

ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ КОМПЛЕКСА ГОРНОТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ НА КАРЬЕРАХ НЕБОЛЬШОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ПО ДОБЫЧЕ СТРОИТЕЛЬНОГО КАМНЯ

Морозов Л. С.

Научный руководитель Кравченко А. П., канд. техн. наук
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

При отработке небольших месторождений строительного камня в условиях Среднего Урала возникает проблема повышения эффективности комплекса горнотранспортного оборудования, с целью повышения рентабельности и экономической эффективности отработки таких месторождений.

В целом можно выделить целый ряд общих признаков, характеризующих такие предприятия, а именно:

- невысокая производительность, в пределах 100-250 тыс.т. горной массы в год (определяется наличными мощностями по переработке горной массы в товарную продукцию / мощностью имеющихся ДСУ);
- небольшое расстояние транспортирования горной массы от забоя до места переработки (в пределах нескольких километров), и как следствие, ограниченный автопарк;
- наличие горнотранспортного оборудования ограниченной производительности, которая определяется в первую очередь производительностью имеющейся ДСУ;
- производство буровзрывных работ подрядными организациями, что зачастую не позволяет оптимизировать производство этих работ.

Обычно в состав комплекса оборудования на таком предприятии входят экскаваторы строительного типа, с ковшами вместимостью 1,5 м³ – для погрузки горной массы из забоя, автосамосвалы коммерческого типа грузоподъемностью 15-20 т – для транспортировки горной массы, погрузчики с вместимостью ковша в пределах 1,5 м³ – для отгрузки готовой продукции конечному потребителю и для производства вспомогательных работ в карьере. Дополнительные трудности, зачастую, создаёт разнотипность и большие сроки эксплуатации оборудования.

В ходе анализа ряда действующих и проектируемых предприятий по добыче строительного камня, могут быть рекомендованы следующие пути повышения эффективности работы комплекса горнотранспортного оборудования:

- производить обоснование и выбор технологических параметров горнотранспортного оборудования исходя из технологических параметров имеющихся или проектирующихся для данного предприятия комплексов по переработке минерального сырья;
- оптимизация парка горнотранспортных машин с целью обеспечения наиболее выгодных экономических показателей их работы (минимум простоев, в том числе и на время ремонтов, снижения расхода топлива и др.) при обеспечении заданной производительности;
- внедрение систем автоматизированного управления и контроля (в том числе маркшейдерская и диспетчерская службы предприятия);
- повышение эффективности буровзрывных работ на предприятиях в условиях конкретного месторождения.

Одним из путей повышения эффективности работы комплекса горнотранспортного оборудования в условиях небольших карьеров по добыче строительного камня может быть широкое применение одноковшовых погрузчиков, характеризующихся высокой маневренностью и производительностью и способных совмещать работы по погрузке горной массы, вспомогательные работы на площади карьера и отгрузку готовой продукции потребителям.

КОНСТРУКЦИИ ДОРОЖНЫХ ОДЕЖД ДЛЯ КАРЬЕРОВ ВЕРХНЕ-МУНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Арефьев С. А., Шестаков Н. И.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Условия строительства и эксплуатации технологических автодорог при открытой разработке месторождений определяются в основном природно-климатической характеристикой района и горнотехническими параметрами карьера.

В Западной Якутии повсеместно развита многолетняя («вечная») мерзлота. Мощность слоя постоянно мерзлых грунтов и пород в окрестностях Верхне-Мунского месторождения, составляет свыше 400 м. Глубина деятельного слоя (оттаивающего в теплое время года) не превышает 1-2 м и зависит от экспозиции склона и состава грунта.

К горнотехническим параметрам карьера, характеризующим условия строительства и эксплуатации автодорог, относятся его размеры и параметры системы разработки и вскрытия: ширина рабочих площадок, длина активного фронта работ, скорость перемещения фронта работ, скорость углубки, углы откоса рабочего и нерабочего борта, ширина, длина и уклоны вскрывающих съездов, свойства вмещающих горных пород; обводненность карьерного поля.

К особенностям карьеров Верхне-Мунского месторождения, определяющим условия строительства автодорог, относятся: стесненность карьерного пространства (ожидаемые проектные размеры карьера «Заполярный»: по поверхности – 1150×800 м, по дну – 390×60 м при глубине 400 м; карьера «Магнитный»: по поверхности – 1200×650 м, по дну – 240×120 м при глубине 400 м); ограниченный срок строительства дорог, обеспечивающий минимальное снижение потока горной массы из карьера; формирование автомобильных съездов по развалу взорванных пород; относительно короткие участки строительства дорог (длина автомобильных съездов 130-250 м и минимальная длина активного фронта работ 700- 800 м). Конструкция автодорог и её практическая реализация должны быть рассчитаны на движение автосамосвалов грузоподъемностью 130-160 т с учетом интенсивности движения и требуемого объема перевозок за срок службы. Объем перевозок горной массы за период разработки месторождения не постоянный (минимальный – 2-6 млн т в год, максимальный – 35,9 млн т в год).

Грунтовые основания карьерной дороги на верхних горизонтах карьеров представлены элювиально-делювиальными отложениями в виде грубообломочного материала карбонатных пород с песчано-суглинистым заполнителем. Далее до глубины 400 м они представлены осадочными скальными породами, преимущественно известняками и доломитами с песчано-глинистой составляющей и их переслаиванием, а также изверженными породами: кимберлитами различного состава на рудных горизонтах.

По прочностным показателям породы подразделяются на среднепрочные, с пределами прочности одноосному сжатию от 15 до 50 МПа и малопрочные – от 2,5 до 15 МПа. Породы с пределом прочности свыше 50 МПа относятся к скальным. В процентном отношении доля малопрочных пород невелика и составляет 1-2 % . Содержание пород средней прочности увеличивается от 45-46 % в верхней до 60 % – в нижней части исследуемого разреза. Параллельно уменьшается содержание скальных прочных пород с 54-53 до 39 %.

Среднее значение предела прочности сжатию полускальных пород Чукукской свиты изменяется от 32,2 МПа у известняков и известняков глинистых до 42,1 МПа – у доломитов. У скальных разновидностей пород значения предела прочности сжатию варьируют от 50 до 108,5 МПа (при средних значениях 55,4-67,2 МПа).

Угол внутреннего трения для пород Чукукской свиты варьирует в пределах 17,6-33,8° при среднем значении 27,9°, а сцепление изменяется от 6,3 до 14,2 МПа (среднее 9,55 МПа). Для силигирского горизонта угол внутреннего трения изменяется в пределах 15,2-36,2° (среднее 27,4°), а сцепление – в диапазоне 5,9-15,1 МПа (среднее 9,65 МПа); для джахтарского горизонта угол внутреннего трения составляет 4,7-36,3° (среднее 28,4°), сцепление – 4,96-19,7 МПа (среднее 9,9 МПа).

Форма трассы принята спиральной. Грузовой поток из карьера «Заполярный» разбит на три части (три выезда из карьера), а карьера «Магнитный» – на две части. Грузопотоки в карьерах распределяются с нарастанием от нижних горизонтов к верхним.

В связи с развитием карьеров в глубину изменяются и сроки службы различных участков автодорог (рисунок 1).

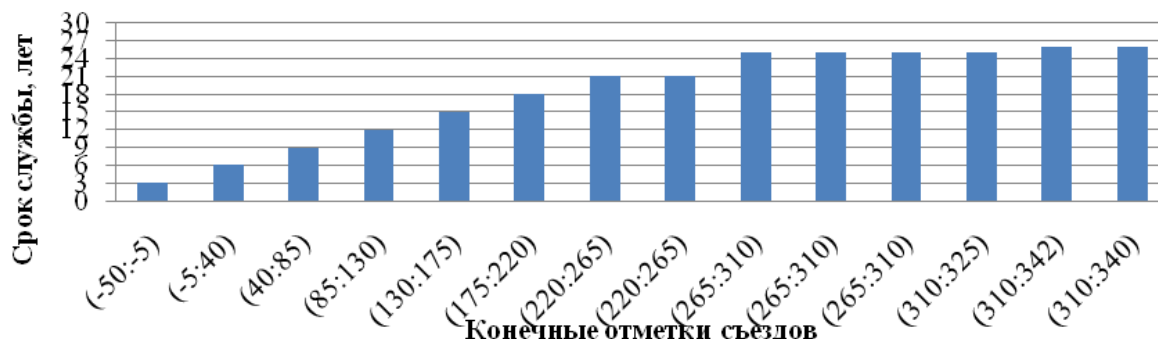


Рисунок 1 – Распределение съездов карьера «Заполярный» по сроку службы

Это определяет необходимость и целесообразность дифференцированного подхода к проектированию дорожных одежд на различных участках карьерных автодорог, требования к конструктивным и прочностным характеристикам которые зависят от объема перевозок по ним за срок службы.

Наиболее интенсивно требуемые прочностные характеристики (требуемый модуль упругости) изменяются в интервале до 150 млн. т. брутто. В интервале от 150 до 250 млн т брутто темпы изменения модуля упругости снижаются, а при суммарном грузообороте свыше 250 млн т брутто они незначительны.

Авторами предложены 7 вариантов конструкций дорожных одежд для различной грузонапряженности за срок службы участков карьерных дорог. В качестве примера в таблице 1 приведены конструкции дорожных одежд карьерных автодорог с суммарным грузооборотом до 200 млн т брутто за срок службы.

Таблица 1 – Конструкции дорожных одежд карьерных автодорог с суммарным за срок службы грузооборотом до 200 млн т брутто

Отличительный признак дорожной одежды	Срок службы, лет	Грузооборот, млн т/брутто	Толщина дорожной одежды, см	Затраты на сооружение 100 м дороги, руб.
Постоянные дороги				
Дорожная одежда без привлечения синтетического материала				
С покрытием из щебня устроенного по методу заклинки	15	200	210	6861565
С покрытием из фракционного щебня с пропиткой	15	200	185	5485780
С покрытием из черного щебня	15	200	135	6045923
Дорожная одежда с георешеткой СД-40				
С покрытием из щебня устроенного по методу заклинки	15	200	85	3801022
С покрытием из фракционного щебня с пропиткой	15	200	75	3787085
С покрытием из черного щебня	15	200	75	4255817

Использование предложенных конструктивных решений позволяет повысить эффективность работы автомобильного транспорта в условиях карьеров Верхне-Мунского месторождения.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ МЕЛКОЙ ПЛАТИНЫ ПРИ ПРОМЫВКЕ ПЕСКОВ НА ЗЕМЛЕСОСНЫХ ПРОМЫВОЧНЫХ ПРИБОРАХ

Бойков И. С., Филатов А. М.¹, Смирнов С. А.²

¹ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

²Артель старателей «Амур»

В условиях истощения запасов драгоценных металлов объёмы песков техногенных россыпей с каждым годом увеличиваются в связи с тем, что на большинстве действующих предприятий извлечение мелкого металла остаётся на низком уровне из-за отставания темпов перевооружения парка промприборов. Увеличению объёма золото- и платиносодержащих песков способствуют также уменьшение крупности металла в разведанных месторождениях и вовлечение в разработку объектов с повышенным содержанием мелкого, тонкого золота и платины. По данным ситовых анализов, из съёмов платины с промприборов за разные годы, предоставленные обоганительной службой прииска, можно убедиться в уменьшении крупности частиц и преобладании относительно мелкого металла (рисунок 1).

Медианная крупность Me соответствует расчетному размеру отверстия сита, через которое просеивается 50 % металла, и показывает наличие крупности драгметалла по конкретному классу, а также определяет, какой металл доминирует (крупный, мелкий, средний и т. п.). По формуле расчета значения Me^* , по данным ситового анализа извлечённой платины по промприборам типа ПЗШ-П-150 в 2011-12 гг., составила от 0,45 до 0,37 мм, соответственно. Результаты расчёта Me россыпного металла показали, что платина по этому показателю характеризуется как весьма мелкая.

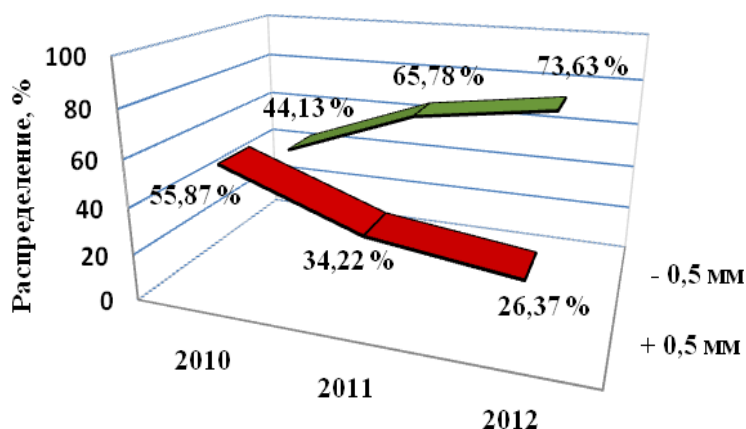


Рисунок 1 – Результирующий график платины по классам крупности

Шлюзовые аппараты остаются основными обоганительными элементами промывочных приборов и комплексов на первой стадии выделения тяжелой фракции из массопотока, гидродинамический режим которых ограничивает улавливающую способность по мелким и тонким классам и является главным фактором основных потерь ценного компонента. Эффективность извлечения на шлюзах глубокого наполнения (ШГН) резко снижается, даже при применении двухстадийной схемы обогащения, т. е. шлюзов мелкого наполнения (ШМН). Для более полного извлечения платины в конце ШГН устанавливается наклонный грохот, нижний продукт которого поступает на дополнительные шлюзы (ШМН). Грохот наклонный колосниковый предназначен для классификации зернистых материалов по

* Кавчик Б. К. Ситовый анализ и определение гранулометрических характеристик россыпного золота: методические рекомендации (факультативная работа). – Иркутск: Иргиредмет, 2001. 15 с.

крупности в потоке пульпы. На колосниковом грохоте осуществляется разделение исходных песков на подрешетные эфеля и надрешетный валунно-галечный материал. Увеличение угла наклона приводит к «уменьшению» отверстия сита и крупности просеиваемого материала. Кроме того, увеличивается скорость движения зерен по просеивающей поверхности, при которой зерна проскакивают отверстия сита и не просеиваются. Оптимальный угол наклона просеивающей поверхности устанавливается, исходя из наивысшей эффективности и требуемой производительности. Извлечение драгметалла на шлюзах мелкого наполнения (ШМН) напрямую зависит от выхода подрешетного материала гидравлического грохота, т. е. эффективности грохочения.

В промсезоне 2012 г. на одном из промывочных приборов типа ПЗШ-П-150 производительностью по пульпе 2000-2200 м³/ч с модернизированным гидрогрохотом (рисунок 2) старательской артели «Амур» было проведено комплексное опробование потока пульпы на шлюзах глубокого и мелкого наполнения. По результатам такого опробования извлечение мелкой платины (класс крупности минус 0,5 мм) составило 79,6 %.



Рисунок 2 – Фрагмент сеющей поверхности грохота промприбора ПЗШ-П-150 (2012 г.)

В 2011 г. при опробовании потока пульпы на промприборе ПЗШ-П-150 с гидравлическим грохотом до модернизации извлечение мелкой платины составило 58,4 %, о чём свидетельствуют ситовые характеристики извлечённой платины (см. таблицу 1). Такого результата добились благодаря реконструкции гидрогрохотов промприбора ПЗШ-П-150. У землесосной установки ПЗШ-П-150 (2011 г.) установлен колосниковый грохот с углом наклона просеивающей поверхности 25°, а у землесосной установки ПЗШ-П-150 (2012 г.) колосниковый грохот с углом наклона 18°, также увеличена площадь грохочения с 7,5 до 9,0 м².

Таблица 1 – Ситовые характеристики шлиховой платины, полученной при промывке песков

Класс крупности, мм	Промприбор ПЗШ-П-150			
	2011 г.		2012 г.	
	Вес Pt, г	%	Вес Pt, г	%
-0,1	4,3	0,11	5,0	0,3
-0,14+0,1	32,3	0,83	44,9	2,4
-0,2+0,14	98,3	2,54	128,1	6,9
-0,5+0,2	2125,3	54,91	1291	70,0
-0,7+0,5	1274,6	32,93	298,6	16,2
-1,0+0,7	291,5	7,53	57,4	3,1
-2,0+1,0	39,8	1,03	18,9	1,0
+2,0	4,5	0,12	0,0	0,0
ИТОГО	3870,6	100,0	1843,9	100,0

Таким образом, реконструкция гидрогрохотов (увеличение площади грохочения, изменение наклона грохота) на промывочных приборах типа ПЗШ-П-150 увеличила извлечение мелкой платины в пределах 5-7 % за счет повышения эффективности грохочения. По результатам опробования извлечение составило в среднем 83-85 %, что также требует применения развитой технологии обогащения.

УЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РИСКОВ ПРИ ПЛАНИРОВАНИИ РЕЗЕРВА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ЭКСКАВАТОРНО-АВТОМОБИЛЬНОГО КОМПЛЕКСА КАРЬЕРА

Ганиев Р. С., Колясников А. В.

Научный руководитель Стенин Ю. В., канд. техн. наук, доцент
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Планирование производительности карьера осуществляется на основе информации о технических характеристиках экскаваторов и автосамосвалов, режиме работы комплекса, нормативной продолжительности процессов (длительность элементов выемочного и транспортного циклов, плановых простоев и т.д.), а так же данных о текущем состоянии горнотехнологической среды. Одним из главных факторов, формирующих производительность экскаваторно-автомобильного комплекса, является обеспеченность погрузочного звена автотранспортом, от которой напрямую зависит как непрерывность процесса выемка-погрузка, так и соответствие фактической производительности комплекса плановым показателям. Вопрос планирования резерва автотранспорта является особенно актуальным в условиях крупных карьеров, что обусловлено сложностью прогнозирования изменения условий работы в течении смены (перераспределение автосамосвалов между пунктами погрузки и разгрузки, отклонение фактической длительности операций от нормативной и т.д.). Переменчивость горнотехнологической среды обуславливает возникновение риска невыполнения плановых заданий экскаваторно-автомобильного комплекса, отсутствие учета которого приводит к значительным колебаниям показателей выемочно-погрузочного процесса (по результатам исследований на ОАО «УралАсбест» до 20,3%).

Одним из способов оценки риска невыполнения плановых заданий является вероятностная оценка процессов с точки зрения теории информации. Согласно концепциям этой теории, экскаваторно-автомобильный комплекс может быть представлен в виде управляемой системы, состоящей из совокупности событий. Поведение этой системы прогнозируется за счет данных о вероятности каждого из этих событий, оцениваемой различными статистическими расчетами на основе хронометражных наблюдений. Очевидно, что чем сложнее управляемая система, тем сложнее структура этих данных и тем менее информативными они являются.

Количество неопределённости может быть оценено согласно принципу, предложенному американским учёным Клодом Шенноном. Разработанная им концепция оценки информации напрямую связана с понятием меры неопределённости событий (энтропии) и согласно этой концепции, информацию можно представить как снятую неопределённость [1, 2]. Иными словами получение информации является необходимым условием для снижения уровня неопределённости или полного её снятия. Неопределённость возникает в ситуации выбора, следовательно, в ходе её снятия необходимо решить задачу уменьшения количества рассматриваемых вариантов, и в итоге выбрать один соответствующий ситуации вариант из числа возможных. Снятие неопределённости даёт возможность принимать обоснованные решения и действовать, в этом заключается управляющая роль информации. С другой стороны, величину энтропии можно рассматривать как меру неопределённости информационной сети, а значит и сложности процесса обработки входящих сообщений, принятия на основе полученной информации конкретных решений и осуществления необходимых действий для их реализации.

В качестве примера можно привести расчёт риска невыполнения суточной производительности экскаватора ($Q = 5,5$ тыс.м³/сутки), основанный на данных о фактической выработке экскаватора ЭКГ-8И по результатам 129 измерений на карьере ОАО «УралАсбест» (таблица 1).

Таблица 1 – Анализ результатов наблюдений за работой экскаватора ЭКГ-8И

Интервалы производительности Q , тыс.м ³ /сут	Середина интервала \bar{Q}_i	Частоты n_i	Частоты f_i	$f_i \bar{Q}_i$	$f_i \bar{Q}_i^2$
0,5 - 1,5	1,0	3	0,023	0,023	0,023
1,5-2,5	2,0	12	0,093	0,186	0,372
2,5 - 3,5	3,0	21	0,163	0,489	1,467
3,5-4,5	4,0	31	0,241	0,96	3,84
4,5 - 5,5	5,0	26	0,201	1,007	5,025
5,5 - 6,5	6,0	21	0,163	0,978	5,868
6,5 -7,5	7,0	11	0,085	0,595	4,165
7,5 - 8,5	8,0	3	0,023	0,184	1,472
8,5-9,5	9,0	1	0,008	0,072	0,648
Σ		129	1,000	$\tilde{Q} = 4,494$	22,88

Среднеквадратичное отклонение $\delta^2 = 2,63$; $\delta = \sqrt{\delta^2} = 1,62$ тыс. м³/сутки (в относительных единицах 0,28). Согласно литературным источникам, производительность экскаватора подчиняется нормальному закону распределения, следовательно уровень неопределенности можно определить по формуле

$$H = \log_2 \sqrt{2\pi e} \delta = \log_2 1,56 = 0,64. \quad (1)$$

По формуле Больцмана определяем вероятность реализации плановой производительности экскаватора с учетом общей неопределенности:

$$P = e^{-0,7H} = 0,64. \quad (2)$$

Таким образом, риск невыполнения суточной производительности составит $R=1-P=0,36= 36 \%$.

Анализируя результаты проделанной работы можно сказать, что вопрос оценки влияния горнотехнологической ситуации карьеров на риск невыполнения плановой производительности ЭАК в настоящее время изучен не в полной мере и является в некоторой степени инновационным. Для достижения максимального соответствия плановых и фактических показателей работы выемочно-погрузочного звена необходим учет влияния условий работы и совершенствование существующих методик оценки эффективности ЭАК. Одним из направлений исследования в данной области можно считать разработку методики учёта неопределённости исходных данных и учета технологического риска при расчетах плановой производительности комплекса.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Шеннон К. Работы по теории информации и кибернетике. — М.: Изд-во иностр. лит., 2002.
2. Волькенштейн М. В. Энтропия и информация. — М.: Наука, 2006.

ИССЛЕДОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ СХЕМ ВСКРЫТИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Кокунин Р. В., Кокунина Л. В., Райс М. В.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Вскрытие месторождений природного камня характеризуется относительно небольшой глубиной карьеров и незначительным годовым объемом добываемой горной массы. В большинстве случаев рабочие горизонты карьеров облицовочного камня вскрыты капитальными траншеями или полутраншеями внутреннего или внешнего заложения. Связь забоев с поверхностью осуществляется, как правило, с использованием колесных транспортных средств, а уклон траншей и съездов, предназначенных для движения их, должен соответствовать жестким требованиям действующих правил безопасности. В связи с этим для обеспечения заездов на рабочие горизонты требуется выполнение значительного объема горных работ, которые можно вести в основном только с использованием добычного оборудования. Развитие карьеров природного камня происходит медленно, а основные объемы вскрышных работ приходятся на первые годы эксплуатации месторождения. Все это вместе взятое существенно тормозит развитие сырьевой базы для камнеобработки.

Бестраншейное вскрытие характеризуется отсутствием подвижного транспорта на участке «рабочий горизонт – поверхность», а, следовательно, и специальных выработок, предназначенных для движения этих транспортных средств – наклонных внешних и внутренних траншей, полутраншей и съездов. Благодаря этому ширина рабочих площадок на горизонтах имеет минимальное значение, обусловленное технологическими особенностями ведения добычных работ [4]. В этом случае значительно сокращаются объемы горно-капитальных и подготовительных работ, капитальные затраты на их осуществление. В то же время увеличиваются затраты на приобретение оборудования, выполняющего ведущую роль в грузотранспортной схеме.

Выполненные нами исследования показали, что на большинстве месторождений природного камня, в устойчивых породах, транспортную связь забоев с поверхностью можно осуществить с помощью различных стационарных или полустационарных грузоподъемных машин без заезда транспорта в карьер [3].

При расчете экономической эффективности учитываются только факторы, связанные с затратами на осуществление транспортной связи рабочих горизонтов с поверхностью [1].

В результате проведенных исследований были получены данные, которые были проанализированы и сгруппированы по эффективности в зависимости от срока отработки месторождения, производственной мощности и глубины разработки:

а) при сроке отработки месторождения 5 лет при производственной мощности до 5 тыс. м³ и глубине карьера до 28 м более эффективно траншейное вскрытие. При производственной мощности 10 тыс. м³ траншейное вскрытие эффективно при глубине карьера до 18 м. При производственной мощности более 25 тыс. м³ бестраншейное вскрытие эффективно при любой проектной глубине карьера;

б) при сроке отработки месторождения 10 лет при производственной мощности до 10 тыс. м³ траншейное вскрытие эффективно до глубины карьера 15 м. При производственной мощности более 20 тыс. м³ во всех случаях эффективно бестраншейное вскрытие.

в) при сроке отработки месторождения 20 лет траншейное вскрытие эффективно только на небольшом участке при глубине карьера до 10 м и производственной мощности до 5 тыс. м³. На практике такие карьеры не встречаются.

г) при сроке отработки месторождения 30 и более лет эффективно исключительно бестраншейное вскрытие.

Исследования показали, что тип грузотранспортной связи рабочих горизонтов с поверхностью на месторождениях природного камня зависит от производственной мощности карьера, срока эксплуатации месторождения, мощности полезной толщи и технических

возможностей грузоподъемных машин, а эффективность бестраншейного вскрытия месторождений природного камня возрастает с увеличением срока эксплуатации месторождения, глубины и производственной мощности карьера по блокам.

По результатам исследования можно сделать следующие выводы:

– при технической возможности и безопасности ведения работ на большинстве месторождений природного камня экономически целесообразно применение бестраншейного вскрытия. Для этого необходимо создавать и совершенствовать специальные грузоподъемное оборудование предназначенное специально для бестраншейного вскрытия месторождений. Сегодня для этих целей применяют деррик-краны зарубежного производства, однако с их помощью невозможно добиться мобильности и гибкости обслуживания протяженных фронтов добычных работ при высокой производственной мощности предприятия.

– бестраншейное вскрытие имеет ряд преимуществ по сравнению с традиционным

Основным преимуществом является возможность снизить до минимума ширину рабочих площадок. Не требуется проходка траншей, съездов, широких транспортных площадок внутри карьера, все это ведет к резкому снижению горнокапитальных работ.

Кроме того применение этих схем позволяет уже в первые годы эксплуатации месторождения при незначительных объемах вскрышных работ приступить к добыче кондиционных блоков и тем самым скомпенсировать часть затрат на капитальные работы.

В настоящее время на карьере даже небольшой производственной мощности требуется иметь 2 и более стреловых крана, для того чтобы обеспечить погрузку горной массы, перестановку технологического оборудования и выполнения других вспомогательных операций. Исследования показали, что коэффициент использования сменного времени для кранов в этом случае составляет от 10 до 30%. А при использовании козловых, башенных и полукозловых кранов одновременно может обслуживаться 3-5 и более рабочих забоев одной грузоподъемной машиной, при этом коэффициент использования может достигать 0,7-0,8.

Такие схемы можно использовать также при строительстве опытных карьеров на которых также не потребуются строительство въездных траншей и дополнительных капитальных затрат на транспортные коммуникации. Также очевидно, что подъем груза по вертикали гораздо дешевле, чем транспортировка его по наклонным горным выработкам.

И последнее: за счет значительного уменьшения объемов вскрышных работ резко уменьшаются площади земель изымаемые под отвалы, а платежи за землю на сегодняшний день значительно возросли!

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бычков Г. В., Кокунин Р. В., Кокунина Л. В. Рациональные схемы связи забоев с поверхностью и оценка эффективности их при вскрытии месторождений природного камня // Камень вокруг нас. 2004. № 8. С. 18-21.
2. Кокунин Р. В. Бестраншейные схемы вскрытия рабочих горизонтов на карьерах природного камня с применением башенных кранов // Добыча, обработка, применение природного камня: сб. научн. тр. – Магнитогорск: МагГТУ, 2005. С. 67-71.
3. Бычков Г. В., Шелест А. Т., Кокунин Р. В. Схемы вскрытия рабочих горизонтов и устойчивость бортов на карьерах природного камня // Известия Уральского государственного горного университета. Вып. 21. Серия: Горное дело: сб. научн. трудов. – Екатеринбург: УГГУ, 2005. С. 80-87.
4. Кокунин Р. В. Особенности применения бестраншейного вскрытия месторождений природного камня // Добыча, обработка и применение природного камня: сб. научн. тр. – Магнитогорск: МагГТУ, 2006. С. 85-90.

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ СВОЙСТВ ОКАТЫШЕЙ НА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Лушников Я. В., Багазеев В. К., Старцев В. А.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Кучное выщелачивание – это процесс извлечения полезных компонентов раствором реагентов из уложенной в кучу (навал, штабель, отвал) руды или песков на специально оборудованной площадке (основании).

Основные показатели КВ, параметры и режим технологического процесса принимаются на основании определения физико-механических свойств руды и пород основания, гранулометрического и минералогического состава руды и полезного минерала, а так же результатов исследования руды на обогатимость. Физико-механические свойства руды являются исходными данными для расчета технологических параметров штабеля руды: высоты, угла откоса, плотности отсыпки и растворопроницаемости по всему сечению.

Важной задачей отсыпки является обеспечение устойчивости штабеля. Для максимального использования поверхности штабеля и упрощения технологии отсыпки его краевые скаты сооружаются под углом естественного откоса. При водонасыщении штабеля происходит снижение прочностных характеристик выщелачиваемого материала за счет размокания, за счет гидростатического взвешивания, а также за счет образования суффозионного выноса – всё это обуславливает оплывание и обрушение откосов штабеля.

Цель исследования – определение физико-механических свойств исходного материала для оценки устойчивости технологических параметров.

В качестве экспериментального материала были использованы окатыши из штабеля кучного выщелачивания компании ООО «Березовский рудник» г. Березовский Свердловской области. Окатыши представляют собой песчано-глинистую смесь из хвостов золотоизвлекательной фабрики Березовского рудника связанную цементным порошком в гранулы неправильной формы размерами от 2 до 10 мм.

Для определения физико-механических свойств окатышей была проведена серия экспериментов, в ходе которых были установлены такие показатели как коэффициент крепости по Протодьяконову, предел нагрузки на сжатие и угол естественного откоса, которые позволили оценить разницу в свойствах окатышей, как материала слагающего штабель, и их составляющих.

Для определения коэффициента крепости по Протодьяконову была применена методика ГОСТ 21153.1-75 [1]. В ходе опыта навески окатышей по 50 - 60 грамм отдельно дробят в стакане гирей, падающей с высоты 60 см., после чего от пяти навесок отсеивают фракцию - 0.5 мм и засыпают ее в объемомер, записывают высоту получившего столбика и по формуле вычисляют коэффициент крепости:

$$f = \frac{20 \cdot n}{h}, \quad (1)$$

где f – коэффициент крепости породы по Протодьяконову; n – число сбрасываний гири при испытании одной навески; h – высота столбика мелкой фракции после испытания пяти навесок, мм.

Значения полученного коэффициента крепости Протодьяконова составило 1,4-1,8, что соответствует VII категории крепости по классификации М. М. Протодьяконова.

По формуле, представленной в [2], был вычислен предел прочности окатышей на сжатие:

$$\sigma_{сж} = 30 \cdot f - 150 \sqrt{\frac{2f}{5} + 1} + 150, \text{ МПа} \quad (2)$$

где $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие, МПа; f – коэффициент крепости пород по Протоdjяконову.

$$\sigma_{сж} = 30 \cdot 1,6 - 150 \sqrt{\frac{2 \cdot 1,6}{5} + 1} + 150 = 5,9, \text{ МПа}$$

По ранее установленным формулам [3] прочность окатышей выдерживает нагрузку штабеля высотой до 300 метров.

После этого окатыши замачивались в воде, с целью симуляции процесса выщелачивания. Оказалось, что при малейшем контакте с жидкостью структура окатышей разрушается, причем настолько, что определить их крепость становится невозможно, они разрушаются под действием собственного веса, превращаясь в рыхлую песчанистую массу. Соответственно изменяются и их физико-механические свойства.

