительства Эльгинского угольного разреза.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Отчет о научно-исследовательской работе «Исследование и оценка качества и технологических свойств углей Северо-западного участка Эльгинского месторождения на стадии его детальной разведки 1995 г.».

2. Отчет о научно-исследовательской работе «Исследование и оценка свойств углей восточных бассейнов и месторождений СССР в процессе их разработки и доразведки». Раздел: Исследование и оценка химико-технологических свойств углей Эльгинского месторождения на стадии предварительной разведки 1989 г.

ГЕОМЕТРИЗАЦИЯ КАЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ЭЛЬГИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАМЕННОГО УГЛЯ

ЯКОВЛЕВ А. М., КОРНИЛКОВ С. В., ЛАПТЕВ Ю. В.

Институт горного дела УрО РАН

Эльгинское месторождение каменного угля находится на юге Якутии на границе с Хабаровским краем и Амурской областью в пределах Токинской впадины, расположенной в восточной части Южно-Якутского угольного бассейна, представленного мезозойскими угленосными образованиями.

Углевмещающие породы представлены преимущественно песчаниками с редкими прослоями алевролитов. В разрезе отложений установлены пропластки углистых и туфогенных пород. Месторождение ориентировано в основном на коксующийся уголь. Коксующиеся угли - угли, из которых в условиях промышленного коксования можно получать технически ценный кокс.

Главной отличительной способностью коксующихся углей является способность их переходить при термической обработке в пластическое состояние и образовывать твердый углеродистый продукт – кокс. Показатели, характеризующие эти свойства, во многом определяют технологическую ценность углей как сырья для производства металлургического кокса по технологии слоевого коксования. Значение показателя коксуемости является интегральной величиной, оценка которого производится анализом таких показателей, как выход летучих веществ (V_{daf}), спекающаяся способность углей и толщина пластического слоя (Y , мм).

Важное значение в процессе подготовки к промышленному освоению Эльгинского месторождения каменных углей открытым способом приобретает его геолого-технологическая оценка с последующей геометризацией рудоносного поля, включающей изучение широкого комплекса физико-механических и физико-химических свойств, вскрышных пород и угля с выявлением и обоснованием площади развития рудных тел, зон размещения качественных и технологических свойств угля, необходимых для обоснования выбора места вскрытия месторождения, обеспечения технологии ведения горных работ, выбора основного горнотранспортного оборудования и режимов его работы.

Согласно техническому регламенту на отработку Эльгинского месторождения, выполненному ИГД УрО РАН, произведена геометризация угольных пластов по определяющим коксующийся уголь качественным показателям (зольности (A^d) и пластичности (Y)) с заданными ограничивающими условиями, представляющими 3 ряда соотношений показателей A^d и Y :

- 1) $A^d > 30\%$, $Y > 16$ мм (A^d – зольность, Y – пластичность) – кокс с зольностью больше 30 %;
- 2) $A^d < 30\%$, $Y > 16$ мм – кокс с зольностью меньше 30 %;
- 3) $Y < 16$ мм – некоксующиеся угли (энергетические).

Результаты геометризации угольных пластов Эльгинского месторождения представляются в виде планов зонального размещения коксующегося и энергетического угля по каждому пласту месторождения отдельно. На основе этих данных были получены таблицы площадей, объемов и запасов кокс/некокс по всем пластам месторождения.

Построение планов производилось совмещением графиков качественных показателей углей с последующим анализом результата и получением по условиям коксуемости (A^d и Y) в плане пласта зон размещения «кокс – некокс (энергетика)».

Построение планов имеет следующую последовательность:

- сбор исходных данных из колонок скважин детальной разведки, планов подсчета запаса, расчет средневзвешенных качественных показателей;
- построение и анализ графиков качественных показателей (изозольности и изопластичности) угля (рис. 1) в ПО *CREDO* Генплан и *Autocad*;
- отстройка отдельно на каждом из полученных графиков зон, показывающих ограничивающие условия по коксуемости углей, то есть для графика изозольности зоны с $A^d > 30\%$ и $A^d < 30\%$, для графиков изопластичности зоны с $Y > 16$ мм и $Y < 16$ мм;
- нанесение на план угольного пласта полученных ограничивающих зон как по зольности, так и по пластичности с соответствующей их привязкой на площади данного пласта;

– анализ по условиям коксуюмости полученного плана площадного зонирования с последующим оконтуриванием зон «кокс – некокс (энергетика)».

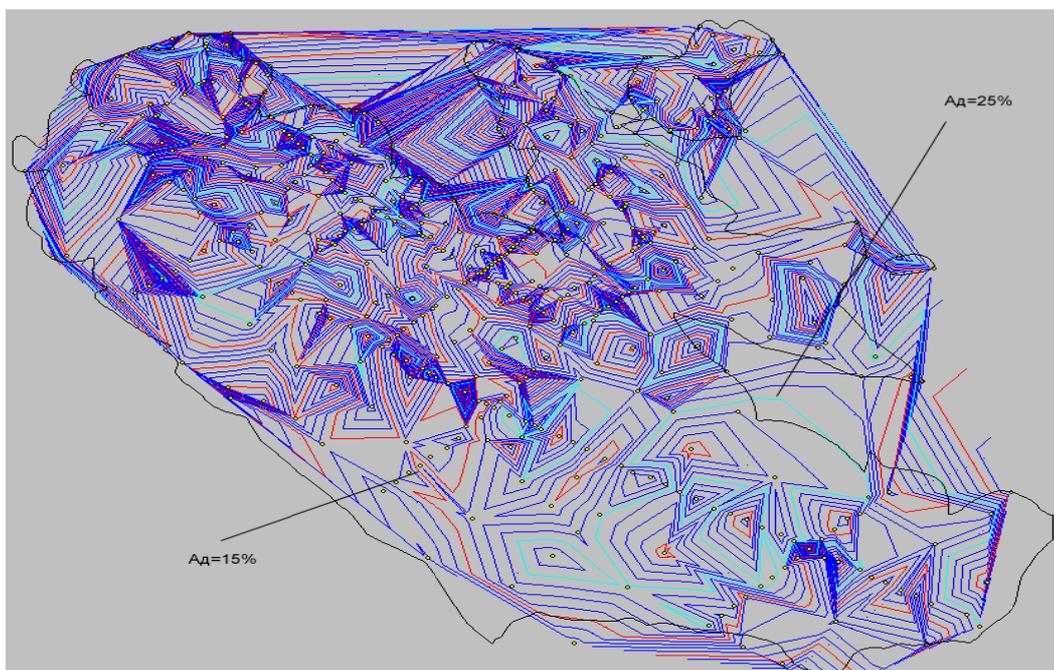


Рис. 1. График изозольности угольного пласта Н15

Полученные графики и планы (рис. 2) зонального размещения качественных показателей могут служить одной из основ для принятия решений по проектированию и отработке месторождения.

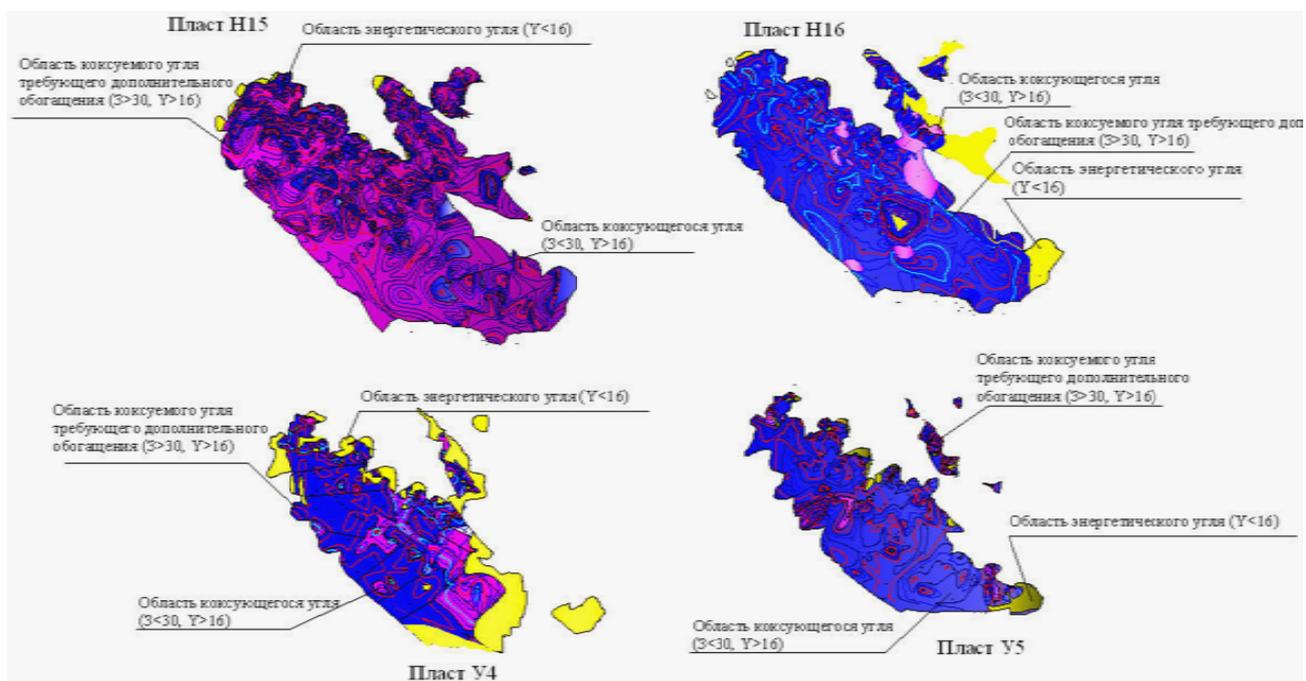


Рис. 2. Зональности основных пластов:

У4 (левый нижний), Н16 (правый верхний), Н15 (левый верхний), У5 (правый нижний)

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Пакет геологической информации по Эльгинскому каменноугольному месторождению (состояние геологоразведочных работ на 01.04.1997 г.).
2. Отчет о результатах детальной разведки Северо-западного участка Эльгинского каменноугольного месторождения в Токинском районе Южно-Якутского бассейна за 1991-1996 гг.
3. Отчет о научно-исследовательской работе «Исследование и оценка качества и технологических свойств углей Северо-западного участка Эльгинского месторождения на стадии его детальной разведки 1995 г.».
4. Отчет о научно-исследовательской работе «Исследование и оценка свойств углей восточных бассейнов и месторождений СССР в процессе их разработки и доразведки». Раздел: Исследование и оценка химико-технологических свойств углей Эльгинского месторождения на стадии предварительной разведки 1989 г.
5. Букринский, В. А. Геометрия недр / В. А. Букринский. – М.: МГГУ, 2002. – 549 с.

УДК 622.271/326

ВОЗМОЖНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ НА КАРЬЕРЕ ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНОГО КОМБИНАТА «ЭРДЭНЭТ» (МОНГОЛИЯ)

ЕРМОЛАЕВ А. И., БАХИН В. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

ПУНЦА Г. Т.

Горно-обогатительный комбинат «Эрдэнэт»

Одним из основных направлений совершенствования способов добычи скальных руд и пород является применение циклично-поточной технологии (ЦПТ).

За рубежом ЦПТ применяется более чем на 100 карьерах черной и цветной металлургии, строительных материалов и других видов сырья (карьеры США, Перу, Мексики и др.).

Циклично-поточная технология используется в основном при добыче руды (около 90 карьеров с ЦПТ). Это объясняется отсутствием серийных отвалообразователей для складирования скальных пород кусковатостью 400-500 мм в отвалы и серийных специальных конвейеров для транспортирования крупнокусковой породы (1000-1200 мм).

Циклично-поточная технология применяется при добыче различных по крепости руд и пород (при коэффициенте крепости, по Протодяконову, от 5-7 на карьерах стройматериалов и флюсовых известняков до 16-20 на железорудных карьерах). Однако данные практики и результаты научно-исследовательских работ показывают, что для обеспечения требуемого гранулометрического состава взорванной горной массы при добыче пород и руд крепостью 16-20 необходимо увеличение затрат на буровзрывные работы на 8-20 % и более (за счет повышения удельного расхода ВВ, количества скважин, совершенствования схем взрывания и конструкций зарядов). Хотя ЦПТ используется при добыче горной массы, включающей в отдельных случаях до 20 % глинистых фракций, наилучшие показатели (производительность и коэффициент использования основного оборудования, себестоимость добычи горной массы) достигнуты при добыче однородных пород и руд, содержащих менее 10 % глинистых фракций, которые отрицательно влияют на работу дробилок и ленточных конвейеров (уменьшается производительность на 20-25 и 5-10 % соответственно).

Таким образом, приведенные в статье данные показывают, что циклично-поточная технология добычи скальной горной массы применяется в различных природных и горнотехнологических условиях. При этом научно-исследовательские работы, проектные расчеты и практика зарубежных карьеров показали, что ЦПТ позволит в 1,5-1,7 раза повысить производительность труда, на 25-30 % снизить себестоимость добычи горной массы, значительно улучшить санитарно-гигиенические условия в карьере. Опыт эксплуатации схем ЦПТ показал, что по сравнению с автотранспортом их использование позволит существенно снизить текущие расходы, в том числе затраты на обслуживание и ремонт автосамосвалов, а также капитальные затраты на

оборудование за счет снижения численности автомобильного парка. По мере увеличения глубины карьера и расстояния транспортирования ЦТП становится все более выгодным.

В соответствии с вышесказанным в статье рассматривается возможность применения циклично-поточной технологии на руднике открытых работ ГОК «Эрдэнэт» (Монголия).

Месторождение медно-молибденовых руд «Эрдэнэтийн овоо» было открыто в 1963 г. Находится оно в северной части Монголии. Расположено в рудной зоне протяженностью около 25 км, шириной от 1,5 до 3 км, в которой выявлено четыре участка: Северо-Западный, Центральный, Юго-Восточный и Цагаан-Чулуут.

В настоящее время наиболее благоприятный для отработки Северо-Западный участок разрабатывается открытым способом.

Работы по строительству рудника начаты в 1976 г., горные работы ведутся с 1978 г. Медно-молибденовое месторождение «Эрдэнэтийн овоо» является нагорно-глубинным месторождением. Мощное рудное тело штокверковой формы разрабатывается с вершины горы (1605 м над уровнем моря) до горизонта 1385 м (глубинная часть месторождения). В настоящее время нижний уступ карьера находится на горизонте 1295 м.

В условиях карьера «Эрдэнэт» при разработке нагорной части (верхних уступов) глубинной части карьера принята транспортная схема. Она полностью соответствовала горнотехническим условиям разработки карьера и подтвердила свою эффективность за 30-летний период эксплуатации. По мере совершенствования техники технологический транспорт на карьере развивался за счёт увеличения единичной грузоподъёмности автосамосвалов. В 2002 году средняя грузоподъёмность автосамосвалов составила 113 т. Однако в последнее время на руднике открытых работ наблюдается рост автотранспортных затрат, величина которых от общих затрат на горные работы составила более 50 % (рис. 1).

Опыт эксплуатации карьера показал, что оптимальная грузоподъёмность автотранспорта для условий карьера «Эрдэнэт» составляет 120-130 т. При этом компенсация увеличения дальности перевозки горной массы (рис. 2) и роста грузооборота при использовании автотранспорта возможна лишь за счёт увеличения парка автосамосвалов.

По мере понижения горных работ и увеличения глубины карьера возрастает расстояние транспортирования горной массы автосамосвалами, поэтому для поддержания производительности предприятия по горной массе требуется постоянное увеличение численности автопарка и связанное с этим возрастание инвестиций и эксплуатационных расходов. По мере отработки в 2015 году глубина карьера достигнет 150 м и нижний уступ будет находиться на горизонте 1250 м над уровнем моря.

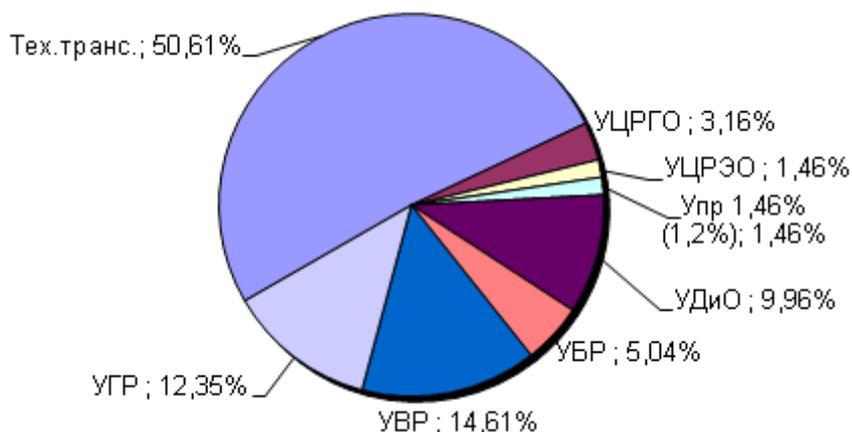


Рис. 1. Затраты на транспортирование горной массы за 2008 г.