Изменение, в ходе эксплуатации штабеля кучного выщелачивания, свойств материалов, его слагающий отрицательно скажется на качестве выщелачивания. Изменение угла естественно откоса приведет к изменению устойчивого угла откоса штабеля и как следствие к его осыпанию и появлению вывалов. Плотность окатышей меньше чем плотность материала из которого они состоят, а это означает, что окатыши в центре штабеля, разрушаясь под действием влаги, будут уплотняться, образуя пустоты, что приведет к образованию прудков на поверхности штабеля и изменению фильтрационных свойств штабеля в целом. Также необходимо отметить, что, поскольку связующим материалом в окатышах является цемент, то намокнув и высохнув, он образует монолитные связи, которые препятствуют нормальному дренированию через тело штабеля и вызывают кольматацию.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Породы горные. Метод определения коэффициента крепости по Протоdjяконову. ГОСТ 21153.1-75. – М.: Государственный комитет стандартов Совета Министров СССР, 1976.
2. Трубецкой К. Н., Потапов М. Г., Веницкий К. Е. Открытые горные работы: справочник. – М.: Горное бюро, 1994.
3. Лушников Я. В., Багазеев В. К., Валиев Н. Г. Оценка водопроницаемости основания насыпи для выщелачивания с использованием отсева для подстилающего слоя. / Международная научно-практическая конференция «Уральская горная школа – регионам»: сборник докладов. Екатеринбург, 2012. С. 244-245.

КАРЬЕРЫ БЛОЧНОГО КАМНЯ УРАЛА. СОСТОЯНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧНЫХ РАБОТ

Кокунина Л. В., Кокунин Р. В.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Карьер предприятия ЗАО «Коелгамрамор». Коелгинское месторождение белого мрамора эксплуатируется с 1925 года. В настоящее время добычу блоков на месторождении осуществляет ЗАО «Коелгамрамор». Коелгинский мраморный карьер - наиболее крупный в России по добыче мрамора - годовой объем добычи блоков в пределах 50 тыс. м³. Выход блоков из горной массы за эти периоды эксплуатации в среднем составляет около - 29 %. Результатами повышения высоты обрабатываемого уступа ($H_y = 8...10$ м) и применения двухстадийной схемы явилось повышение коэффициента выхода товарных блоков до 60 %.

Карьер на Мраморском месторождении серого мрамора. Мраморское месторождение мрамора эксплуатируется двумя организациями: ЗАО «Уральский мрамор» (юго-западный, центральный и северный участок месторождения) и ООО «Мраморгаз» (южный участок месторождения). Средний фактический выход кондиционных блоков на месторождении в настоящее время составляет 35 %. Следует заметить, что при использовании высокоуступной технологии добычи выход блоков превышал 50 %.

Карьер на предприятии ООО «Мабл». Походиловское месторождение серого мрамора известно с прошлого столетия. В прошлом старательскими артелями велась разработка его на строительную известь. В настоящее время месторождение разрабатывается предприятием ООО «МАБЛ». Добыча блоков на Походиловском мраморном карьере ведется по современной высокоуступной технологии с использованием - алмазно-канатных машин Альфа-840, гидродомкратных и буровых установок итальянской фирмы «Benettimacchine» [84]. Горизонтальная подрезка массива производится баровыми машинами «Виктория» Режевского экспериментального завода. Отгрузка блоков из карьера осуществляется грузоподъемным краном ДЭК-631 грузоподъемностью 60 т.

Фактический выход блоков I-III групп из верхних горизонтов составил 24 %. Блоки перерабатываются в собственном камнеобрабатывающем цехе и отгружаются на другие камнеобрабатывающие предприятия страны.

Карьер на предприятии ОАО «Уралмрамор». Уфалейское (Нижне-Шелеинское) месторождение серо-голубого мрамора относится к одному из старейших на Урале. Разрабатывается с 30-х годов XX века после окончания добычи никелевой руды на этом участке. В настоящее время добычу блоков на карьере осуществляет ОАО «Уралмрамор».

Фактический выход блоков из горной массы при отработке месторождения уступами высотой до 1 м достиг 40 %.

Карьер предприятия ООО «Stone Capital». Предприятие разрабатывает на блоки Южно-Шабровское месторождение серпентинита.

Добыча блочного серпентинита ведется камнерезными машинами с цепным баром с резцами, армированными алмазными сегментами и машинами с алмазным канатом. Благодаря преимущественному применению высокоуступной технологии добычи серпентинита фактический выход блоков достигает 40 %, в то время как по данным геологоразведки он составлял 18,6 %.

Карьер предприятия ООО «Мраморгаз». Южно-Султаевское месторождение гранита разрабатывается с 1990 г. В настоящее время на карьере ведутся вскрышные и добычные работы. При отделении блоков от массива применяются буровзрывной, буроклиновой и термогазоструйный способы подготовки камня к выемке. Высота подступов до 2 м и определяется в основном положением природной пластовой трещиноватости. Отработка производится параллельными лентами шириной 1,5 м. Вначале от массива отделяется монолит размером 2×1,5×20...25 м, который затем делится на блоки. Выход гранитных блоков составляет в среднем 58,6 %.

Мансуровский гранитный карьер. Месторождение разрабатывается двумя предприятиями: ОАО «Гранит» и ОАО «Уральские камни». Благоприятная текстура гранита обеспечивает хорошую способность к раскалыванию в заданном направлении, а наличие системной горизонтальной трещиноватости по всей высоте месторождения, позволяет легко отделять блоки от массива. Необходимо бурение шпуров только в вертикальной плоскости. Фактический выход блоков из горной массы достигает 75%. Блоки преимущественно крупных размеров - I-III групп. Основной способ добычи блоков буроклиновой. Бурение и откол производятся по вертикальным плоскостям с использованием в горизонтальной плоскости природной трещиноватости. Бурение производится глубину равную 0,9...0,95 высоты уступа, а откалывание – механическими и гидравлическими клиньями. В качестве вспомогательного применяется термогазоструйный способ, как для добычи блоков, так и при производстве изделий из камня. Запасы гранита оценены для разработки на блочный камень с целью производства облицовочных изделий выделены в объеме, достаточном для строительства крупного механизированного карьера блочного камня.

Гранитный карьер предприятия ООО «Сибирский гранитный карьер». Добыча камня на Сибирском гранитном карьере началась в 1915 году. Это старейшее предприятие Урала по добыче блочного камня.

На карьере принята одностадийная схема добычи гранитных блоков, когда от массива отделяется не монолит, а сразу блок необходимого размера. По горизонтальной плоскости блоки отделяются по естественным трещинам, поэтому высота уступа на карьере не постоянна и зависит от расстояния между соседними трещинами по напластованию.

Выход блоков из горной массы превышает 75 %.

Гранитный карьер предприятия ООО КП «Норд». Предприятие разрабатывает Исетское месторождение гранитов. Горные работы на месторождении начались в 1998 г.

Добыча гранитных блоков на карьере производилась буроклиновым и термогазоструйным способами. При этом способе с помощью имеющихся на карьере ручных терморезаков типа ТРВ через каждые 3-7 м по длине намеченного к отделению монолита проходятся фланговые отрезные щели. В сочетании с системой естественных трещин дополнительные отрезные щели позволяют создать в отделяемом монолите до четырех плоскостей обнажения.

По результатам исследования можно сделать следующие выводы:

1. Цветовая гамма эксплуатирующихся месторождений природного камня Урала, несмотря на богатство минерально-сырьевой базы, представлено в основном серо-белыми разновидностями горных пород, поэтому весьма актуален вопрос расширения цветовой гаммы горных пород, применяющихся для производства изделий.

2. На всех месторождениях горных пород средней прочности - мраморов, мраморизованных известняков и серпентинитов - развито от 3-х до 5-ти основных систем трещиноватости, оказывающих влияние на выход блоков из горной массы. На многих месторождениях зафиксированы системы трещиноватости, представленные крутопадающими трещинами.

3. Несмотря на наличие на перечисленных в п. 1 месторождений природного камня средней прочности крутопадающей и наклонной природной трещиноватости, применяющиеся способы добычи блоков на всех месторождениях, кроме Уфалейского не учитывают природной тектоники и слоистости массивов. Разработка их ведется вертикальными уступами без использования системной трещиноватости. Именно этим объясняется низкий выход блоков из горной массы на большинстве из перечисленных карьеров.

4. Изучение технологических схем и применяющихся способов добычи и систем подготовки к выемке блочного камня на действующих промышленных предприятиях Урала показало, что на большинстве предприятий применяются низкоэффективные технологические схемы, позволило выявить их достоинства и недостатки, предложить на перспективу наиболее рациональные технологические комплексы по добыче природного камня и сформулировать основные цели и задачи.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ НЕОБХОДИМОЙ СКОРОСТИ ПРОХОДКИ ВНУТРИКАРЬЕРНЫХ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ ТОННЕЛЕЙ

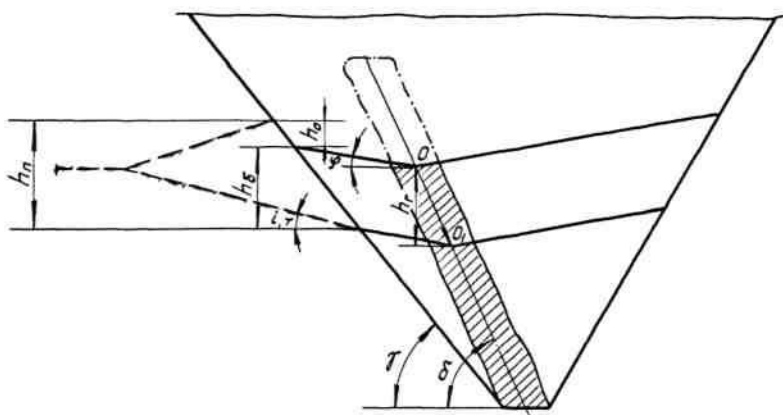
Лель Ю. И.¹, Калюжный Е. С.¹, Маманова А. А.², Третинников Д. А.¹

¹ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

²Трест «Уралспецстрой»

При вскрытии глубоких карьеров железнодорожными тоннелями для обеспечения рациональных условий работы сборочного автотранспорта важным моментом является правильное определение времени начала строительства и необходимой скорости проходки тоннелей [1]. Порталы внутрикарьерных тоннелей располагаются на нерабочем борту, в связи с чем скорость и продолжительность их строительства должны быть увязаны со скоростью формирования борта в конечное положение.

Рассмотрим следующие два случая (см. рисунок 1).



h – скорость углубки карьера, м/год; h_b – вертикальная скорость формирования нерабочего борта, м/год

Рисунок 1 – Схема к расчету необходимой скорости проходки тоннелей

1. К началу сооружения тоннелей горизонт расположения верхнего портала совпадает с горизонтом разграничительного контура рабочего и нерабочего бортов карьера. Окончание строительства должно быть согласовано во времени и пространстве с формированием борта в конечное положение на отметке нижнего портала, т. е. соответствовать условию

$$T_6 \leq T_T, \quad (1)$$

где T_T – продолжительность строительства тоннеля, лет; T_6 – продолжительность формирования нерабочего борта карьера на высоту h_n , лет; h_n – расстояние по вертикали между порталами тоннеля, м.

Соблюдение условия (1) позволяет обеспечить наиболее глубокий ввод железнодорожного транспорта в карьер.

$$T_6 = h_n / h_b, \quad (2)$$

где h_b – вертикальная скорость формирования нерабочего борта, м/год.

Согласно [2] h_b определяется по формуле

$$h_{\sigma} = h_{\tau} (\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \sigma) (\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \gamma), \quad (3)$$

где h_{τ} – вертикальная скорость углубки карьера, м/год; φ – угол откоса рабочего борта карьера, град; σ – угол направления углубки, град; γ – угол откоса нерабочего борта карьера, град.

$$T_{\tau} = L_{\tau} / v_{\tau}, \quad (4)$$

где L_{τ} – длина подземных выработок при вскрытии железнодорожными тоннелями, м; v_{τ} – скорость проходки тоннеля, м/год.

$$L_{\tau} = h_{\pi} / i_{\tau} + \Sigma l_{\tau}, \quad (5)$$

где i_{τ} – уклон железнодорожных путей в тоннеле, доля ед.; Σl_{τ} – суммарная протяженность горизонтальных участков тоннеля, м.

После подстановки соотношений (2) – (5) в неравенство (1) получим

$$v_{\tau} \geq h_{\tau} (\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \sigma) (i_{\tau}^{-1} + h_{\pi}^{-1} \Sigma l_{\tau}) / (\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \gamma). \quad (6)$$

2. К началу сооружения тоннеля горизонт расположения верхнего портала отстает от горизонта разграничительного контура рабочего и нерабочего бортов на величину h_o по глубине карьера.

Тогда

$$v_{\tau} \geq h_{\tau} (\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \sigma) (i_{\tau}^{-1} + h_{\pi}^{-1} \Sigma l_{\tau}) / (h_{\pi} - h_o) (\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \gamma) \quad (7)$$

или при заданной скорости проходки тоннеля (v_{τ}) к значению h_o предъявляется требование

$$h_o \leq h_{\tau} - h_{\tau} (\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \sigma) (h_{\pi} i_{\tau}^{-1} + \Sigma l_{\tau}) / (\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \gamma) v_{\tau}. \quad (8)$$

Рассчитаем v_{τ} для условий Костомукшского карьера.

Исходные данные: $h_{\tau} = 10$ м/год; $\varphi = 19,2$ град; $\gamma = 47$ град; $\sigma = 68,5$ град; $i_{\tau} = 53$ ‰; $h_{\pi} = 80$ м; $l_{\tau} = 520$ м.

По формуле (6) получаем $v_{\tau} \geq 324,8$ м/год.

Достигнутые скорости строительства тоннелей на Сарбайском карьере (180 м/год на один забой) обеспечивают условие (6) при проходке тоннелей четырьмя и двумя забоями.

При проходке четырьмя забоями ($v_{\tau} = 180 \cdot 4 = 720$ м/год) $h_o \leq 43,9$ м, при проходке двумя забоями ($v_{\tau} = 180 \cdot 2 = 360$ м/год) $h_o \leq 7,8$ м/год.

Разработанные методические положения используются при проектировании вскрытия Южно-Сарбайского месторождения с применением железнодорожных тоннелей.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Смирнов В. П., Лель Ю. И. Теория карьерного большегрузного автотранспорта. – Екатеринбург: УрО РАН, 2002. 355 с.
2. Арсентьев А. И. Взаимодействие горных работ в рабочей зоне карьера //Изв. вузов. Горный журнал. 1984. № 9. С. 35-38.

РЕГУЛИРОВАНИЕ ГРАФИКА ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ НАГРУЗОК С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОГО ТРАНСПОРТА

Лель Ю. И., Сандригайло И. Н., Топоров А. В., Матухно Н. С.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Суточный график электропотребления Качканарского ГОКа имеет явно выраженные утренний и вечерний максимумы и зоны снижения нагрузки. Неравномерный характер графика объясняется технологическими особенностями добычи и переработки руды, а также режимами работы отдельных машин и установок.

При использовании двухставочных тарифов на электроэнергию с основной ставкой за мощность потребителя, участвующего в максимуме энергосистемы, особое значение имеет регулирование потребления электроэнергии в часы утреннего и вечернего максимума, направленное на выравнивание суммарного графика нагрузки энергосистемы.

Для условий карьеров Качканарского ГОКа предложен способ регулирования электропотребления с использованием технологического железнодорожного транспорта. Суть способа заключается в использовании в часы максимума нагрузки энергосистемы тех маршрутов движения грузов, которые характеризуются минимальными среднему маршрутными мощностями за один рейс*.

Задача регулирования электропотребления решается в несколько этапов.

На первом этапе для каждого потребителя горной массы (дробильные фабрики, отвалы) составляется список маршрутов в соответствии с принятыми на карьере технологическими схемами и направлениями грузопотоков. Маршруты в списке располагаются в порядке возрастания средней мощности за один рейс.

На втором этапе для каждого потребителя определяется зона рациональных поставок. Методика определения заключается в установлении группы поставщиков, обеспечивающих среднюю часовую потребность в горной массе для данного потребителя в период максимума нагрузки энергосистемы. Рациональная зона поставок формируется путем последовательного добавления в неё поставщиков в порядке возрастания средней рейсовой мощности до тех пор, пока не будет обеспечена средняя часовая потребность в горной массе для данного потребителя.