При прочих неизменных условиях, по мере понижения горных работ, согласно проекту (7,5 м в год), грузооборот будет возрастать и соответственно будут увеличиваться эксплуатационные затраты на товарную продукцию. Расчеты показывают, что если не предпринимать определенных мер по совершенствованию транспортной системы, то к 2015 году затраты на добычу и получение концентратов будут приближаться к стоимости реализуемой продукции, а в дальнейшем

предвидится убыточность производства, если сохранится традиционная цикличная технология добычи горных пород до глубины 150 м (см. таблицу).

Так, из таблицы следует, что себестоимость 1 ткм перевозок руды увеличится в 1,24 раза.

В этих условиях при оставшейся к разработке части карьера глубиной более 100 м представляется перспективным рассмотреть возможность использования ЦПТ для доработки карьера. Анализ опыта применения ЦПТ на зарубежных карьерах позволил систематизировать для дальнейшего технико-экономического анализа следующие варианты схем ЦПТ.

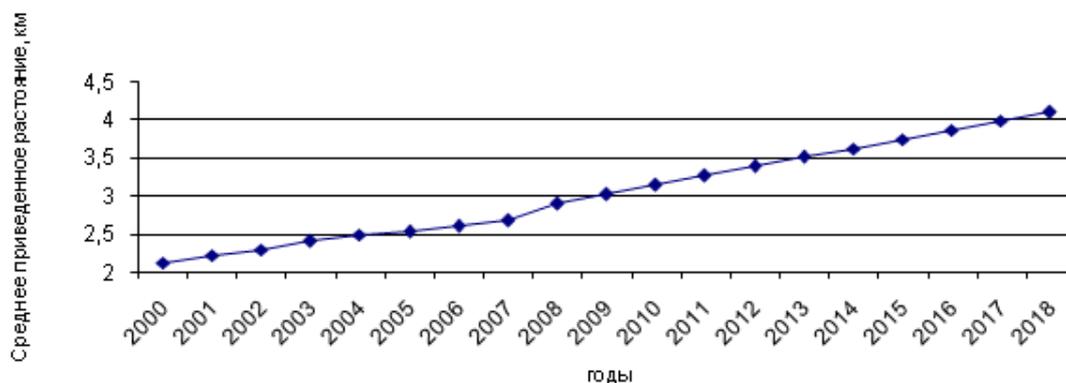


Рис. 2. График изменения приведенного расстояния откатки горной массы

1-й вариант – схема ЦПТ с автомобильно-конвейерным транспортом с размещением конвейерной линии в подземных выработках: наклонном стволе, пройденном под углом 8-10° от поверхности до гор. 1100 м вне конечного контура карьера и горизонтальной штольне на гор. 1100 м внутри контура. Руда поступает к загрузочным станциям конвейера по трем капитальным рудоспускам, пройденным в центральной части залежи. Руда дробится у устьев рудоспусков. Основные достоинства схемы – минимальное расстояние автоперевозок, высокая степень независимости работы конвейерной системы от горных работ, отсутствие дополнительного разноса борта карьера. Основные недостатки – большие объемы подземных горнокапитальных работ (ГКР) и энергозатраты из-за постоянного конвейерного переподъема руды, особенно в начальный период.

2-й вариант – схема ЦПТ с размещением конвейерных трактов в наклонном стволе (аналогично 1-му варианту) и квершлагах, выходящих на северо-восточный нерабочий борт карьера, где размещаются перегрузочные пункты (ПП). Достоинство – сокращение конвейерного подъема руды. Недостатки – близкие к 1-му варианту объемы подземных ГКР, дополнительный разнос борта для размещения площадок ПП, значительная длина соединительных автодорог.

3-й вариант – схема ЦПТ с одним конвейерным трактом, размещаемым в крутой полутраншее на северном нерабочем борту карьера. Здесь же на площадках располагаются ПП. Постепенно магистральный конвейер удлиняется, в конечный период, в связи с изменением направления, к нему подключается второй конвейер. Основные достоинства – отсутствие подземных ГКР, упрощение строительства, эксплуатации и ремонтов. Недостатки – дополнительный разнос борта, значительная длина соединительных автодорог.

4-й вариант – схема ЦПТ с двумя конвейерными трактами на северо-западном и восточном нерабочих бортах карьера. Основные достоинства – отсутствие дополнительного разноса нерабочих бортов, возможность перемещения руды для выщелачивания, сокращение расстояния автоперевозок. Недостатки – усложнение восточной трассы, дополнительные инвестиции.

5-й вариант – схема ЦПТ с крутонаклонным конвейером, монтируемым под углом откоса северо-восточного нерабочего борта карьера. На поверхности также размещается ленточный конвейер. Достоинства – кратчайшее расстояние подъема руды, практическое отсутствие горнокапитальных работ. Недостатки – усложнение строительно-монтажных и эксплуатационных работ, дополнительный разнос борта для размещения перегрузочных площадок.

Расчётные показатели перевозки горной массы автомобильным транспортом

Показатели	Ед. изм.	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018
Объемы перевозок Руда, в т. ч. на ОФ	млн. т	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25
на выщелачивание	млн. т	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Вскрыша, в т. ч. пустая порода	млн. т	6,1	6,1	6,1	6,1	6,1	6,1	6,1	6,1	6,1	6,1	6,1
руда забалансовая	млн. т	6,5	6,5	6,5	6,5	6,5	6,5	6,5	6,5	6,5	6,5	6,5
Итого перевозок	млн. т	38,6	38,6	38,6	38,6	38,6	38,6	38,6	38,6	38,6	38,6	38,6
Среднее расстояние	км	2,9	3,02	3,14	3,26	3,38	3,5	3,62	3,74	3,86	3,98	4,1
Грузооборот	млн. ткм	111,9	116,5	121,2	125,8	130,4	135,1	139,7	144,3	148,9	153,6	158,2
Средняя грузоподъемность	т	125	125	125	125	125	125	125	125	125	125	125
Выработка на 1 среднесписочную автотонну	ткм	43000	43000	43000	43000	43000	43000	43000	43000	43000	43000	43000
Количество автосамосвалов	шт.	21	22	23	24	25	26	26	27	28	29	30
Количество новых автосамосвалов	шт.	3	3	2	2		3	5	2	5	5	
Себестоимость 1 ткм перевозок руды	\$	0,17	0,16	0,15	0,15	0,17	0,17	0,18	0,19	0,19	0,21	0,21
Стоимость перевозки	млн. \$	19,02	18,64	18,18	18,87	22,16	22,96	25,14	27,41	28,29	32,25	33,22

Общим достоинством этих вариантов технологии с применением конвейерного транспорта помимо оптимизации стоимостных показателей разработки и транспортирования является существенное улучшение экологической обстановки в карьере по сравнению с технологическим автотранспортом, при котором по мере углубления карьера и расширения рабочего автопарка экологическая ситуация будет ухудшаться.

Дальнейший сравнительный анализ схем ЦПТ по рассматриваемым вариантам планируется осуществлять на основании результатов транспортно-геометрического анализа карьерного поля, а также технико-экономических расчетов.

УДК 622.1:528

О ТОЧНОСТИ ЛИНЕЙНЫХ ИЗМЕРЕНИЙ ПРИ СОЗДАНИИ МАРКШЕЙДЕРСКИХ ОПОРНЫХ СЕТЕЙ НА КАРЬЕРАХ

РАЕВА О. С.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Маркшейдерские сети – плановые и высотные – представляют собой совокупность закрепленных на земной поверхности и в горных выработках пунктов, пространственное положение которых определяется координатами x , y , z в единой системе координат. Как правило, пункты маркшейдерских сетей имеют плановые x , y и высотные z координаты, и поэтому маркшейдерские сети можно называть планово-высотными сетями.

По назначению маркшейдерские сети делят на маркшейдерские опорные и маркшейдерские съёмочные [3, с. 83].

Маркшейдерские опорные сети создаются силами маркшейдерской службы горного предприятия или лицензированными на этот вид деятельности подрядными организациями. Они

включают, при необходимости, имеющиеся на территории производственно-хозяйственной деятельности предприятия пункты государственной геодезической сети – триангуляции и полигонометрии 3-го и 4-го классов, 1-го и 2-го разрядов. Основными методами создания маркшейдерских опорных сетей являются – спутниковая геодезия, триангуляция, трилатерация и полигонометрия 3-го и 4-го классов, 1-го и 2-го разрядов, нивелирование III и IV классов в соответствии с установленными требованиями [4, пп. 24-25].

На различных стадиях построения и использования маркшейдерских сетей выполняют анализ точности – оценка погрешностей отдельных элементов сетей: координат пунктов сети, дирекционных углов, длин сторон и др. В зависимости от стадии построения и использования сети преследуются следующие цели [3, с. 83]:

- при проектировании сети – выбор приборов и методов измерений;
- при создании сети – контроль качества выполненных измерений;
- в процессе эксплуатации сети – решение вопросов о возможности использования ее при выполнении инженерных работ с заданной точностью.

Рассмотрим наиболее часто применяемый метод создания опорных сетей – полигонометрию на примере разомкнутого свободного полигона (рис. 1).

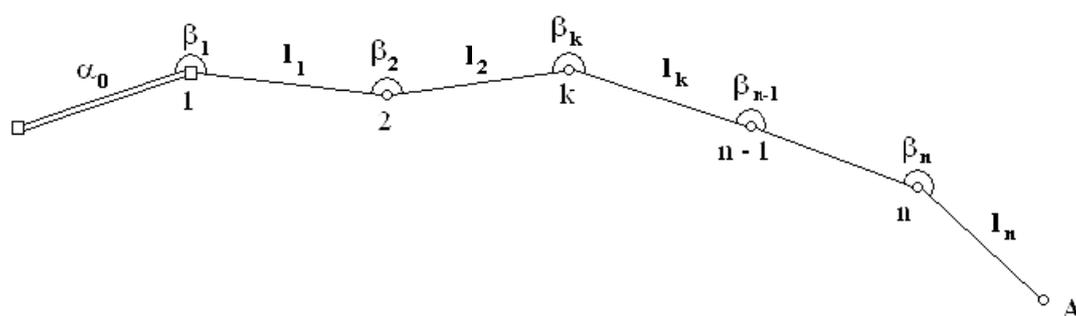


Рис. 1. Схема разомкнутого свободного полигона

Координаты пункта A – последней точки хода – вычисляются по формулам:

$$x_A = x_1 + \sum_{s=1}^n l_s \cos \alpha_s = x_1 + \sum_{s=1}^n l_s \cos(\alpha_0 + \sum_{i=1}^s \beta_i - s \cdot 180^\circ); \quad (1)$$

$$y_A = y_1 + \sum_{s=1}^n l_s \sin \alpha_s = y_1 + \sum_{s=1}^n l_s \sin(\alpha_0 + \sum_{i=1}^s \beta_i - s \cdot 180^\circ),$$

где x_1 и y_1 – координаты исходного пункта; l_s , β_i – измеренные значения длин сторон и левых углов хода; α_0 , α_s – дирекционные углы исходной и последующих сторон хода.

Полные средние квадратические ошибки координат последней точки запишем в следующем виде:

$$M_{x_A}^2 = M_{x_1}^2 + M_{x_l}^2 + M_{x_\alpha}^2 + M_{x_\beta}^2; \quad M_{y_A}^2 = M_{y_1}^2 + M_{y_l}^2 + M_{y_\alpha}^2 + M_{y_\beta}^2, \quad (2)$$

где $M_{x_1}, M_{x_l}, M_{x_\alpha}, M_{x_\beta}$ – составляющие полной ошибки координаты x точки A , обусловленные соответственно ошибками координаты x исходного пункта, ошибками линейных измерений, ошибками дирекционного угла исходной стороны и ошибками угловых измерений. Аналогичные обозначения приняты для M_{y_A} .

Для вычисления всех составляющих в формуле (2) про дифференцируем выражение (1) отдельно по длинам, дирекционным углам и измеренным углам.

Тогда выражение (2) примет вид:

$$M_{x_A}^2 = M_{x_1}^2 + \sum_{s=1}^n (\cos \alpha_s m_{l_s})^2 + (y_A - y_1)^2 \frac{m_{\alpha_0}^2}{\rho^2} + \sum_{s=1}^n (y_A - y_s)^2 \left(\frac{m_{\beta_s}}{\rho} \right)^2 ;$$

$$M_{y_A}^2 = M_{y_1}^2 + \sum_{s=1}^n (\sin \alpha_s m_{l_s})^2 + (x_A - x_1)^2 \frac{m_{\alpha_0}^2}{\rho^2} + \sum_{s=1}^n (x_A - x_s)^2 \left(\frac{m_{\beta_s}}{\rho} \right)^2 .$$
(3)

Формулы (3) применяют при анализе точности ходов любой формы. Обычно ошибками координат исходного пункта пренебрегают ($M_{x_1} = M_{y_1} = 0$), угловые измерения считают равноточными ($m_{\beta_1} = m_{\beta_2} = \dots = m_{\beta_s} = m_{\beta}$), так как влиянием ошибок центрирования теодолита и сигналов на поверхности можно пренебречь, а ошибки линейных измерений представляют в относительном виде:

$$m_{l_s} = \frac{l_s}{T} ,$$
(4)

где T – знаменатель формулы относительных ошибок линейных измерений (показатель точности линейных измерений – чем больше знаменатель T , тем точнее измерения).

При числе сторон хода $n > 5$ можно пренебречь ошибками исходного дирекционного угла. С учетом принятых допущений преобразуем формулы (3):

$$M_{x_A}^2 = \frac{1}{T^2} \sum_{s=1}^n (l_s \cos \alpha_s)^2 + \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} \sum_{s=1}^n (y_A - y_s)^2 ;$$

$$M_{y_A}^2 = \frac{1}{T^2} \sum_{s=1}^n (l_s \sin \alpha_s)^2 + \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} \sum_{s=1}^n (x_A - x_s)^2 .$$
(5)

Теперь ошибку положения пункта A можно вычислить по формуле

$$M_A = \sqrt{M_{x_A}^2 + M_{y_A}^2} = \sqrt{\frac{1}{T^2} \sum_{s=1}^n l_s^2 + \frac{m_{\beta}^2}{\rho^2} \sum_{s=1}^n L_s^2} ,$$
(6)

где L_s – расстояния между точками хода и конечной точкой A (рис. 2).

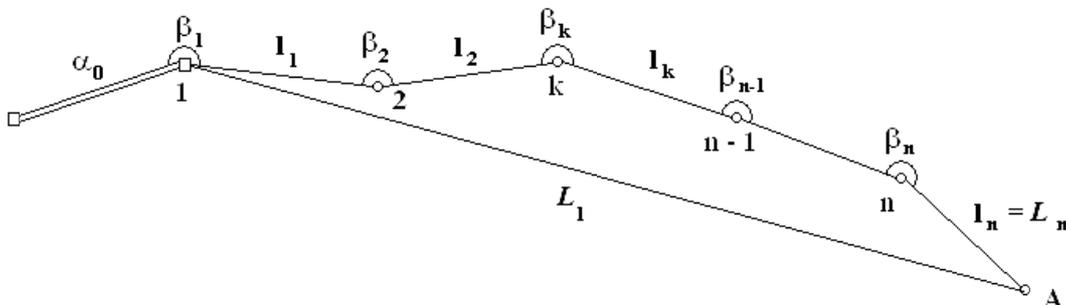


Рис. 2. Замыкающая изогнутого хода

Формула (6) описывает закон накопления ошибок в линейно-угловом ходе.

Дальнейшие упрощения формулы (6) возможны при замене изогнутого хода на вытянутый равносторонний ход (рис. 3).

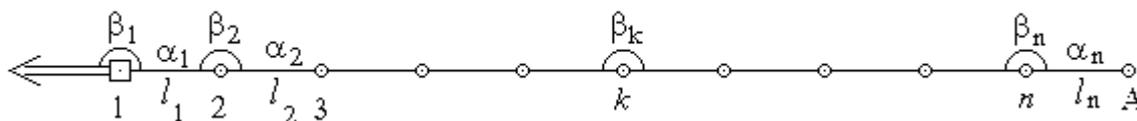


Рис. 3. Вытянутый равносторонний ход, проложенный от твердой стороны

Для этого случая очевидно:

$$\beta_1 = \beta_2 = \dots = \beta_n = 180^\circ; \quad l_1 = l_2 = \dots = l_n = l; \quad L_s = sl.$$

Вынесем из-под корня значение длины хода $L = n_1$.