В связи с тем, что поставщики и потребители горной массы, а соответственно и маршруты движения локомотивосоставов могут периодически изменяться, для определения среднему маршрутной мощности $P_{см}$ целесообразно использовать регрессионную зависимость, связывающую $P_{см}$ с параметрами маршрута. Для условий карьеров Качканарского ГОКа указанная зависимость имеет вид

$$P_{см} = 31,44 - 32,16T_p - 3,34i_{ср} + 3,97T_p i_{ср}, \quad (1)$$

где $P_{см}$ – средняя маршрутная мощность, МВт; T_p – продолжительность рейса для данного маршрута, ч; $i_{ср}$ – средневзвешенный уклон трассы, ‰;

$$i_{ср} = \frac{H}{L}, \quad (2)$$

где H – высота подъема горной массы, м; L – протяженность маршрута, км.

Коэффициент множественной корреляции составил 0,99, стандартная ошибка – 0,33 МВт.

С использованием полученной зависимости определены параметры возможных маршрутов транспортирования руды и вскрыши, а также сформированы зоны рациональных

* Голубев В. А., Лотов А. И. Пути экономии электрических ресурсов при эксплуатации горно-транспортного оборудования карьеров // Техническое перевооружение железорудных карьеров: сб. науч. тр. / ИГД МЧМ СССР. – Свердловск, 1988. № 86. С. 86-90.

поставок для различных потребителей (см. таблицу 1). В нашем случае зона рациональных поставок руды на дробильно-обогадительную фабрику сформирована из маршрутов №№ 14, 5, 11, 9, 3, 8, зона рациональных поставок вскрыши на отвалы сформирована из маршрутов №№ 10, 13, 12, 4.

Таблица 1. Маршруты, рекомендуемые в период максимума нагрузки энергосистемы (выделены жирным шрифтом)

№ маршрута	T_p , ч	H , м	L , км	$P_{см}$, МВт
Главный карьер – дробильная фабрика				
5	0,91	75	9,78	4,30
3	1,02	105	11,00	5,40
2	1,09	120	11,80	6,50
1	1,39	165	14,90	10,70
Северный карьер – дробильная фабрика				
14	0,94	65	10,20	3,68
11	0,89	95	9,60	4,72
9	0,97	95	10,50	4,88
8	0,96	110	10,40	5,88
7	0,98	110	10,60	5,05
6	1,06	110	11,50	5,68
Западный карьер – дробильная фабрика				
15	1,24	180	13,34	12,82
16	1,28	180	13,80	12,95
Главный карьер – отвал				
4	0,72	90	7,80	2,80
10	0,62	80	6,70	1,51
13	0,65	80	7,00	1,83
12	0,60	65	6,50	2,58
Западный карьер – отвал				
17	1,14	180	12,30	12,10

Снижение заявленной мощности предприятия от внедрения рекомендуемого варианта составит 5072,8 кВт, годовой экономический эффект – 21,2 млн руб. В настоящее время аналогичные исследования проводятся кафедрой для карьеров ОАО «Ураласбест».

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ НОРМИРОВАНИЯ РАСХОДА ТОПЛИВА КАРЬЕРНЫМИ АВТОСАМОСВАЛАМИ НА ОСНОВЕ ПРИВЕДЕННОГО РАССТОЯНИЯ ОТКАТКИ

Лель Ю. И., Арефьев С. А., Дунаев С. А., Семенкин А. В., Глебов И. А.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Совершенствование нормирования расхода топлива автосамосвалами в глубоких карьерах связано с учетом влияния сложности горнотехнических условий эксплуатации, в частности, высоты подъема горной массы. Общее расстояние транспортирования L можно представить в виде

$$L = L_T + L_i, \quad (1)$$

где L_T – суммарная протяженность горизонтальных участков трассы, м; L_i – суммарная протяженность наклонных участков трассы с уклоном i_p , м.

В свою очередь,

$$L_i = H_{\Pi} i_p^{-1}, \quad (2)$$

где H_{Π} – высота подъема горной массы, м; i_p – руководящий уклон автодороги, доли ед.

Приведение фактической длины трассы к условному горизонтальному расстоянию откатки рекомендуется производить по формуле [1, 2]

$$L_{\text{пр}} = L_T + H_{\Pi} \mathcal{E}_{\Pi}, \quad (3)$$

где $L_{\text{пр}}$ – приведенное расстояние откатки, м; \mathcal{E}_{Π} – горизонтальный эквивалент вертикального перемещения горной массы, м/м. \mathcal{E}_{Π} показывает, какое расстояние транспортирования по горизонтальной автодороге эквивалентно по расходу дизельного топлива подъему горной массы по наклонному участку автодороги с уклоном i_p на высоту 1 м.

$$\mathcal{E}_{\Pi} = P_{\text{н}} / P_{\text{г}}, \quad (4)$$

где $P_{\text{н}}$ – удельный расход дизельного топлива при подъеме горной массы на 1 м, г/т·м; $P_{\text{г}}$ – удельный расход дизтоплива в грузовом и порожняковом направлениях при движении автосамосвалов по горизонтальной автодороге, г/т·м.

$$P_{\text{н}} \approx \frac{2,725 \cdot 10^{-3} k_1 g_{\text{н}} (k_{\text{т}} + k_{\text{г}}) (\omega_0 + i_p)}{k_{\text{г}} \eta_{\text{а}} i_p}, \quad (5)$$

где $g_{\text{н}}$ – удельный расход дизельного топлива при номинальной нагрузке двигателя, г/кВт·ч; $k_{\text{н}}$ – коэффициент тары автосамосвала; $k_{\text{г}}$ – коэффициент использования грузоподъемности; ω_0 – коэффициент сопротивления качению, доли ед.; $\eta_{\text{а}}$ – коэффициент полезного действия трансмиссии; k_1 – коэффициент, учитывающий расход топлива при движении порожних автосамосвалов в тормозном режиме на спуске ($k_1 \approx 1,05 \div 1,07$).

$$P_{\text{г}} \approx \frac{2,725 \cdot 10^{-3} g_{\text{н}} \omega_0 (k_{\text{т}} + k_{\text{г}} + k_2 k_3 k_{\text{т}})}{k_{\text{г}} \eta_{\text{а}}}, \quad (6)$$

где k_2 – коэффициент, учитывающий увеличение g_n при движении порожних автосамосвалов ($k_2 \approx 1,1$); k_3 – коэффициент, учитывающий увеличение ω_0 при движении порожних автосамосвалов ($k_3 \approx 1,15 \div 1,20$).

Тогда

$$\mathcal{E}_n \approx \frac{k_1(k_T + k_r)(\omega_0 + i_p)}{i_p \omega_0 [k_T(1 + k_2 k_3) + k_r]} \quad (7)$$

Выражение (3) можно представить в виде

$$L_{np} = L - L_i + H_n \mathcal{E}_n = L + H_n (\mathcal{E}_n - i_p^{-1}). \quad (8)$$

В этом случае $\mathcal{E}_n - i_p^{-1} = \mathcal{E}'_n$ – горизонтальный эквивалент вертикального перемещения горной массы, характеризующий приращение расстояния транспортирования по горизонтальной дороге относительно фактического расстояния, м/м.

Значительные расхождения в значениях коэффициентов приведения, рекомендуемых авторами [1, 2], объясняются следующими причинами:

- несовершенством методик расчета, не в полной мере учитывающих реальные режимы движения автосамосвалов в глубоких карьерах;
- различием значений коэффициентов \mathcal{E}_n и \mathcal{E}'_n .

На основе экспериментально-аналитического метода, реализованного на карьерах АК «АЛРОСА», рекомендованы следующие коэффициенты приведения (см. таблицу 1).

Таблица 1 – Значения горизонтальных эквивалентов вертикального перемещения горной массы ($\omega_0 = 0,025$; $i_p = 0,08$)

Коэффициент приведения	Модель автосамосвала			
	БелАЗ-751311 $k_r = 0,96$	БелАЗ-75473 $k_r = 0,93$	Cat-785B $k_r = 0,88$	Unit Rig MT-330AC $k_r = 0,96$
\mathcal{E}_n , м/м	48,3	42,6	44,0	44,7
\mathcal{E}'_n , м/м	35,5	30,1	31,5	32,2

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Галкин В. А., Караулов Г. А., Сидоренко В. Н. Горизонтальный эквивалент вертикального перемещения горной массы карьерными автосамосвалами // Изв. вузов. Горный журнал. 1983. № 7. С. 14-18.
2. Вашлаев И. И., Селиванов А. В. Приведение горнотехнических условий транспортирования автосамосвалами в карьере к условному расстоянию. Итоги и проблемы производства, науки и образования в сфере добычи полезных ископаемых открытым способом // Матер. Междунар. науч.-техн. конфер., 10-11 октября 2002 г., г. Екатеринбург. Екатеринбург: УГГА, 2002. С. 103-106.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНОГО КОНТУРА КАРЬЕРА С ПОМОЩЬЮ ПРОГРАММНОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ «MICROMINE» И «GEOSTAB» С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПРОГРАММНОЙ ФУНКЦИИ ИЗМЕНЯЮЩИХСЯ УСЛОВИЙ ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ СРЕДЫ

Мишакин Л. В., Загородний И. Н., Олин В. И.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В практике проектирование существует проблема оптимальной отстройки конструктивных элементов борта карьера со сложными условиями залегания вмещающихся пород. На данном этапе проектирования необходимо, установить такую конструкцию, которая позволит максимально извлечь запасы без значительных затрат по объемам вскрышных работ. Из изложенного напрашивается вывод: в конкретных горнотехнических условиях месторождения необходим поиск оптимальных параметров откоса борта карьера и его уступов.

В большинстве случаев углы бортов карьера рассчитываются укрупнено с помощью математических вычислений.

Мы предлагаем способ построения устойчивых бортов карьера при разработке месторождений открытым способом, со сложными условиями залегания вмещающих пород, с использованием современных программных продуктов. Данный способ позволяет более точно отстроить модель карьера, а также повысить экономическую эффективность процесса разработки месторождения открытым способом, при этом долговременную надежность эксплуатации.

Идея работы состоит в использовании горно-геологических информационных систем: «GeoStab», с помощью, которого производится расчет устойчивых параметров карьера, и программного обеспечения «Micromine», для трехмерного моделирования месторождения и с созданием блочной модели.

Отстройка карьера с заданными параметрами, также ведётся с использованием программного продукта Micromine.

Для применения данного способа было взято медноколчеданного месторождения, находящегося на Среднем Урале. В условиях отработки, которого имеет место сложные условия залегания вмещающихся пород, перемежаемых породами разной степени выветривания.

Для раздельного учета устойчивости были выделены сечения проектируемого карьера с однородными залегающими породами, для которых был произведён расчет устойчивого профиля. Расчет производился в программном среде «GeoStab». Подготовка к расчету включает в себя: импортирование геологического разреза, ввод исходных данных по инженерно-геологическим элементам и выбор коэффициента запаса устойчивости. Для полученных профилей отстраивались конструктивные элементы борта карьера при заданных величинах, высоты уступа и ширины бермы отчистки. Полученные углы откосов уступов приняты для отстройки карьера.

Отстройка карьера произведена в программном обеспечении «Micromine» с использованием функции изменяющихся условий геологической среды. Данная функция позволяет автоматическое изменение углов откосов уступа в зависимости от типов вмещающих пород.

Исходя из изложенного, следует вывод, что использование данных компьютерных программ позволяет значительно повысить точность определения расчетных показателей конструктивных углов, а значит повысить экономическую эффективность процесса недропользования.

ТЕХНИКА И ТЕХНОЛОГИЯ, ОБЕСПЕЧИВАЮЩИЕ ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРАБОТКИ МАЛЫХ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СВЕРДЛОВСКОЙ ОБЛАСТИ

Сандригаило И. Н., Арефьев С. А., Мойсиев Х. С.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Снабжение Свердловской области углем осуществляется в основном за счет поставки его из разрезов Экибастузского (Республика Казахстан) и Кузнецкого угольных бассейнов, находящихся от потребителей на расстоянии 1600 и 2100 км.

Привозные угли в больших объемах используются на крупных электростанциях региона – Рефтинской ГРЭС, Среднеуральской ГРЭС и др. Однако использование этих углей для нужд малых местных потребителей (сельских и поселковых котельных, а также отдельных домохозяйств) не всегда рационально из-за высокой их цены, связанной с затратами на добычу и главное транспортирование угля на значительные расстояния.

В то же время в Свердловской области имеется целый ряд месторождений угля с относительно небольшими запасами, залегающих близко к земной поверхности. Они находятся вблизи потребителей и не требуют больших затрат на добычу и перевозку полезного ископаемого. К таким месторождениям можно отнести Мостовское, Дальнебуланашское, Еловское, Трошковское, Атюское и др.

Анализ перспектив вовлечения в эксплуатацию этих месторождений показывает, что уже на первом этапе на них могут быть построены разрезы с производительностью от 200-300 тыс. т до 1-2 млн т угля в год.

Технические и технологические решения, обеспечивающие эффективную разработку перспективных угольных месторождений Урала, можно проиллюстрировать на примере Дальнебуланашского месторождения каменных углей, находящегося в хорошо освоенном районе области в 25 км от г. Артемовска.

Месторождение вытянуто с севера на юг на 3-5 километров, при ширине от 400 до 1600 метров. Промышленная угленосность включает сорок два угольных пласта, разделенных на девять угленосных зон мощностью от 10 до 30 метров каждая. Особый интерес при определении перспектив отработки месторождения открытым способом представляет угленосная зона пластов 5-7. Общая нормальная мощность угольной зоны с учетом породных прослоев составляет в среднем 20 метров. Угленосная зона пластов 5-7 имеет выдержанное пологое залегание под углом 20-25°. В большинстве случаев пласты угля имеют сложное строение.

Угли Дальнебуланашского месторождения каменные, газовые и по ГОСТ 4050-10 относятся к группе Г6. Влажность углей 7-8 %. Зольность угольных пачек колеблется от 2 до 40 %. Зольность с учетом засорения породными прослойками 29-43 %. Угли малосерные (1,4-1,8 %) с теплотой сгорания, составляющей в среднем 7774 ккал/кг. Расчетная теплотворность 3700 ккал/кг. Объемный вес чистого угля составляет 1,38 т/м³, а угольной массы – 1,6 т/м³. Среднее значение временного сопротивления сжатию угля равно 15 МПа.

Покровные отложения имеют мощность от 15 до 25 метров и представлены четвертичными и опоковыми глинами. Ниже покровных отложений залегают алевролиты и аргиллиты.

Геологические запасы угля составляют 9143 тыс. м³.

Глубина разреза в конце разработки Дальнебуланашского месторождения составит 140 м. Карьерное поле будет иметь длину 1500 м и ширину 600 м. Промышленные запасы угля в контурах разреза составляют 8503 тыс. м³. Объем вскрыши в контуре разреза – 35272 тыс. м³. В том числе рыхлой вскрыши 15100 тыс. м³.

Средний коэффициент вскрыши 4,1 м³/м³ (2,6 м³/т).

Годовая производительность разреза по углю 800 тыс. т, а по вскрыше – 3000 тыс. м³.

На добыче угля целесообразно использовать гидравлический экскаватор фирмы «Катерпиллер» модели 385C с рабочим оборудованием «обратная лопата» и вместимостью ковша 3,8 м³.

Применение на выемке крутопадающих пластов экскаватора с рабочим оборудованием «обратная лопата» позволяет благодаря лучшему прочерпыванию на угольно-породном контакте не оставлять на почве пласта призм недобора и обрабатывать пласты и пропластки, имеющие малую мощность, с наименьшими потерями и разубоживанием. Эффективность разработки месторождения при этом существенно увеличивается.

Выемку и погрузку вскрышных пород предлагается осуществлять с применением гидравлических экскаваторов фирмы «Катерпиллер» модели 385C FS с рабочим оборудованием в варианте «прямая лопата» и вместимостью ковша 5,7 м³.

Транспортирование угля от забоя до промежуточного склада на поверхности и вскрыши в отвал пустых пород предложено осуществлять шарнирно-сочлененными автосамосвалами фирмы «Катерпиллер» модели 740 грузоподъемностью 38 т. Преимуществами этих машин является высокая проходимость, способность преодолевать крутые уклоны, высокая маневренность.

Использование шарнирно-сочлененных автосамосвалов позволит значительно сократить затраты на строительство автодорог и обеспечит за счет проходки съездов с большими уклонами возможность снизить объемы выемки вскрыши, удаляемой при разносе бортов разреза на которых находятся основные транспортные коммуникации. Внедрение съездов с повышенными уклонами позволяет сократить расстояние транспортирования горной массы по наклонным участкам трассы.