Тогда выражение (6) примет вид:

$$M_A = L \sqrt{\frac{1}{nT^2} + \frac{m_\beta^2}{\rho^2} \frac{2n+3+1/n}{6}} \cong L \sqrt{\frac{1}{nT^2} + \frac{m_\beta^2}{\rho^2} \frac{n+1,5}{3}}. \quad (7)$$

Из формул (6), (7) можно заключить, что **ошибка положения последней точки линейно-углового хода зависит от точности линейных и угловых измерений, длины и геометрии хода, количества сторон хода.**

Предельная относительная линейная ошибка (невязка) хода определяется по формуле

$$f_{\text{доп}} = c_{2P} \frac{M_A}{L} = c_{2P} \sqrt{\frac{1}{nT^2} + \frac{m_\beta^2}{\rho^2} \frac{n+1,5}{3}}.$$

где c_{2P} – квантиль двумерного нормального распределения при доверительной вероятности P .

В геодезической нормативной литературе при назначении допусков для невязок принята доверительная вероятность $P=0,99$. Вектор линейной невязки имеет двумерное нормальное распределение, поэтому $c_{2P=0,99} = 3,03 \approx 3$ (табл. 9.2 в [1]), и допустимая невязка

$$f_{\text{доп}} = 3 \sqrt{\frac{1}{nT^2} + \frac{m_\beta^2}{\rho^2} \frac{n+1,5}{3}}. \quad (8)$$

При проектировании линейно-угловых сетей применяют **принцип равных относительных ошибок** [1, с. 150], в соответствии с которым относительные ошибки линейных измерений приравниваются к средним квадратическим ошибкам угловых измерений, выраженным в радианной мере:

$$\frac{1}{T} = \frac{m_\beta}{\rho}. \quad (9)$$

Например, для ходов полигонометрии 4-го класса точность линейных измерений должна быть не ниже

$$\frac{1}{T} = \frac{2''}{206\,265''} \cong \frac{1}{100\,000}.$$

Необходимая точность линейных измерений для линейно-угловых ходов, рассчитанная по формуле (9), приведена в таблице.

С учетом формулы (9) закон накопления ошибок в вытянутом равностороннем ходе можно записать в двух формах:

$$M_A = \frac{L}{T} \sqrt{\frac{n+2}{3}}; \quad M_A = \frac{m_\beta L}{\rho} \sqrt{\frac{n+2}{3}}. \quad (10)$$

Формулы (10) можно применять для приближенного предварительного расчета точности и при проектировании линейно-угловых ходов.

Формулу (8) можно представить в виде

$$f_{\text{доп}} = \frac{3}{T} \sqrt{\frac{n+2}{3}} = \frac{\sqrt{3(n+2)}}{T}. \quad (11)$$

Из формулы (11) следует, что предельная относительная невязка хода зависит от числа сторон в ходе n . В таблице приведены значения $f_{\text{доп}}$ для различных нормативных значений n .

Анализ таблицы и сравнение ее с табл. 2 (п. 27 Инструкции [4]) и с табл. 3 (п. 28 Инструкции [4]) показывает:

- значения предельных относительных невязок хода, приведенные в табл. 2 (п. 27 Инструкции [4]), справедливы при $n < 3$, а не при $n=15$;
- табл. 2 и 3 Инструкции [4] не согласованы между собой по величине предельных относительных невязок.

Значения предельных относительных невязок ходов при различном числе сторон хода

Метод	Класс, разряд	m_β	$f_{\beta_{\text{доп}}}$	1/T	$f_{\text{доп}}$		
					$n=3$	$n=15$ п. 27	$n=30$ п. 28
Полигонометрия	4-й класс	2"	$5'' \sqrt{n}$	1:100 000	1:25 000	1: 14 000	1:10 000
	1-й разряд	5"	$10'' \sqrt{n}$	1:40 000	1:10 000	1:5 600	1:4 000
	2-й разряд	10"	$20'' \sqrt{n}$	1:20 000	1:5 000	1:2 800	1:2 000

Формулы (6) и (8) получены для свободных ходов. Ошибка положения любой k -й точки хода определяется по этим же формулам, но с заменой $n=k$. Очевидно, что с увеличением номера точки будет возрастать ошибка положения точки. На практике часто ходы прокладываются между известными пунктами (пунктами более высокого разряда). Если полученные при этом линейные и угловые невязки не превысили допустимые значения, то выполняют уравнивание хода – приближенное (раздельное) или строгое. Для ходов полигонометрии 4-го класса требуется выполнять строгое уравнивание.

Если ход опирается с обеих сторон на пункты с известными координатами или дирекционными углами, то в результате избыточных измерений после уравнивания точность элементов хода (координат пунктов, дирекционных углов) повышается. Например, для хода, проложенного между сторонами с известными дирекционными углами, точность определения положения наиболее слабого пункта (также последнего в ходе) после разброса угловой невязки повысится в 2 раза.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Гордеев, В. А. Теория ошибок измерений и уравнивательные вычисления: учебное пособие / В. А. Гордеев. – 2-е изд., испр. и доп. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2004. – 429 с.
2. Гордеев, В. А. Анализ точности вытянутых теодолитных ходов / В. А. Гордеев, О. С. Раева // Известия УГГГА. Вып. 11. Сер.: Горное дело. – 2001. – С. 231-239.
3. Маркшейдерское дело: учеб. для вузов. – В двух частях / под ред. И. Н. Ушакова. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1989. – Часть 2 / А. Н. Белоликов, В. Н. Земисев, Г. А. Кротов [и др.] – 437 с.
4. Охрана недр и геолого-маркшейдерский контроль: инструкция по производству маркшейдерских работ (РД 07-603-03). Серия 07. Выпуск 15 / Кол. авт. – М.: ГУП «НТИЦ по безопасности в промышленности Госгортехнадзора в России», 2003. – 120 с.

ТРИГОНОМЕТРИЧЕСКОЕ НИВЕЛИРОВАНИЕ ЭЛЕКТРОННЫМИ ТАХЕОМЕТРАМИ

РАЕВА О. С., КОПТЕВ Н. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Внедрение в маркшейдерскую практику новых высокоточных электронных тахеометров типа *Trimble 3601, Net 1200, Di 2003* с точностью линейных измерений $1 + 1$ мм/км и угловых измерений порядка $0,5...1''$, наличие у приборов данного класса двухосевых электронных уровней обусловило появление повышенного интереса к проблеме высокоточного тригонометрического нивелирования. Реализовать точностные возможности тахеометра можно только при условии предварительного изучения причин образования отдельных погрешностей.

Погрешность за отклонение высотного положения центров визирования. Одним из источников погрешностей является неточность определения высотного положения центров визирования на тахеометре и марке. Рассмотрим возникновение этой погрешности на примере использования в качестве центра визирования вершины углового отражателя.

Если центр вращения призмы не проходит через вершину призмы (рис. 1), то при повороте призмы центр вершины смещается относительно центра вращения на величину

$$r = l \cdot \operatorname{tg} \theta, \quad (1)$$

где l – расстояние от вершины призмы до центра вращения; θ – угол разворота призмы относительно падающего луча.

Величина l зависит от размеров призмы, конструкции её крепления, величина θ – от точности визирования. Большинство отражателей не имеют точного визирного устройства, и наведение осуществляется «на глаз».

Принимая $\theta=5^\circ$; $l=30$ мм, получим $r=2,6$ мм.

При расстоянии до отражателя $L=100$ м величина угловой погрешности

$$\delta Z = \frac{r \cdot \rho''}{L} = \frac{2,6 \cdot 206265''}{100000} = 5,4''.$$

При расстоянии до отражателя $L=10$ м $\delta Z=54''$. (2)

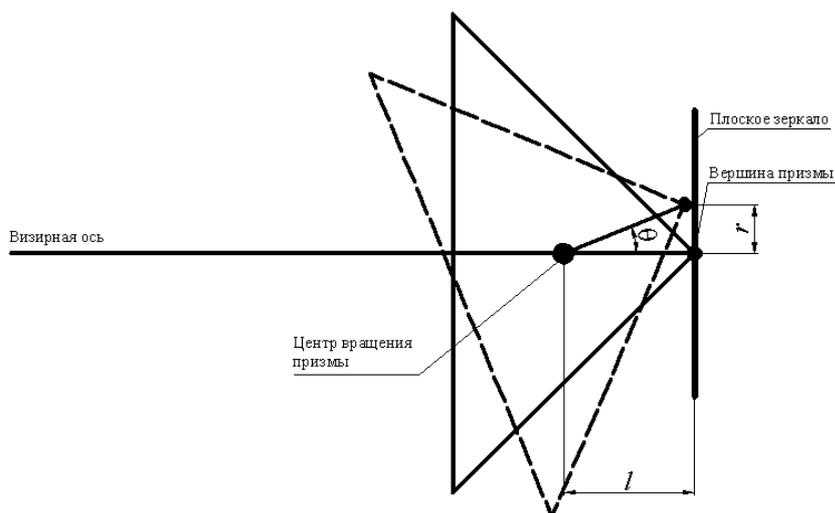


Рис. 1. Схема углового отражателя

Это свидетельствует о необходимости установки на призму визирного устройства, обеспечивающего достаточную точность наведения, а при конструировании визирного устройства выбирать местоположение оси вращения призмы в точке, где $l=0$.

Зеркальным эквивалентом углового отражателя является плоское зеркало, поверхность которого проходит через вершину призмы и перпендикулярна к падающему лучу. Следовательно, такой точкой является вершина трипель-призмы.

Многие визирные марки, объединённые с отражателем (типа 3Та5, *Trimble 3601*), имеют достаточно большую асимметрию расположения центров визирования на левой и правой сторонах марки относительно линии горизонта, что неприемлемо для высокоточного тригонометрического нивелирования. При коротких расстояниях из-за малого поля зрения видна только одна половина марки, и для учёта влияния перекоса приходится выполнять отдельные измерения по левой и правой сторонам с вычислением среднего значения высоты. Совокупные методы измерений никогда не были точнее прямых.

К этому же виду погрешности относится погрешность за ошибку нанесения центров вращения зрительной трубы тахеометра, отражателя или марки.

Проанализируем упрощенное уравнение вычисления превышения:

$$h = L \cos Z + i - v, \quad (3)$$

где L – горизонтальное проложение, м; i – высота инструмента, м; v – высота отражателя, м.

При $Z=90^{\circ}00'00''$, $h=i-v$ – частный случай геометрического нивелирования, при котором точность определяется размером измерительных цепей «репер – центр визирной оси тахеометра» и «репер – центр визирной метки отражателя».

Для анализа выберем размерную цепь высоты тахеометра. Она состоит из высоты самого тахеометра, высоты подставки, высотного положения головки штатива относительно репера и погрешностей измерения элементов цепи.

В документации на тахеометр *Trimble 3601* приводится заданное значение высоты инструмента $i=175$ мм. Измеренное значение штангенрейсмасом 174,7 мм. Высота подставки является переменной величиной $H_{\text{п}}=75\pm 2,5$ мм и зависит от положения подъёмных винтов. Высота до головки штатива, как правило, измеряется рулеткой. Если принять отклонение края головки штатива от центра оптического отвеса равным 100 мм, то при фактическом значении высоты штатива 1000 мм получим измеренное значение высоты с погрешностью +5 мм. Приблизительно тот же результат получим при измерении рулеткой высоты до центра тахеометра. Таким образом, максимальное изменение размеров цепи может достигать 10 мм. Наличие участков размерной цепи с неопределённым значением величины не удовлетворяет условиям высокоточного тригонометрического нивелирования. К точности размерных цепей надо относиться так же, как к инварным рейкам при геометрическом нивелировании. Нужны более точные методы измерений.

Одним из вариантов может быть применение отвеса с груз-рейкой, при котором высота от репера до штриха на рейке измеряется поверенной масштабной линейкой.

Если высота измеряется до головки штатива, то для фиксации выбранного значения высоты подставки один из подъёмных винтов подставки закрепляют в неподвижном положении в середине диапазона хода винта. Участок от центра тахеометра до метки на рейке измеряется либо нивелиром Н-05 по шкале микрометра, либо суммированием элементов цепи.

Если применяется комплект из нескольких подставок, марок и отражателей, их высотные размеры должны быть откалиброваны. Все подставки, марки, отражатели должны удовлетворять условию взаимозаменяемости. Следует напомнить, что речь идёт о высокоточном тригонометрическом нивелировании.

Несоблюдение этих условий, как показывает опыт, приводит к несовпадению результатов тригонометрического нивелирования, выполненного в прямом и обратном направлениях.

На рис. 2 приведена геометрическая схема измерений, выполненных в прямом и обратном направлениях, путём простой перестановки тахеометра *Trimble 3601* и отражателя из комплекта тахеометра 3Та5.

Перед началом измерений *Trimble 3601* прошёл метрологическую поверку. MZ и погрешность измерений Z_i были определены на эталонном автоколлиматоре УК-1, нивелирном коллиматоре АУПН-5 и на специальном стенде с разностью взаимобратных углов $\pm 10^{\circ}$ (см. рис. 2).

Пример 1. Произведем определение превышения между точками 1 и 2 в прямом и обратном направлениях. Положение визирной метки на отражателе не соответствуют истинному значению высоты v отражателя ($d_{\text{отр}}=-10$ мм).

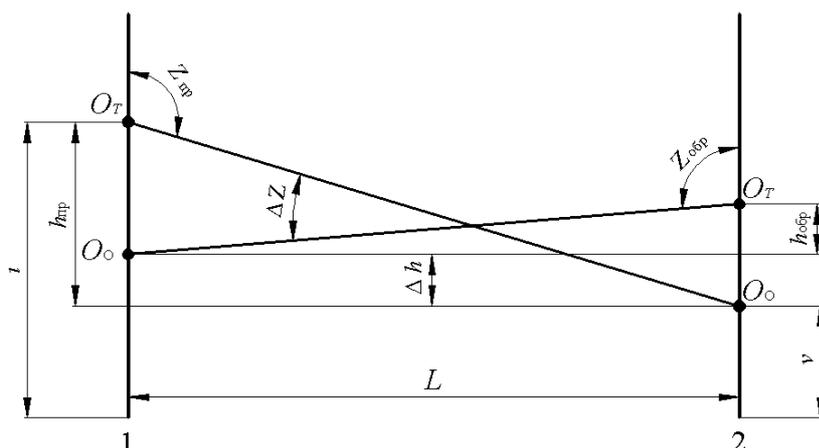


Рис. 2. Схема определения превышения в прямом и обратном направлениях:

O_T – центр вращения зрительной трубы тахеометра; O_0 – центр визирования отражателя (марки)

По результатам измерений получены следующие величины:

L – горизонтальное проложение, 18333 мм;

$Z_{пр}$ – зенитное расстояние в прямом направлении, $106^{\circ}56'35''$;

$Z_{обр}$ – зенитное расстояние в обратном направлении, $73^{\circ}01'35''$;

$h_{пр}$ – превышение в прямом направлении 5570 мм;

$h_{обр}$ – превышение в обратном направлении 5580 мм.

Из-за отклонения фактического центра визирования марки от истинного образуется отклонение между взаимнообратными зенитными расстояниями на величину

$$\Delta Z = 180^{\circ} - (Z_{пр} + Z_{обр}) = 180^{\circ} - (106^{\circ}56'35'' + 73^{\circ}01'35'') = 1'50''.$$

Найдем расчётное значение величины отклонения Δh :

$$\Delta h = L \cdot \operatorname{tg} \Delta Z = 18333 \cdot \operatorname{tg} 1'50'' = -9,7 \text{ мм.}$$

Полученное значение при измерениях

$$\Delta h = h_{пр} - h_{обр} = 5570 - 5580 = -10 \text{ мм} = d_{отр}.$$

Пример 2. Ось отражателя сопряжена с вершиной призмы ($d_{отр} = -7 \text{ мм}$).

Ниже приведены результаты прямого и обратного измерений:

$$L = 746339 \text{ мм}; \quad \Delta Z = 180^{\circ} - (Z_{пр} + Z_{обр}) = 180^{\circ} - (88^{\circ}23'365'' + 91^{\circ}36'26'') = 2,0''.$$

Расчётное значение разности между определяемыми превышениями в прямом и обратном направлениях:

$$\Delta h = L \cdot \operatorname{tg} \Delta Z = 746339 \cdot \operatorname{tg} 2,0'' = 7,2 \text{ мм.}$$

Полученное значение разности между определяемыми превышениями в прямом и обратном направлениях при измерениях

$$\Delta h = h_{пр} - h_{обр} = 20926 - 20932 = 6 \text{ мм.}$$

Пример 3. Ось отражателя сопряжена с вершиной призмы ($d_{отр} = 0$).