Бурение взрывных скважин производится буровым станком фирмы «Сандвик» модели D245KS.

Рыхление угля осуществляется с использованием бульдозера фирмы «Катерпиллер» модели D8R. Разрыхленный уголь перемещается бульдозером в компактный штабель и отгружается экскаватором фирмы «Катерпиллер» модели 385C с рабочим оборудованием «обратная лопата» и вместимостью ковша 3,8 м³ в шарнирно-сочлененные автосамосвалы.

Применение механического рыхления угля позволяет уменьшить затраты на 20-50 % по сравнению с вариантом, предусматривающим использование взрывных работ. При этом не происходит перемешивания пустых пород и угля, обеспечивается отдельная выемка маломощных пластов, снижаются потери и разубоживание.

Породы вскрыши размещаются во внешний отвал, расположенный на участке с относительно ровной поверхностью, около разреза. Высота яруса 15 метров. На отвале используется бульдозер фирмы «Катерпиллер» модели D8R.

Все оборудование, которое предложено использовать при разработке месторождения (экскаваторы, буровые станки, автосамосвалы, бульдозеры), имеет дизельный привод и не требует для обеспечения его работы наличия на предприятии источников электроэнергии значительной мощности.

Электроэнергия для освещения и бытовых нужд может быть получена от дизельного генератора, находящегося рядом с разрезом на промплощадке предприятия.

Рабочих к разрезу целесообразно доставлять из близлежащих населенных пунктов вахтовым автобусом.

Расчеты показывают, что при использовании предлагаемой техники и технологии экономические показатели перспективного разреза на Дальнебуланашском месторождении: себестоимость угля, удельные капитальные затраты, рентабельность и другие будут обеспечивать эффективную работу предприятия.

Аналогичные технические решения целесообразно использовать при освоении других малых месторождений угля, находящихся в Свердловской области и имеющих сходные горно-геологические и климатические условия.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ СИСТЕМЫ СИНВ ДЛЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА ТУРГОЯКСКОМ КАРЬЕРЕ ФЛЮСОВЫХ ИЗВЕСТНЯКОВ

Стенин Ю. В., Шестаков Н. И., Рудаков Н. В.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

ОАО «Тургоякское рудоуправление» осуществляет разработку одноимённого месторождения флюсового металлургического известняка и щебня.

Взрывные работы в карьере ОАО «ТРУ» проводятся на протяжении всей его деятельности, то есть уже 64 года. Объем взрывных работ по сравнению с 1990 годом сократился более чем в два раза, соответственно, более чем в два раза сократилось и количество массовых взрывов. Расход взрывчатых веществ на производство одного массового взрыва уменьшился примерно в той же пропорции. На каждый массовый взрыв разрабатывается специальный проект, в котором рассчитываются безопасные расстояния, в том числе для зданий и сооружений. Радиус зоны опасных колебаний земной коры не превышает 150 метров, притом что расстояние до ближайшего к месту производства взрывных работ здания в пос. Известковом составляет 500 метров, в пос. Первомайском — 1 км. Сегодня для повышения эффективности взрывных работ и уменьшения сейсмических колебаний при производстве массовых взрывов применяется новая система инициирования скважинных зарядов – неэлектрическая система инициирования (НСИ - СИНВ), что позволяет сократить количество одновременно взрывааемых скважин в 4-5 раз.

Для условий Тургоякского карьера применяются диагональные схемы взрывания при расположении скважин по шахматной сетке. При однорядном расположении скважин принимаются схемы «через скважину» и «последовательно»

Применение устройств СИНВ при ведении взрывных работ на земной поверхности имеет следующие преимущества по сравнению с традиционными средствами взрывания:

- высокий уровень управляемости массовыми взрывами за счет возможности индивидуального замедления каждого скважинного заряда, широкого выбора времени замедления и реализации самых разнообразных схем взрывания

- низкий сейсмический эффект и слабая интенсивность воздушных ударных волн, малый разлет кусков горной массы при взрыве, обусловленные индивидуальным замедлением взрывания каждого заряда, что позволяет вести взрывные работы в стесненных условиях и вблизи охраняемых объектов.

Для условий ОАО «ТРУ» применимы две схемы устройства (НСИ) – классическая и комбинированная.

Применение устройств по классической схеме позволяет полностью реализовать все возможности неэлектрической системы взрывания: 1). Поскважинное замедление. 2). Внутрискважинное замедление. 3). Взрывание с оптимальными параметрами замедления. 4). Данное инициирование заряда. 5). Отсутствие воздействия на колонку заряда при его инициировании.

Монтаж поверхностей сети производится с применением поверхностных устройств. Инициирование промежуточных детонаторов скважинных зарядов обеспечивается скважинными устройствами. Надёжность монтажа взрывной сети обеспечивается соблюдением правил и контроля монтажа.

При комбинированном способе инициирование промежуточных детонаторов скважинных зарядов обеспечивается скважинными устройствами, НСИ, монтаж поверхностей взрывной сети производится детонирующим шнуром, замедление между зарядами (группами зарядов) создается за счёт применения пиротехнических реле. Скважинные устройства соединяются с поверхностной взрывной сетью с помощью соединителей.

Применение комбинированного способа, реализует многие преимущества неэлектрической системы взрывания (обратное инициирование скважинного заряда, отсутствие воздействия со стороны волновода на колонку заряда, реализация оптимального времени

замедления между зарядами, снижения вероятности подбоя поверхностной взрывной сети осколками породы), не позволяет реализовать одно из главных преимуществ неэлектрической системы взрывания – поскважинное замедление. К достоинствам комбинированного способа следует отнести возможность кольцевания взрывной сети и простоту монтажа. При проведении работ по комбинированной схеме используются те же скважинные устройства и замедлитель.

Параметры устройств (НСИ) при проведении взрывных работ имеют следующие характеристики.

Время замедления между скважинами в ряду а так же между рядами скважин определяется крепостью пород, расстояния между скважинами в ряду и рядами скважин. Оптимальными для ОАО «ТРУ» являются замедление 42 мс и 67мс.

Внутрискважинное замедление позволяет исключить подбой поверхностной сети осколками породы и зависит от замедления между скважинами и размеров взрывного блока.

Оптимальным для условий ОАО «ТРУ» внутрискважинные замедления скважинных устройств для карьера известняков являются замедления 450, 475, 500 мс (при дублировании промежуточных детонаторов). Длина волновода определяется геометрическими параметрами взрываемого блока.

Промежуточные детонаторы. В качестве промежуточных детонаторов используются шашки Т-400Г и специализированные шашки детонатора, имеющие гнездо под капсулы ТГФ-850Э. При изготовлении промежуточного детонатора из шашки Т-400Г необходимо применение двух шашек, что обусловлено размерами капсуля – детонатора скважинного устройства не электрических систем инициирования.

При классической схеме после монтажа взрывной сети к концу волновода присоединяется детонирующий шнур не менее 100 м, и один или два параллельно соединенных электродетонатора ЭД-8Ж.

При комбинированной схеме монтаж верхней взрывной сети выполняется детонирующим шнуром ДЭШ-12, с отставанием постоянной взрывной магистрали не менее 100 м, к концу которой присоединяется электродетонатор ЭД-8Ж.

В обоих случаях инициирование взрывной магистрали может осуществляться с помощью устройства – Старт.

По результатам испытаний, проведенных в 2008 г на полигоне Кировского рудника ОАО «Апатиты», было установлено, что современные средства инициирования с пиротехническими замедлителями имеют внушительную разницу между номинальным и фактическим временами срабатывания. В результате этого ухудшается качество взрыва, и взрыв происходит с отклонением от расчетных параметров. Также зачастую имеют место значительные превышения по сейсмике, в виду наложения взрывов двух и более зарядов.

Все это, несомненно, сказывается на качестве дробления горной массы и приводит к увеличению выхода негабарита, непроработке подошвы уступа и повышенному радиусу разлета кусков взорванной горной породы

Применяемые сегодня системы инициирования имеют ряд существенных недостатков, в том числе такое, как отклонения от расчетных значений интервалов замедлений и ввиду этого появление одновременных взрывов большего количества зарядов, чем расчетное число.

Вышеперечисленных недостатков лишены системы с применением электродетонаторов с электронным замедлением (ЭДЭЗ). Отечественный ЭДЭЗ, производимый Новосибирским механическим заводом «Искра» позволяет осуществлять инициирование групповых взрывов с заданной временной последовательностью. Времена задержки, обеспечиваемые электронными детонаторами, составляют 0-12 с, точность выполнения замедлений ± 1 мс.

Измерениями сейсмического воздействия установлено, что превышений значений массовых скоростей от расчетных значений не наблюдалось. Используя данные детонаторы, не происходит наложений взрыва скважин, что приведет к значительным улучшениям показателей по сейсмической составляющей в зоне воздействия взрыва. Данная система имеет передовое программное обеспечение, что позволяет исключить ряд ошибок при задании времени замедления на детонаторах, а также полностью контролировать процесс проведения взрывных работ.

О РЕЗУЛЬТАТАХ ЭКСПЕРИМЕНТА ПО ЗАРЯЖАНИЮ ВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН С ПРИМЕНЕНИЕМ РУКАВА

Симаков А. В., Синцов А. С.

ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Качество подготовки горной массы к выемке определяется как качеством проектирования параметров буровзрывных работ: выбором диаметра, конструкции, сетки скважин, удельного расхода ВВ в определенных горнотехнических условиях, так и от соответствия проектных и фактических параметров при производстве буровзрывных работ.

Одной из причин несоответствия расчетных и фактических значений является трещиноватость массива. Даже в малотрещиноватых и практически монолитных по существующей классификации породах, когда расстояние между трещинами составляет 1 м и более, скважины пересекают трещины, имеющие в поперечнике десятки миллиметров.

Растекаясь по трещинам, ВВ теряет способность к инициированию. Этот процесс усиливается в нижней части скважины с увеличением веса столба заряда. При этом уменьшается общий вес взрывааемых зарядов, что, в свою очередь, приводит к росту выхода негабарита, ухудшает качество проработки подошвы и забоя и, как следствие, – к снижению производительности выемочно-погрузочного оборудования и росту затрат на вторичное дробление.

На Качканарском ГОКе специалистами компании «Азот Взрыв Технология – Урал» (АВТ – Урал) был проведен эксперимент по устранению влияния этого фактора с помощью размещения колонки заряда ВВ в процессе заряжания скважины в рукаве. Рукав из тканевого материала с особой пропиткой имеет высокую прочность на разрыв, не меняет своих свойств при низких температурах, повторяет форму скважины, надежен в обводненных скважинах и при использовании эмульсионных ВВ.

Рукав длиной 17 м взрывником вручную одевался на воронку, которая перед зарядкой размещалась в устье скважины. Заряжание осуществлялось с помощью смесительных зарядных машин (СЗМ). После установки воронки в устье скважин шланг СЗМ опускается на дно скважины, утягивает и расправляет рукав. В процессе заряжания оператором СЗМ осуществляется контроль количества подаваемого ВВ. после заряжания промерялась длина скважины под забойку и таким образом контролировалась длины колонки заряда. Перед зарядкой проводился выборочный замер соответствия фактической и проектной длины пробуренных скважин на контрольном (обычном) и экспериментальном участках. Замеры показали, что отклонения от проекта на экспериментальном и контрольном участках не превышали 0,5 м, и количество отклонений на разных участках было примерно одинаковым. Среднее количество ВВ, передаваемое в скважину при зарядке в рукав, составило 750 кг (в расчете на 1 пог. м – 60 кг), без рукава – 820 кг (в расчете на 1 пог. м – 65,6 кг).

Эксперимент проводился на одном блоке (№ 2048, гор. 220 м Северного карьера), представленном примерно в равных объемах породами IV и V категориями взрываемости. Породы каждой из категорий разделялись на два участка: экспериментальный (с зарядкой в рукав) и обычный.

Породы IV категории относятся к весьма трудновзрываемым, малотрещиноватым, среднее расстояние между трещинами 1,0-1,5 м; породы V категории – к исключительно трудновзрываемым, практически монолитным, среднее расстояние между трещинами более 1,5 м. Расчетные параметры буровзрывных работ: диаметр скважины 250 мм, глубина 17,25 м, величина перебура 2,25 м, расстояние между рядами скважин 5 м, между скважинами в ряду 5,5 и 5,0 м, соответственно, на породах IV и V категорий.

После взрыва блок обрабатывался экскаватором ЭКГ-10 с погрузкой в думпкары 2ВС-105 с постоянным фиксированием и учетом диспетчерской службой следующих показателей:

- объем отгруженной горной массы в состав;

- номер пикета отгрузки;
- время погрузки состава, фактическое и расчетное среднее время погрузки одного думпкара;
- количество и объем негабаритных камней.

По данным учета специалистами «АВТ – Урал» производилась обработка информации и статистический анализ по каждому выделенному участку, результаты которого приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты обработки информации и статистического анализа по выделенным участкам

Показатель	Ед. изм.	IV категория		V категория	
		обычный	эксперим.	обычный	эксперим.
Отгружено с участка	т/м ³	38 630	31 401	36 364	26 829
Выход негабарита	%	0,94	0,81	1,33	1,02
Среднее время погрузки думпкара	мин.	5,68	5,18	6,23	5,12

Из приведенных данных следует, что качество дробления при зарядке в рукав улучшилось и, особенно заметно, на породах V категории: среднее время погрузки думпкара меньше, чем на обычном участке на 17,8 % (с 6,23 мин до 5,12 мин.), выход негабарита на экспериментальном участке на 23,3 % ниже, чем на обычном.

Во время заряжания экспериментального участка было установлено, что при выдерживании расчетного расстояния под забойку (длина колонки заряда 12,5 м) масса заряда в скважине снижалась с 820 кг до 750 кг (плотность ЭВВ 1,15 г/см³), т. е. улучшение качества дробления достигалось при меньшем на 8,5 % расходе ЭВВ.

С целью определения дополнительных затрат времени при заряжании скважин с использованием рукава проводились хронометражные наблюдения за длительностью выполняемых операций, средние значения которых составляют (в мин.):

- укладка рукава на воронку – 15;
- установка воронки в устье скважины – 0,17;
- подъезд СЗМ к скважине – 0,25;
- опускание зарядного шланга – 0,6;
- заряжание скважины – 3,9;
- поднятие зарядного шланга – 0,34.

Среднее время заряжания скважины с ручной укладкой рукава увеличивается на 1,67 мин. (32 %), что потребует при заряжании больших блоков (100 и более скважин) дополнительного взрывника, а также большего числа воронок.