Ниже приведены результаты прямого и обратного измерений:

$$L = 425335 \text{ мм}; \quad \Delta Z = 180^{\circ} - (87^{\circ}24'04'' + 92^{\circ}35'56'') = 0; \quad \Delta h = 0 \text{ мм.}$$

Эти три примера подтверждают, что при коротких расстояниях основной причиной образования погрешностей является технологический фактор – не соблюдено соответствие размерных цепей с их истинными значениями. При $L > 100 \text{ м}$ возрастает влияние погрешности визирования.

Рассмотренные выше погрешности являются систематическими, и выявление их – первостепенная задача, так как даже при малых значениях они будут накапливаться в зависимости от длины L в нивелирном ходе.

На рис. 3 приведен график зависимости погрешности за отклонение высоты отражателя от высоты тахеометра, полученный на взаимнообратном нивелирном коллиматоре с углом наклона 10° и $L=2000 \text{ мм}$.

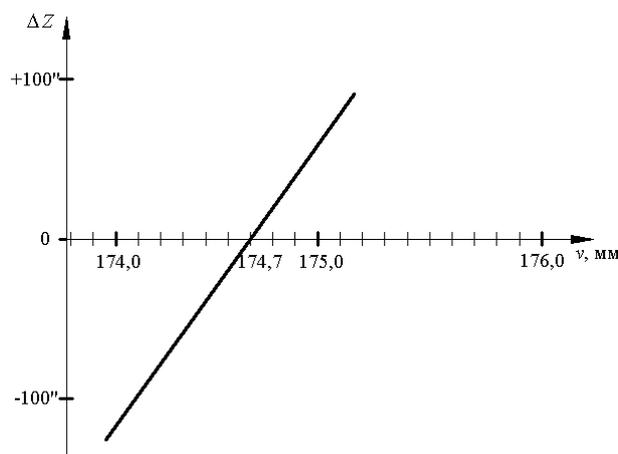


Рис. 3. График зависимости погрешности за отклонение высоты отражателя от высоты тахеометра

Из рис. 3 видно, что при высоте отражателя 174,7 мм взаимнообратные углы равны и именно данному значению ν соответствует значение i в тахеометре.

Несоблюдение равенства ν и i приводит к расхождению результатов измерений прямого и обратного нивелирования.

Приведённые примеры показывают, что перед началом поверки и измерений должна быть получена достаточная информация о геометрии всех осей и величинах размерных цепей тахеометра и визирных марок.

Особое внимание должно быть уделено методике измерения ν и i .

Сложность точного учёта размерных цепей (H_n и H_o) в полевых условиях приводит к выводу о целесообразности применения при высокоточном тригонометрическом нивелировании методов, характерных для геометрического нивелирования.

УДК 622.271.3

АНАЛИЗ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ФРЕЗЕРНЫХ КОМБАЙНОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ДЖЕРОЙ-САРДАРИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

ХАЛИМОВ И. У., ХОДЖИЕВ Ш. Ш.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

На Джерой-Сардаринском месторождении фосфоритов, находящемся в Республике Узбекистан, осуществляется разработка двух пологопадающих фосфопластов со средней мощностью 63 и 66 см, залегающих параллельно в толще глинистых отложений. Руда этого месторождения характеризуется невысоким качеством и наличием примесей в виде карбонатов. В верхней и нижней частях фосфопластов сосредоточены более бедные фосфориты с более высоким содержанием вредных примесей и нерастворимого остатка. При отработке этих слоёв руда разубоживается вмещающими породами. В то же время в средних слоях находятся фосфориты с высоким содержанием P_2O_5 и более низким загрязнением вредными компонентами. Разубоживания при отработке среднего слоя практически не происходит. Содержание P_2O_5 в пластах изменяется в пределах от 13 до 26 %. Контур контакта руды с вмещающими породами в плане на краевых участках сложный, изрезанный. Сложные горно-геологические условия месторождения при использовании традиционного горного оборудования приводят к ухудшению качества добываемой руды.

С целью снижения потерь и разубоживания добываемого полезного ископаемого на Джерой-Сардаринском месторождении использовались фрезерные комбайны фирм *Wirtgen* и *MAN TAKRAF*. Как известно, важной конструктивной особенностью данного вида горного оборудования является

возможность отработки месторождения тонкими слоями заданной мощности. При этом комбайны названных выше фирм имеют существенные различия в конструкции. Так, у применяемых на месторождении машин фирмы *Wirtgen*, имеющих четырехгусеничный ход, рабочий орган находится в средней части, погрузочная консоль впереди, а у комбайнов фирмы *MAN TAKRAF*, имеющих трехгусеничный ход, рабочий орган находится в передней части машины, погрузочная консоль сзади.

С 1997 г. на месторождении работали два фрезерных комбайна фирмы *Wirtgen* модели 2100SM, осуществлявшие погрузку руды в автосамосвалы MoA3-74051 и БелА3-540 грузоподъемностью соответственно 20 и 27 т. Разработка велась слоями толщиной 15-25 см. Оработка фосфопласта мощностью 60-65 см осуществлялась в три слоя.

Анализ опыта работы этих комбайнов показал, что их применение при разработке Джерой-Сардаринского месторождения обеспечивает:

- повышение качества добытого полезного ископаемого;
- снижение потерь и разубоживания;
- получение куска горной массы, не требующего последующего крупного и частично среднего дробления;
- повышение эффективности разработки месторождения за счёт выполнения ряда процессов горного производства одним комбайном (подготовка горной массы к выемке и погрузка ее в транспортное средство);

Было принято решение о целесообразности использования фрезерных комбайнов при дальнейшей разработке месторождения.

С 2002 г. на месторождении начал работать первый фрезерный комбайн фирмы *MAN TAKRAF* модели *MTS-250*, а с 2006 г. – второй. Они осуществляли погрузку руды в автосамосвалы фирмы «Катерпиллер», моделей *CAT-777*, грузоподъемностью 90 т и *CAT-785В* грузоподъемностью 136 т. Разработка производилась блоками длиной до 300 м и шириной до 50-200 м. Фрезерование осуществлялось параллельными заходками с челночной и петлевой схемами движения комбайна. Движение по челночной схеме производится с холостым перегоном комбайна на новую заходку. При петлевой схеме движения производится разворот комбайна в конце заходки и фрезерование в обратном направлении.

Анализ эффективности работы комбайнов при этих схемах, выполненный на предприятии, показал, что в случае применения челночной схемы для комбайнов *MTS-250* предпочтительна длина блока менее 150 м. При большей длине блока более эффективна петлевая схема фрезерования. Для комбайнов *Wirtgen 2100* переход с челночной на петлевую схемы фрезерования целесообразен при длине блока более 100 м.

В ходе работы комбайнов применялась также схема работы с укладкой отбитой руды в штабели или «валки». В этом случае комбайн осуществляет выемку и складирование в штабели руды, не имея простоев, связанных с ожиданием самосвалов и их маневрированием при установке под погрузку, а загрузка самосвалов производится фронтальными погрузчиками фирмы «Катерпиллер» модели *CAT-992*. Кроме того, при такой схеме автосамосвалы также не зависят от работы комбайнов, и это значительно повышает их производительность за счет сокращения времени погрузки. В результате производительность системы «комбайн – автосамосвал» повышается на 30-40 %. Однако при этой схеме возникает необходимость использования на погрузке руды из штабеля дополнительного оборудования: фронтального погрузчика и бульдозера.

На эффективность работы комбайнов также оказывают значительное влияние глубина фрезерования и скорость их движения. Анализ показал, что рабочая скорость комбайна уменьшается с увеличением глубины фрезерования, но при этом его техническая производительность увеличивается.

Из сказанного можно сделать вывод: для достижения максимальной производительности комбайнов целесообразно объединять там, где это возможно, технологические слои пласта в общую выемочную мощность по техническим возможностям комбайна. Это приводит к существенному повышению эффективности разработки месторождения с использованием фрезерных комбайнов.

РЕЗУЛЬТАТЫ МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА, ВМЕЩАЮЩЕГО ПОДЗЕМНЫЕ ВЫРАБОТКИ

УГРЮМОВ А. Н., МЕЩЕРЯКОВ Э. Ю.