ВЗАИМОСВЯЗЬ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ И ПАРАМЕТРОВ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ИЗ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Кокунин Р. В., Меньшиков А. А., Сурков А. С.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В настоящее время при оценке запасов месторождений блочного камня, в основном учитываются показатели и свойства материалов, указанных в ГОСТ 9479 «Блоки из горных пород для производства облицовочных, архитектурно-строительных, мемориальных и других изделий» и ГОСТ 9480 «Плиты облицовочные пиленные из природного камня». В то же время природный камень, добываемый на месторождениях, может применяться в качестве основного материала в изделиях, применяемых в различных условиях, при этом не всегда материал подбирается правильно, что приводит к разрушению, камня, потери его декоративных и функциональных свойств. С другой стороны, для инвестора, вкладывающего средства в разработку месторождения важно понимать, какой ассортимент продукции можно получить, разрабатывая определенное месторождение или его часть. Отсюда следует вывод, что должны существовать такие критерии, по которым можно определить области и условия применения материалов из природного камня, добытых на определенном месторождении или его части, которые будут комфортны для их эксплуатации. Другими параметрами, влияющими на параметры и свойства материалов из природного камня, являются параметры технологических операций при отделении камня от массива. Например, если в конечном итоге камень должен нести кроме декоративных функций еще и выдерживать определенные нагрузки, находясь в агрессивной среде. Одним из вариантов такого сочетания условий эксплуатации является мощение набережных из блоков камня массой от нескольких сот килограмм до нескольких тонн, соответственно должна быть отлажена технология по получению таких блоков на карьере, это должна быть технология, позволяющая получать и транспортировать блоки максимальных размеров. При этом должны учитываться определенные геологические характеристики массива, такие как параметры трещиноватости, физико-механические свойства массива и т. д. Еще одним примером может служить применение облицовочной плиты для облицовки зданий при наружной или внутренней отделке. Материал должен быть с высокими декоративными характеристиками, соответствовать гигиеническим требованиям и обладать свойствами, обеспечивающими долговечную эксплуатацию, при этом все равно материал должен подбираться в соответствии с тем, где именно будет использован. Например, если для облицовки полов он должен обладать повышенной стойкостью к истиранию, если материал применяется для наружной облицовки здания, он должен обладать повышенной морозостойкостью. Таким образом, после детальных исследований областей и условий применения материалов из природного камня и изучения эксплуатационных показателей можно разработать специальный классификатор, с помощью которого можно будет давать рекомендации по применению того или иного материала. С другой стороны разработать рекомендации для создания таких условий и выбору таких технологий, которые позволят получать максимальный выход требуемого продукта с заданными свойствами. При этом на карьере для обеспечения таких условий должна быть изначально сформирована стратегия получения максимального выхода заданного продукта с заданными параметрами и свойствами. Для осуществления этого на всех этапах, начиная с геологического изучения, заканчивая эксплуатационной разведкой и наблюдениями оперативной службы, должна накапливаться информация о свойствах массива, производится зонирование участков месторождения по критериям, выявляющих максимальный выход той или иной продукции. Сбор и анализ данных должен осуществляться геолого-маркшейдерской службой с применением современного оборудования. При дальнейших исследованиях должны быть решены задачи поиска параметров технологических операций и ориентация забоев по отношению к массиву горных пород для получения продукта с заданными параметрами и свойствами. Следует отметить, что в настоящее время в технологии добычных работ практически не учитывается, каким же будет

в конце технологической цепочки сам продукт, его размеры и свойства. В результате исследования будут выявляться параметры отделяемых монолитов и блоков, получение которых возможно на изучаемых месторождениях, такие как размеры блоков и их свойства, необходимые для получения готовой продукции с учетом трещиноватости массива. В результате, после определения размеров и свойств добываемых каменных блоков, производится расчет параметров системы разработки и, как следствие производится выбор технологического оборудования, также будет производиться поиск наиболее оптимальных грузотранспортных связей забоев с поверхностью. Сейчас создается большое количество производительного и компактного добычного оборудования, применение которого в наших новых условиях требуется лишь экономически обосновать. Также возрастают требования к качеству продукции, поэтому требуется переход, в большинстве случаев, на новое зарубежное оборудование, либо нужно делать выбор в пользу нового отечественного оборудования, которое в основном России не изготавливается или имеет в большинстве случаев невысокое качество.

Следующей задачей является маркетинговые исследования видов продукции на рынке. Для начала, следует определить какая продукция и в каком соотношении требуется на рынке, при таком исследовании будет выявляться фактический объем продукции и его качество предлагаемый и применяемый на рынке. На данный момент наибольшую популярность имеет следующая продукция из камня: бортовой камень, брусчатка и облицовочные плиты, архитектурно-строительные изделия. Это связано с ростом прямых продаж, когда покупателями все больше становятся частные лица. Растет благосостояние жителей страны в целом и растет спрос на строительство частных загородных домов и коттеджей, увеличивается потребность в продукции из природного камня. Дальнейшее изучение позволит более детально изучить распределение потребности природного камня на рынке.

Такой комплексный подход позволит выбрать оптимальный порядок ведения горных работ, подобрать комплексы добычного оборудования, транспорт, оборудование камнеобрабатывающего цеха, а также склады с определенными условиями хранения готовой продукции. В конечном итоге изучение эксплуатационных показателей конечной продукции из природного камня в определенных условиях позволит создать классификаторы по областям применения, выявить технологические параметры отделения камня от массива и параметры дальнейшей переработки блочного камня для получения конечной продукции с заданными свойствами с максимальным выходом. Следование разработанным комплексным рекомендациям для разработки месторождений блочного камня позволит повысить эффективность добычных работ на карьерах, увеличить прибыль предприятий и снизить расходы, что немаловажно в условиях высокой конкуренции на рынке природного камня, особенно в лице зарубежных компаний.

ОСНОВНЫЕ ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА КАЧЕСТВО ПРОДУКЦИИ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Филатов А. М., Гусманов Ф. Ф.
ФБГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Управление качеством продукции горного производства – раздел горной науки, рассматривающий вопросы формирования качества рудного сырья на всех этапах добычи и переработки.

Наибольший эффект во всей цепи формирования качества рудного сырья дают процессы добычи и обогащения. Обогащение определяет качественную характеристику добываемой руды, особенно при переработке цветных и редких металлов. От качества добываемой руды зависит степень извлечения металлов в концентраты, которая колеблется от 60 до 95 %, при этом резко меняется расход реагентов, электроэнергии и ценности качественного продукта.

Основной задачей горнодобывающих предприятий является обеспечение народного хозяйства необходимым сырьем соответствующего качества для последующей переработки.

Понятие «качество» в горном деле определяет качественную характеристику полезного ископаемого в недрах, качество рудного сырья на разных этапах добычи и переработки (руда, концентраты, окатыши и т. д.) и качество конечного продукта (материалы, поделочные и ценные камни и др.).

Производственное или потребительское качество определяется показателями качества, такими как: содержанием полезных и вредных компонентов, их колеблемостью, обогатимостью, расходом сырья на 1 т концентрата и т. д. Но есть факторы, которые влияют на формирование качества продукции горного производства в процессе добычи и переработки полезных ископаемых. Например, угол падения, сложная конфигурация рудных тел, крепость и устойчивость руд и вмещающих пород, горное давление, слеживаемость, гранулометрический состав руды и другие факторы.

Качество продукции горного производства формируется под воздействием большого числа факторов, которые можно разделить на группы: природные, технологические, технические, организационно-экономические факторы и народнохозяйственная потребность в том или другом виде сырья*.

К *природным факторам* относятся: сложность залегания рудных тел, их форма и конфигурация, угол падения, мощность, прочностные свойства руд и пород, горное давление и горные удары; содержание полезных и вредных компонентов, их изменчивость по содержанию как с глубиной, так и по простиранию от висячего бока к лежащему; разность типов и состав руд; структурные свойства руд, наличие минеральных сростков, что усложняет расчленение минеральных зерен при дроблении и усложняет процесс обогащения.

Технологические факторы оценивают степень влияния принятой технологии добычи и переработки на качество продукции горного производства (товарная руда, концентраты, окатыши и т. д.). Принятая технология добычи и переработки выбирается в соответствии с горно-геологическими факторами залегания рудных тел, их вещественного, химического и структурного строения. Принятая та или другая система разработки определяет потери и засорение руды пустыми породами. Показатели извлечения и засорения определяют качественную характеристику добываемой руды, а принятая технология обогащения на данном этапе развития научных исследований позволяет максимально извлечь полезные компоненты в соответствующие концентраты согласно с качеством перерабатываемой руды. Добычные

* Гобов Н. В., Гусманов Ф. Ф., Стряпунин В. В. Управление качеством продукции горного производства: учеб. пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2005.

работы являются основным звеном в формировании качества рудного сырья, от горных работ (технологии добычи) зависит эффективность работы обогатительного комплекса.

Технические факторы - это свойства (признаки), влияние применяемой техники на качественные показатели сырья (продукции). Например, применение разнотипного бурового оборудования для бурения шпуров и скважин в однотипных горно-геологических условиях даст при добыче качественно разную руду вследствие разных потерь и разубоживания при отбойке. Техника и технология тесно связаны между собой. Разработка нового оборудования меняет технологию, новая технология на различных этапах (процессах) добычи, подготовки и переработки рождает новые виды оборудования.

Немаловажную роль в формировании качества рудного сырья (продукции) играют и *организационные факторы*, т. е. наше отношение к работе (производству), наша квалификация, организация и планирование горных работ.

Экономические факторы, такие как ценность полезных компонентов, многокомпонентность сложных по содержанию месторождений определяют технологию добычи и переработки. Народнохозяйственная потребность в данном виде сырья данного качества также определяет качество сырья (продукции).

Перечисленные факторы взаимосвязаны, и возникает необходимость выделить их и произвести оценку воздействия на качественные характеристики сырья и продукции. Некоторые факторы, такие как содержание полезных компонентов, изменчивость и др., не влияют на качество выплавляемой руды, но существенно влияют на процесс обогащения (на извлечение полезных компонентов в концентрат).

Анализ работы горнодобывающих предприятий показывает, что для получения руды требуемого качества минеральное сырье должно характеризоваться совокупностью признаков (факторов): содержанием полезных и вредных компонентов, характером рудного агрегата и пустой породы, изменчивостью признаков и т. д.

О качестве сырья, руды и продукции можно говорить при наличии возможности оценивать факторы (признаки) количественно. Есть и другие факторы, такие как: сложность залегания форм рудных тел, развития контактных зон, наличия породных прослоев, а также технические, технологические и другие факторы, которые сложно оценить количественным влиянием на изменчивость качественного состава сырья, руды, продукции. Подобные факторы существенно влияют на качество горной продукции и оцениваются различного рода коэффициентами или косвенно через потери, засорение и другие оценки качества на различных стадиях добычи и переработки рудного сырья.

Сырье (продукция) должно оцениваться до его потребления. Следовательно качество сырья (продукции) – это его (её) состояние, оцениваемое совокупностью регламентируемых признаков (факторов) перед потреблением.

ТРЕБОВАНИЯ К КАЧЕСТВУ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

Кретьова Ю. Н., Гусманов Ф. Ф.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Большое разнообразие качественных свойств полезных ископаемых рудного месторождения предопределяет необходимость и целесообразность на данном этапе и уровне развития техники, технологии добычи и переработки руд, разделение этих запасов на типы и сорта, требующие различной технологии переработки.

Тип руды характеризуется химико-минералогическим составом, структурой, формой связи полезных ископаемых и вредных минералов, а также их физико-механическими свойствами. Тип руды предопределяет отличительную технологию подготовки и переработки сырья.

На каждом месторождении действуют свои классификации типов руд в зависимости от конкретных различий в их свойствах и установившейся технологии переработки. На месторождениях встречаются сульфидные, окисленные, железистые кварциты и смешанные типы руд. На ряде месторождений типы руд подразделяются по наименованию и содержанию в них полезных и вредных компонентов. На ряде медных, медно-молибденовых, свинцово-цинковых месторождениях типы руд подразделяются по текстурным особенностям или по степени обогатимости (извлечение полезных компонентов в соответствующие концентраты), от степени влияния одного типа руд на другой.

Сорт руды определяется её промышленной ценностью, т. е. содержанием в руде полезных компонентов. По сортам руды бывают штучные, богатые, средней ценности и убогие. На ряде рудников сорт руды определяется содержанием вредных компонентов или примесей (руды медно-молибденовые, никелевые, титановые и др.).

Сернистые руды первого сорта железорудных месторождений Урала перерабатываются в мартеновских цехах, а второго сорта (с более высоким содержанием серы) идут в доменную плавку.

По каждому типу и сорту руды действуют свои промышленные требования в виде технических условий, которые по мере развития горных работ и технологии переработки, а также по мере изменения конъюнктурах условий периодически пересматриваются. Почти полное отсутствие ГОСТов на горнорудную продукцию объясняется разнообразием природного качества одних и тех же полезных ископаемых и горно-технических условий их залегания, а также изменения их по мере увеличения глубины ведения горных работ.

В основу требований к качеству сырья положены его потребительские свойства для конкретных производств. При этом во всех горнорудных отраслях к каждому типу и сорту руд предъявляются жесткие требования к нормированию определенного содержания полезного, нескольких вредных и шлакообразующих компонентов. Во всех случаях строго регламентируется влажность руды, однородность качественного состава с минимальными отклонениями регулируемых параметров от средних значений (в объеме состава, вагона, партии и т. д.).

Сырье, направляемое на металлургический передел, должно удовлетворять жестким требованиям в отношении гранулометрического состава. Гранулометрический состав руды оказывает влияние на проходимость газов через шихту. При большом количестве мелких фракций (менее 10 мм) происходит спекание шихты, повышается расход кокса и снижается производительность печей и домен, а иногда полностью нарушается процесс плавки.

Таким образом, требования к качеству полезного ископаемого в зависимости от их функционального назначения определяются по следующим признакам:

- химическому и минералогическому составу;
- физико-механическим свойствам;
- текстурным и структурным особенностям строения полезного ископаемого;

– прочим свойствам (гранулометрическому составу, влажности, изменчивости качественных свойств компонентов, флотационным свойствам и т. д.).

Разработка рудных месторождений подземным способом характеризуется высокими темпами понижения ведения горных работ, что вызвано не столько исчерпанием запасов полезных ископаемых вблизи земной поверхности, сколько возрастающим спросом на минеральное сырье. Добыча наиболее ценных руд на зарубежных рудниках уже сейчас ведется на глубинах, приближаясь к отметке 4,0 км. В России глубина залегания полезных ископаемых превышает 700-1500 м, при этом предусматриваются более сложные природные условия вновь отрабатываемых месторождений со снижением содержания полезных компонентов более чем в 1,2-1,5 раза и почти в 3 раза для труднообогатимых полезных ископаемых.

Прогнозируется рост глубин ведения горных работ до 1200-1500 м со снижением качественных характеристик добываемого рудного сырья.

С увеличением глубины ведения горных работ, кроме снижения качества полезных ископаемых, ухудшаются условия эксплуатации месторождения, так как увеличивается горное давление и изменяются физико-механические свойства горных пород. По этим причинам возникают серьезные технологические и технико-экономические трудности в отношении вскрытия месторождения, подъема добываемой горной массы, проветривания и поддержания устойчивости выработок, полноты и качества извлечения полезных ископаемых из недр.

Экономика ставит перед предприятиями с подземным способом разработки ряд задач, основная из которых - повысить уровень их конкурентоспособности, что предопределяет необходимость резкого повышения эффективности отработки месторождений, а именно снижения себестоимости добычи и повышения качества добываемого сырья.

Сырьевая база отечественной черной металлургии по сравнению с зарубежными аналогами характеризуется более низким качеством добываемых руд, сложными горно-геологическими условиями разработки полезных ископаемых. Затраты на добычу и обогащение железных руд на месторождениях Урала в равных ценовых условиях в 1,5-2,0 раза превышают затраты на производство товарной руды на железорудных месторождениях других стран (Австралия, Бразилия, Канада, Швеция). На железорудных месторождениях Урала объем горнопроходческих работ в 5 раз выше, а содержание железа в 2,0 раза ниже, чем на месторождениях приведенных выше стран.

Сейчас при подземной добыче полезных ископаемых основной задачей горнорудных предприятий является повышение эффективности добычи и переработки рудного сырья путем повышения качества и ценности конечного реализуемого продукта.

Повышение эффективности горнорудного предприятия возможно не только за счет усовершенствования технологии разработки месторождений комплексной механизации основных и вспомогательных процессов, повышения производительности труда, но и повышения качества рудной массы.

От качества исходной руды, поступающей на обогащение, зависят результаты переработки и эффективность горнорудного предприятия в целом. Известно, что в настоящее время в процессе обогащения полиметаллических руд безвозмездно теряется до 20-25 % основных полезных компонентов и еще большое количество драгоценных и редких металлов.

Особенностью горного производства является то, что качество полезного ископаемого не улучшается, а ухудшается. В эксплуатацию вовлекаются рудные тела сложной формы и сложного минерального состава. Многообразие природных типов руд требует различной технологии обогащения, при этом один тип руды отрицательно влияет на другой. При валовой добыче и обогащении руд имеет засорение одного типа или сорта руды другим, при этом извлечение полезных компонентов из обогащаемой руды в концентраты (особенно цветных и редких металлов) снижается от 5 до 25 % и более.

РАЗМЕР ЗОНЫ ВРЕМЕННОГО ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МОЩНЫХ БУРОУГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ СРЕДНЕЙ АЗИИ

Бурсова М. В., Федотов Е. Н., Тюлькин В. П., Вандышев А. М.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Исследования параметров зоны временного опорного давления по простиранию пласта впереди очистных забоев проведено в 87 вентиляционных и конвейерных штреках лав в различных горно-геологических и горнотехнических условиях. Результаты шахтных инструментальных и визуальных наблюдений в выемочных штреках позволили установить, что зона временного опорного давления впереди очистного забоя прослеживается на расстоянии до 20...60 м. При этом её размеры на первых и нижних слоях мощного пласта существенно отличаются: в выработках, пройденных по первым слоям, они в 1,5...2 раза больше, чем в выработках, пройденных по нижним слоям. Это объясняется тем, что при отработке нижних слоёв зависание пород непосредственной и основной кровли на кромке угольного пласта значительно меньше, а, следовательно, и меньшее давление развивается в зоне временного опорного давления, что в свою очередь обуславливает меньшую её протяжённость.