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

Проведенными нами наблюдениями в наклонном съезде Учалинского подземного рудника гор. 480-710 м зафиксированы факты превышения размеров выработки относительно проектных (рис. 1). Отчетливо просматриваются куполообразования в выработке.

Для оценки геомеханического состояния приконтурного к подземным выработкам массива нами проведено математическое моделирование напряженно-деформированного состояния пород методом конечных элементов в упругой постановке задачи с применением программного комплекса «FEMР» (ИГД УрО РАН).

Рис. 1. Фотография, выполненная в наклонном съезде с выделением фактических контуров поперечного сечения выработки



Моделировались условия заложения наклонного съезда сечением $22,36 \text{ м}^2$ ($5,2 \times 4,9 \text{ м}$) на глубине 500-600 м, при плотности налегающих пород $\gamma = 2,8 \text{ т/м}^3$.

Модуль деформации пород в горном массиве определялся, по В. Р. Рахимову*, с учетом степени трещиноватости пород:

$$E_m = \frac{E_o}{1 + \left[\sum_{i=1}^K \delta_i (1 - \sin^4 \theta) \beta \right] / h},$$

где E_m – модуль деформации ненарушенного массива; δ – раскрытие трещин, см; β – относительная площадь скальных контактов, по рекомендациям К. В. Руппенейта, $\beta = 3,0 \cdot 10^{-4}$; h – средний размер элементарного структурного блока, см; θ – угол падения i -й системы трещин, град.

При средней ширине раскрытия трещин 1-2 мм и модуле деформаций $E_{\text{деф}} = 31,5 \times 10^4 \text{ МПа}$ в образцах получаем максимальное значение модуля деформаций миндалекаменных базальтовых порфиринов $E_m = 8,5 \cdot 10^4 \text{ МПа}$.

Анализ результатов математического моделирования напряженно-деформированного состояния горного массива, вмещающего подземную выработку размерами $5,2 \cdot 4,9 \text{ м}$ ($22,36 \text{ м}^2$) на глубине 500 м, показал, что при отсутствии тектонических сил напряжения вблизи контура выработки невелики (рис. 2, а). Концентрация напряжений σ_1 отмечается в массиве стенок выработки ($\sigma_1 = 18 \div 27 \text{ МПа}$), в кровле и почве выработки имеет место разгрузка от сжимающих напряжений $\sigma_1 = 3 \div 15 \text{ МПа}$ (см. рис. 2, а).

В условиях действия тектонических напряжений ($T = 2\gamma H$) зоны концентрации сжимающих напряжений смещаются в массив кровли и почвы выработки (рис. 2, б): в прикровельном массиве σ_1 превышают 60 МПа.

Характер распределения нормальных напряжений в приконтурном к выработке массиве сохраняется при увеличении глубины ее заложения до $H = 600 \text{ м}$ (рис. 2, в). Максимальные сжимающие напряжения в прикровельном массиве повышаются до 70 МПа.

* Рахимов, В. Р. Неоднородность прочностных свойств трещиноватых массивов скальных пород / В. Р. Рахимов, Э. Ф. Риккерт, Д. К. Саидкасымов // Известия вузов. Горный журнал. – 1991. – №6. – С. 1-4.

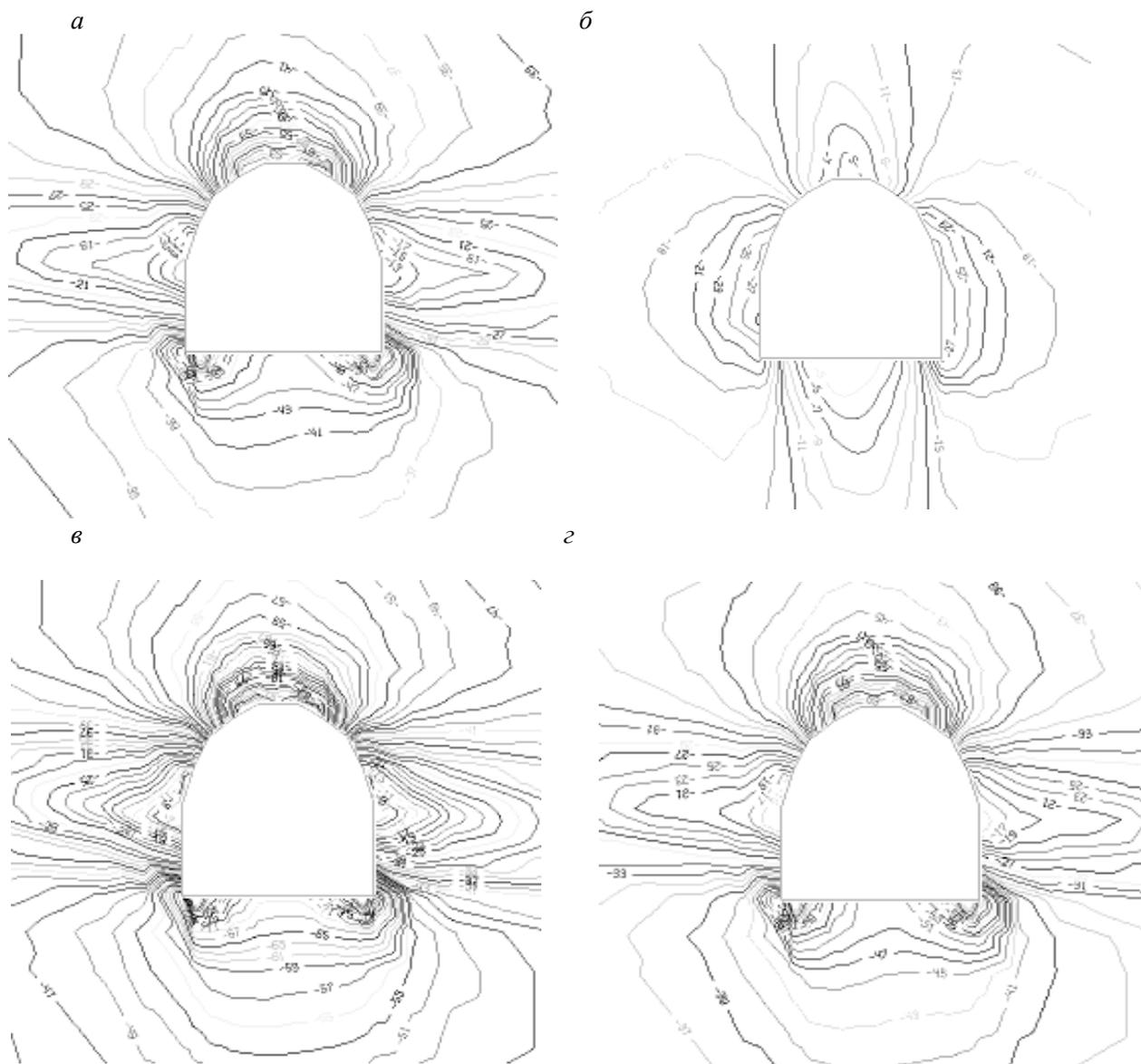


Рис. 2. Изолинии максимальных нормальных напряжений σ_1 в условиях действия:

а – гравитационного поля напряжений (глубина заложения выработок $H=500$ м); *б* – тектонических сил $T = 2\gamma H$ (глубина заложения выработок $H=500$ м); *в* – тектонических сил $T = 2\gamma H$ (глубина заложения выработок $H=600$ м); *г* – тектонических сил $T = 3\gamma H$ (глубина заложения выработок $H=500$ м)

При сохранении глубины заложения наклонного съезда на уровне $H=500$ м, с увеличением тектонической составляющей до $T=3\gamma H$, максимальные сжимающие напряжения в кровле выработки достигают 95 МПа (рис. 2, *г*).

Сопоставление фактических контуров наклонного съезда (см. рис. 1) с картинами распределения напряжений в приконтурном к выработке массиве (см. рис. 2) указывает на очевидную причину вывалообразований в кровле – повышенные тектонические напряжения, действующие в крест простирания выработки. Высокие значения максимальной компоненты нормальных напряжений σ_1 при относительно небольших величинах напряжений σ_3 создают «благоприятные» условия для разрушения прикровельных пород на сдвиг. При наличии участков миндалекаменных базальтовых порфиритов с весьма высокими упругими характеристиками откольные явления в кровле могут сопровождаться звуковыми эффектами.