Протяжённость зоны временного опорного давления впереди очистного забоя определялась на основании инструментальных замеров скорости смещений вмещающих горных пород в выемочных штреках на различном расстоянии от очистного забоя.

Установлено, что на характер проявлений горного давления в подготовительных выработках оказывает комплексное воздействие большое число факторов.

Анализ результатов инструментальных и визуальных наблюдений проявлений горного давления в выемочных штреках показал, что наибольшее влияние на размер зоны временного опорного давления в выработках оказывают следующие горно-геологические и горнотехнические факторы: прочность пород непосредственной кровли на одноосное сжатие σ (кг/см²); ширина надштрекового целика $B_{ц}$ (м); мощность пород непосредственной кровли $m_{нк}$ (м) и мощность вынимаемого слоя $m_{сл}$ (м), учитываемых через коэффициент K ($K = m_{нк}/m_{сл}$); глубина расположения выработки H (м); угол падения пласта α (град.); длина очистного забоя Loz (м); порядковый номер вынимаемого слоя.

Определение протяжённости зоны временного опорного давления впереди очистного забоя произведёно отдельно для конвейерных и вентиляционных штреков лав.

В качестве математического аппарата был принят метод множественного корреляционного анализа. Полученные множественные корреляционные зависимости размера зоны временного опорного давления от влияющих факторов приведены в таблице 1.

Величины статистических характеристик, полученных множественных корреляционных зависимостей, позволяют сделать вывод, что в них учтены, в основном, все факторы, влияющие на размер зоны временного опорного давления по простиранию пласта.

Полученные корреляционные уравнения справедливы для следующих интервалов влияющих факторов: прочность пород непосредственной кровли на одноосное сжатие $\sigma = 35...250$ кг/см²; ширина надштрекового целика угля $B_{ц} = 0,5...50$ м; отношение мощности пород непосредственной кровли к мощности вынимаемого слоя $K = 2...10$; глубина расположения выработки $H = 130...450$ м; угол падения пласта $\alpha = 5...40^\circ$; длина очистного забоя $Loz = 60...220$ м.

Оценка степени влияния различных факторов на размер зоны временного опорного давления впереди очистного забоя произведён по величине β -коэффициентов множественных корреляционных уравнений в стандартизованном масштабе (таблица 2), которые показывают, на сколько средний квадратических отклонений изменится значение результирующего

признака при изменении факториального признака на одно среднее квадратическое отклонение при неизменных величинах других факториальных признаков* [1].

Анализ значений β -коэффициентов позволил установить, что наиболее значимыми для конвейерных слоевых штреков являются K и H , а для вентиляционных слоевых штреков – σ и H .

Таблица 1 – Множественные корреляционные зависимости размера зоны временного опорного давления впереди очистного забоя L (м) от влияющих факторов

№ п/п	Порядковый номер вынимаемого слоя	Множественное корреляционное уравнение	Корреляционное отношение	Надёжность корреляционного отношения	Коэффициент детерминации
<i>Вентиляционные штреки</i>					
1	1	$L = 43,7 - 0,15\alpha - \frac{170}{H} + \frac{649}{\sigma} + 0,014Loz + \frac{6,9}{K} + \frac{24,7}{Bц}$	0,891 ±0,042	21,1	0,793
2	Нижние слои	$L = 27,3 - 0,12\alpha - \frac{1648}{H} + 0,01Loz + \frac{10,5}{K} + \frac{18,3}{Bц}$	0,828 ±0,072	11,5	0,685
<i>Конвейерные штреки</i>					
3	1	$L = 30,5 - 0,11\alpha - \frac{673}{H} + \frac{352}{\sigma} + 0,027Loz + \frac{16}{K}$	0,754 ±0,086	8,7	0,568
4	Нижние слои	$L = 23,1 - 0,04\alpha - \frac{1394}{H} + 0,022Loz + \frac{49}{K}$	0,798 ±0,085	9,3	0,636

Таблица 2 – Ранжировка значимости влияющих факторов на размер зоны временного опорного давления

Порядковый номер уравнения (см. таблицу 1)	Ранжировка значимости отдельных влияющих факторов					
	a	H	$a_{сж}$	$L_{оз}$	K	$\sigma_{ц}$
1	4	2	1	6	5	3
2	2	3	-	4	1	5
3	4	2	3	5	1	-
4	3	2	-	4	1	-

Знание параметров зоны временного опорного давления впереди очистного забоя позволяет более правильно и обоснованно определять размеры охранных надштрековых целиков угля, рациональные места расположения подготовительных горных выработок, вид крепи на участке сопряжения лавы с выемочными штреками и её податливость.

* Рыжов П. А. Математическая статистика в горном деле. – М: Высшая школа, 1973. 287 с.

К ВОПРОСУ ПРИМЕНЕНИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С ИСКУССТВЕННЫМИ ЦЕЛИКАМИ

Баатарсурэн Э., Беркович В. М.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Строительство и добыча руд на Тишинском месторождении (Казахстан) ведется согласно проектам Казгипроцветмета. Проектом предусмотрено отработать месторождение комбинированным способом: центральную часть до 5-го горизонта – открытыми работами; запасы 6-го и нижележащих горизонтов – подземным рудником. В целях безопасного ведения горных работ проектом предусмотрено оставление временного предохранительного рудного целика высотой 60 м между открытыми и подземными работами. В качестве основной системы разработки на подземных работах была принята этажно-камерная система с последующей закладкой выработанного пространства. Параметры камер – высота 60 м (равна высоте этажа), ширина 8-10 м, длина равна мощности рудного тела (до 60 м).

Бурение взрывных скважин производят из буровых ортов (штреков), пройденных на двух подэтажах на расстоянии 26 м 53 м выше горизонта выпуска и доставки руды. При отработке камер первой очереди на каждом буровом подэтаже проходят два орта по границам камеры, в камерах второй очереди буровые орты располагают по центру камеры. Веера скважин диаметром 105 мм бурят станками НКР-100М, использовали также самоходные буровые станки импортного производства типа СОЛО-1006. Выпуск руды осуществляют с помощью самоходных погрузочно-доставочных машин типа TORO-400 с доставкой руды в рудоспуск или перегрузкой в автосамосвалы типа МоАЗ-7405. Нижнюю часть камер всех очередей заполняют твердеющей закладкой с нормативной прочностью 5 МПа, а верхнюю часть камер – закладкой прочностью 3 МПа. Период между полным обнажением потолочины из твердеющей закладки и пород висячего бока и полной закладкой камеры не должен превышать шести месяцев. Твердеющую смесь подают в камеры по скважинам, пробуренным из вышележащих подэтажных полевых выработок в наивысшую точку выработанного пространства камеры. При одновременной отработке камер в двух смежных этажах расстояние между камерами по горизонтали должно быть не менее 20-30 м. Среднемесячная производительность очистных камер колеблется от 20 до 25 тыс. т. Фактические потери руды – 2,5 %, разубоживание – 10,3 %.

Необходимо отметить, что для успешной выемки камер, второй очереди искусственные целики должны иметь прочность, при которой они выдержали бы как статические нагрузки — от проявления горного давления, так и динамические — от воздействия взрывных работ.

Возводимые в подземных условиях искусственные целики имеют механическую прочность в 5-10 и более раз меньшую, чем рудные, что подтверждается испытаниями образцов целиков. Прочность образцов на сжатие колеблется от 40 до 80 кг/см², в то время как механическая прочность руды составляет 600-800, а иногда и 1200 кг/см². Вероятно, при искусственных междукамерных целиках осложнится и отбойка руды во вторичных камерах взрывными скважинами большого диаметра (100 мм). А одновременная отработка двух смежных камер, по нашему мнению, вообще невозможна. Это подтверждается практикой отработки первичных камер, где междукамерные рудные целики под воздействием взрывов уменьшаются в ширину с 15 (проектный размер) до 10 м и менее.

Для повышения устойчивости искусственных целиков вторичные камеры необходимо обрабатывать через одну, но при этом в два раза сократится фронт очистных работ, что отразится на производительности предприятия и интенсивности разработки месторождений.

Одновременную отработку двух смежных камер желательно проводить только в случае, когда вторичные камеры обрабатываются системой с магазинированием руды.

При отработке вторичных камер между искусственными целиками следует применять систему подэтажных штреков (ортов) с обязательной отбойкой руды скважинами диаметром 40-50 мм. Таким образом, система разработки с искусственными

целиками в обычном конструктивном ее оформлении имеет ряд недостатков, которые затрудняют выемку междукамерных, междуэтажных целиков и потолочин. Основные из них: трудность дозакладки верхней части камеры и образования хотя бы минимального первоначального распора; необходимость создания искусственных целиков, по прочности обеспечивающих надежность и безопасность при ведении взрывных работ скважинами большого диаметра; дополнительные затраты на отработку потолочин и днищ камер. Поэтому необходимы такие варианты, при которых можно ликвидировать или свести до минимума эти недостатки.

Наиболее удачна система разработки со смещением нижних камер относительно верхних на величину, равную половине ширины камер (а. с. № 1710743). Недозакладка верхней части, первичной камеры даже на 3 м не влияет на отработку вторичной камеры, так как вышележащий искусственный массив будет надежно лежать на искусственных целиках. А отработка вторичных камер с верхней подсежкой позволяет полностью разгрузить рудный массив от горного давления со стороны вышележащего искусственного массива.

При таком варианте системы разработки с искусственными целиками отпадает необходимость в тщательной подготовке отработанных камер и в работах по выемке потолочин и днищ; возможно применение высокопроизводительного самоходного оборудования неограниченных габаритов: размеры верхней подсежки позволяют.

Кроме того, было предложено для внедрения несколько вариантов сплошной системы разработки с закладкой и отбойкой руды на зажатую среду. Сущность вариантов системы для разработки месторождений с закладкой и отбойкой руды на зажатую среду заключается в последовательной отбойке слоев руды на зажатую среду, выпуске отбитой руды с противоположной стороны, из-под искусственного массива, и закладке образовавшейся пустоты твердеющим материалом, причем закладка подается на временно замагазинированную руду. Проникновение бетонной или твердеющей закладки в отбитую и замагазинированную руду на глубину более 1,5-2 м исключено. Это положение доказано многочисленными опытами. Если сцементированный слой и будет 1,5-2 м, его можно разрыхлить взрывом скважин, пробуренных по искусственному массиву в непосредственной близости от руды.

Эти системы позволяют вести отработку рудных тел при вмещающих породах средней устойчивости, то есть при горно-геологических условиях, соответствующих варианту разработки с магазином руды. В этом случае обнажение пород всяческого бока может быть самым минимальным - равно расстоянию между выпускными дучками.

Рассмотренные варианты системы разработки исключают необходимость оставлять междукамерные и междуэтажные целики, упрощает процесс дозакладки и до минимума сокращает действие взрывных работ на искусственный массив.

ОСОБЕННОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ АРМОПОЛИМЕРНЫХ КРЕПЕЙ

Канков Е. В.

Научный руководитель Корнилков М. В., д-р техн. наук, профессор
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В настоящее время в российской и зарубежной практике разработки месторождений полезных ископаемых, особенно угольных, сланцевых и калийных солей, возрастает объем применения анкерных крепей различных конструкций. На рисунке 1 представлен график изменения объема крепления анкерными крепями на предприятиях Кузбасса [1]. Подобная ситуация складывается и на других горнодобывающих предприятиях.

Наиболее распространенными конструкциями применяемых анкеров являются металлические замковые анкера клино-щелевых и распорных конструкций, а также беззамковые железобетонные и армополимерные анкерные крепи. У каждого типа анкеров и их конструкций имеются ряд своих достоинств и недостатков, которые обуславливают их применение в конкретных горно-геологических условиях [2].

Металлические замковые анкера имеют относительно меньшую трудоемкость установки, за счет достаточной простоты конструкции, особенно у клино-щелевых анкеров, отсутствия необходимости использовать дополнительное оборудование. Но они имеют такой существенный недостаток, как низкая несущая способность из-за малой площади контакта между замком анкера и стенками шпура (скважины). В результате нередко возникают ситуации

когда при сдвигении породного массива, закрепленного данными анкерами, происходит их выдергивание.

В этом плане более предпочтительны беззамковые анкера, такие как железобетонные и армополимерные. Они обеспечивают значительно большую несущую способность из условия сдвига относительно стен шпура (скважины), по сравнению с замковыми анкерами.

Однако железобетонные анкера, как правило, применяются в достаточно устойчивых породах, которые могут находиться в незакрепленном состоянии довольно длительный период времени, так как требуется много времени для того, чтобы бетонное заполнение анкера затвердело и набрало необходимую прочность для начала работы анкера. Даже применение быстротвердеющих цементов или добавок, ускоряющих процесс твердения бетона, позволяет сократить этот срок до 1-2 дней, что все равно недостаточно для условий угольных и сланцевых месторождений. Кроме того, технология установки железобетонных анкеров достаточно трудоемка и требует дополнительного оборудования и операций (установка кондукторов на устье шпура (скважины), промывка трубопроводов и бетононасосов после процесса нагнетания и т. д.). Также возможны ситуации, когда бетон не полностью заполняет полость шпура (скважины)

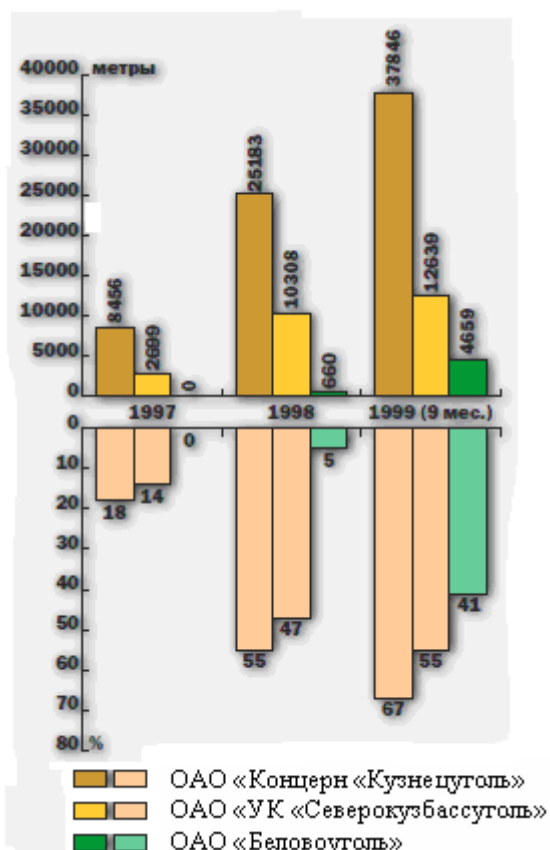


Рисунок 1 – Объемы крепления горных выработок анкерами на предприятиях Кузбасса

из-за образовавшихся воздушных пробок или из-за достаточно большого нагнетания бетонная смесь начинает распространяться по трещинам в массиве, что приводит к не запланированному перерасходу бетона.

Применение армополимерных анкеров позволяет избавиться от недостатков присущих железобетонным анкерам. Срок полного отверждения полимерных и минеральных заполнений составляет 3-5 минут в зависимости от типа и материала заполнения. Также данные анкера могут использоваться в сильнообводненных шпурах (скважинах). Кроме того, их несущая способность из условия сдвига относительно стен шпура (скважины) больше чем у железобетонных. Основным недостатком армополимерных анкеров является относительно большая стоимость, но в конечном итоге они позволяют снизить общую материалоемкость крепления за счет быстрого начала работы данных анкеров.

Существуют два способа введения полимерных компонентов в шпур. Первый способ заключается в использовании одно- и двухкомпонентных ампул, второй – нагнетанием смол в шпур насосами, как в железобетонных анкерах. При применении второго способа возникает ряд проблем с процессом нагнетания и герметизации устья шпура и усложняется технология установки анкера. Применение ампул является более технологичным, хотя и проигрывает нагнетательному в плане упрочнения стенок шпура (скважины). Из-за своей относительной простоты технологии установки и отсутствия необходимости использовать дополнительное оборудование (для установки стержня анкера и ампул применяется тот же буровой станок, что и для бурения шпура).

Технология установки армополимерных анкеров следующая:

- после бурения шпура (скважины) в зажимном устройстве бурового оборудования закрепляют стержень анкера с установленными на нем шайбой, пластиной и гайкой;
- в шпур (скважину) вставляют ампулу с наполнителем. Для восстающих шпуров ампулы снабжают парашютом для предупреждения его выпадения;
- стержень анкера перемещается в шпур (скважину) до упора. После чего стержень начинают вращать и происходит разрушение ампулы, перемешивание её компонентов и заполнение полости между анкерами и стенками шпура и одновременное закручивание гайки и прижимание пластины.

В качестве стержней анкера можно использовать классические арматурные стержни периодического профиля, канатные анкера, базальтопластиковые и стеклопластиковые анкера различных конструкций и производителей (ООО «Minova», ООО «РАНК 2» и др.).

В настоящее время для армополимерных анкеров в качестве заполнителя используют полиэфирные и полиуретановые смолы и минеральные композиционные смеси. Они обеспечивают достаточно быстрый ввод анкера в работу, хорошую работу в обводненных шпурах (скважинах), высокую стойкость действию агрессивных сред и т.д. Минеральные композиционные смеси имеют меньшую токсичность в сравнении с полиэфирными и полиуретановыми смолами.

В целом можно сделать вывод о том, что в дальнейшем объемы крепления армополимерными анкерами будет возрастать.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ремезов А. В., Решетов С. Е., Харитонов В. Г., Распопов В. В., Зубарев В. П. Опыт применения сталеполлимерных анкеров на шахтах Ленинского рудника и Кузнецкого бассейна // Горная промышленность. 2000. № 2.
2. Клишин В. И., Гречишкин П. В., Серов А. А., Разумов Е. А.. Современные технологии анкерного крепления: опыт применения и перспективы // Рудник будущего. 2012. № 3 (11). С. 89-96.

К ВОПРОСУ ОТБОЙКИ ТРЕЩИНОВАТЫХ РУД СКВАЖИННЫМИ ЗАРЯДАМИ В УСЛОВИЯХ ШХ. «СЕВЕРНАЯ» БЕРЕЗОВСКОГО РУДНИКА

Кретьова Ю. Н., Стряпунин В. В.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Повышение эффективности добычи руды в значительной мере зависит от повышения качества дробления рудного массива. С увеличением напряженного состояния массива изменяется механизм его разрушения при взрывной отбойке, что следует учитывать при разработке систем управления качеством дробления.

Рудный массив Березовского месторождения характеризуется широким развитием тектонических нарушений и трещиноватости. На месторождении выделено 4 группы тектонических нарушений, 12 систем трещин в рудных дайках.

В рудных дайках в каждой системе трещин выделяются подсистемы с наклонными углами падения, количество которых составляет 26,4 %. Видимые линейные параметры трещин в рудных дайках равны 0,7-2,0 м, ширина 1,0-4,0 мм. Расстояние между трещинами колеблется от 7 до 60 см. Наибольшее развитие в дайках имеют системы трещин 9,10-16,1 % и 11,12-33,6 %.

Пересечение систем трещин тектоническими нарушениями обуславливает появление разных по величине тектонических блоков в рудных телах размером 0,1×0,4×0,5 – 0,6×0,5×2,5 м, во вмещающих породах 0,1×0,2×0,5 – 0,3×0,25×0,5 м. Размер кондиционного куска руды, принятый на шахте, составляет 0,4 м.

Пространственная ориентировка тектонических нарушений по отношению к выработанному пространству может оказывать различное влияние на процессы обрушения и сдвижения массива.

Этажно-камерная система разработки с отбойкой руды глубокими скважинами имеет параметры: длина блока 50-100 м, высота 50 м; ширина камеры равна горизонтальной мощности залежи. Обуривание массива скважинами осуществлялось станками ЛН или НКР-100 соответственно диаметром 51 или 105 мм. Веера скважин бурят через 2,5 м станками НКР-100 или через 1,25 м станками ЛН. Обрушение производится вертикальными слоями. Как правило, один слой содержит 3 ряда веерных скважин. Отбойка слоев производится на одну или две обнаженные плоскости. Принятая на шахте практика расположения обнаженной плоскости по нормали к линии простирания месторождения не позволяет в полной мере использовать энергию взрыва, так как на месторождении действуют значительные напряжения, а рудное тело насыщено густой системой трещин и кварцевых жил.

Действие взрыва в таких условиях имеет ряд особенностей:

1. Волна напряжений в массивах, рассеченных несколькими различно ориентированными в пространстве системами трещин, испытывает значительное рассеивание энергии на микротрещинах. При прохождении только 10-12 трещин интенсивность волн сжатия снижается в 60-140 раз, а плотность потока энергии в $3,6 \cdot 10^3 - 2 \cdot 10^4$ раз по сравнению с аналогичными характеристиками этой волны до прохождения этих трещин. Величина коэффициента преломления волны сжатия зависит и от угла между нормалью к плоскости этой трещины и направлением распространения волны, коэффициента Пуассона среды. Рассеивание энергии минимально, если одна из основных систем трещин перпендикулярна направлению отбойки, а другая параллельна ей.

2. Разрушение массива идет как от зарядной камеры к обнаженной плоскости, так и от обнаженной плоскости к зарядной камере в результате действия отраженных волн растяжения. При этом по мере увеличения трещиноватости массива разрушение во все большем объеме идет от заряда к плоскости обнажения, а объем разрушений за счет отраженных волн растяжения сокращается. Следовательно, основное разрушающее

воздействие на трещиноватый массив оказывают квазистатическое давление расширяющихся продуктов взрыва и упругая разгрузка пород.

Таким образом, повышение качества дробления трещиноватых массивов может быть достигнуто путем изменения ориентации рядов скважин к линии простирания месторождения с учетом развития преобладающей системы трещин и, как следствие, обуславливает изменение формы обнажения плоскости.

На основании производственных наблюдений за работой заряда ВВ в напряженных, трещиноватых массивах ранее был отмечен ряд особенностей:

1) расположение зарядов скважин следует принимать с учетом направления преобладающей системы трещин и кварцевых жил;

2) расположение зарядов скважин должно располагаться с учетом направления действия главных нормальных напряжений;

3) для использования энергии отбитой руды взрывом на ее доразрушение следует придавать наклонную форму забоя;

4) использовать для разрушения напряженных, трещиноватых руд системы плоских зарядов, обеспечивающих наиболее устойчивую волну напряжений.

Учитывая многообразие условий, для условий камеры № 2, блока 117-118 параметры БВР следующие:

- азимут наклона вееров скважин к линии простирания месторождения 60 °;
- линия наименьшего сопротивления 2,0 м;
- расстояние между скважинами в ряду 1,8-2,5 м;
- направление отбойки запасов камеры с севера на юг.

Снижение удельного расхода ВВ на вторичное дробление показывает, что учет направления преобладающей системы трещин и направления действия главных нормальных напряжений могут обеспечить снижение выхода негабарита до 15-17 %.

Полученные результаты подтвердили, что при существующей на шахте схеме расположения скважин относительно линии простирания месторождения и форме обнаженной плоскости негабарит в значительной степени формируется за счет того, что отрыв части рудного массива происходит по трещинам естественных отдельностей, размеры которых превышают кондиционный размер куска руды.

При отработке напряженных сильнотрещиноватых руд в условиях шх. «Северная» необходимо:

1. При выборе направления отбойки слоев руды веерами скважин необходимо учитывать как направление главных нормальных напряжений, так и направление преобладающей системы трещин.

2. Рекомендуется изменение формы забоя, обеспечивающее изменение условий для более эффективного использования энергии взрыва и возможности додрабливания рудной массы.

РАСЧЕТ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ ПРИ СИСТЕМАХ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ

Кокарев К. В., Химич А. А., Черногорец Н. Н.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

1. Расчет потерь и разубоживания руды.

Выпуск руды предусматривается осуществлять через погрузочные заезды, проходимые через каждые 15 м. На блок длиной 60 м приходится 4 погрузочных заезда. При системе разработки с magazинированием руды потери будут между выпускными отверстиями и касающимися эллипсоидами. Все 4 выпускных отверстия имеют одинаковый объем (высоту, т. д.) и значит, разубоживание по блоку составит 15,5 % (рисунок 1).

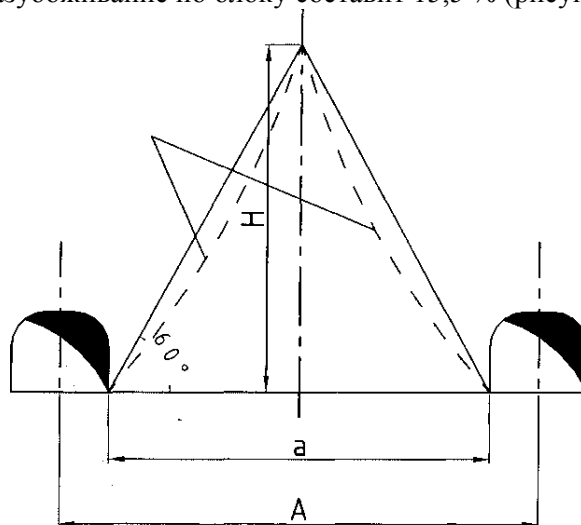


Рисунок 1 – Схема к расчету потерь руды

а) Высота треугольника

$$H = \frac{a}{2} \cdot \operatorname{tg} 60 = 5,6 \cdot 1,73 = 9,69 \text{ м,}$$

где $a = A - 3,8 = 15 - 3,8 = 11,2$ м.

б) Площадь треугольника

$$S_{\Delta} = \frac{1}{2} \cdot a \cdot H = \frac{1}{2} \cdot 11,2 \cdot 9,69 = 54,3 \text{ м}^3.$$

в) Объем потерянной руды в блоке

$$V_n = S_{\Delta} \cdot n \cdot m_{\text{ср}} = 54,3 \cdot 3 = 651,6 \text{ м}^3,$$

где n – количество треугольников потерь, $n=4$; $m_{\text{ср}}$ – средняя мощность отработки, $m_{\text{ср}}=3$ м.

г) Объем руды в блоке с учетом $k_p=1,5$:

$$V_{\text{общ}} = H_b \cdot L \cdot m_{\text{ср}} \cdot k_p = 60 \cdot 40 \cdot 3,0 \cdot 1,5 = 10800 \text{ м}^3,$$

где H_b – высота блока, м; L – длина блока, м.

д) Потери полезного ископаемого:

$$\Pi = \frac{V_{\text{п}}}{V_{\text{общ}}} \cdot 100 = \frac{651,6}{10800} \cdot 100 = 6 \text{ \%}.$$

Расчет прогнозных величин разубоживания согласно теории эллипсоида выпуска.

а) Приведенное расстояние между осями выпускных отверстий

$$D_o = \sqrt{m_{cp} \cdot a} = \sqrt{3 \cdot 15} = 6,7 \text{ м,}$$

где m_{cp} – средняя мощность рудного тела; a – расстояние между осями выпускных отверстий $a=15$ м.

б) Высота касающихся эллипсоидов

$$H_{к.э} = m D_o = 0,55 \cdot 6,7^2 = 24,7 \text{ м,}$$

где m – эмпирический коэффициент, зависящий от сыпучих свойств руды, m^{-1} при умеренном уплотнении (выпуск замагазинированной руды) - $m=0,55$

в) Коэффициент извлечения чистой руды (до начала разубоживания)

$$K_{ч.р.} = \frac{V_{\text{верх}} + V_{к.э}}{V_{\text{общ}}} = (687,3 + 554) / 1796 = 0,69,$$

где $V_{\text{верх}}$ – объем руды выше уровня касающихся эллипсоидов выпуска,

$$V_{\text{верх}} = (H_{\text{бл}} - H_{к.э}) \cdot D^2 = 40 - 24,7 \cdot 6,7^2 = 687,3,$$

где $H_{\text{бл}}$ – высота блока, $H_{\text{бл}} = 40$ м;

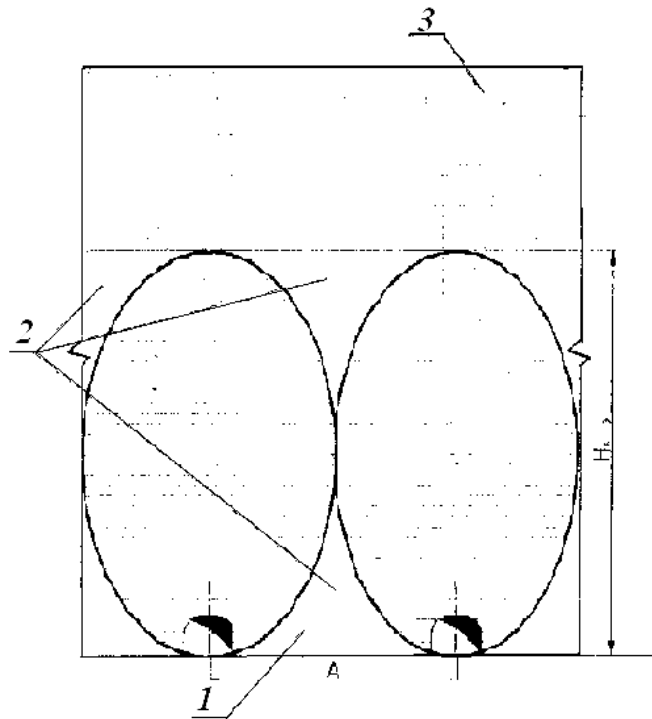
$V_{к.э}$ – объем касающихся эллипсоидов, m^3 ; $V_{к.э} = 0,5 m D^2 = 0,5 \cdot 0,55 \cdot 6,7^2 = 554 \text{ м}^3$;

$V_{\text{общ}}$ – общий объем отбитой руды, m^3 ; $V_{\text{общ}} = H_{\text{бл}} \cdot D^2 = 40 \cdot 6,7^2 = 1796 \text{ м}^3$.

д) Разубоживание

$$R = (1 - K_{ч.р.}) \cdot R_{\text{max}} = (1 - 0,69) \cdot 0,5 = 15,5 \text{ \%}.$$

Все 4 выпускных отверстия имеют одинаковый объем, значит, разубоживание по блоку составит 15,5 % (рисунок 2).



1 – потери руды; 2 – объем руды, остающийся в блоке к началу засорения; 3 – объем руды, выпускаемый до начала засорения

Рисунок 2 – Схема эллипсоида выпуска руды

ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ МЕСТА ЗАЛОЖЕНИЯ ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ СЛОЕВЫХ ШТРЕКОВ

Каретников Д. В., Тюлькин В. П., Вандышев А. М.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Исследования зоны остаточного опорного давления по падению мощных угольных пластов проведено по величине смещений пород кровли и почвы и естественной влажности угля в 18 наклонных выработках (разрезных и разведочных печках), выходящих к границе обрушенных горных пород вышерасположенных лав.

Проведенные исследования позволили установить общий характер формирования зоны остаточного опорного давления по падению при разработке мощных пологих и наклонных угольных пластов Средней Азии*.

Размер зоны остаточного опорного давления по падению мощного пласта составляет 25...35 м и зависит от различных горно-геологических факторов, главными из которых являются прочностные свойства угольного пласта и вмещающих горных пород, глубина разработки и угол падения пласта.

Максимум напряжений в зоне остаточного опорного давления располагается на расстоянии 8...10 м от кромки угольного пласта при отработке первого слоя и 5...7 м – при отработке нижних слоёв. После достижения максимума напряжённое состояние массива угля медленно снижается и достигает величины γH (где γ – объёмная масса угля, кг/м³; H – глубина разработки, м). Коэффициент концентрации напряжений в зоне максимума составляет 2,35...2,60 на первых и 1,68...1,9 – на нижних слоях. Уменьшение коэффициента концентрации напряжений по нижним слоям объясняется значительным снижением прочностных свойств пород кровли после их подработки и уменьшением степени зависания их в выработанном пространстве при отработке нижних слоёв.

В краевой части угольного пласта находится зона пониженных напряжений, величины которых меньше напряжений, действующих в нетронutom массиве. Размер этой зоны составляет 2,5...5,0 м по первым и 2,0...3,0 – по нижним слоям.

Параметры зоны остаточного опорного давления удобнее определять через размер зоны временного опорного давления по простиранию пласта впереди очистного забоя, так как проведение шахтных инструментальных наблюдений по падению пласта на практике связано с большими трудностями и не всегда возможно.

Общая протяжённость зоны остаточного опорного давления по падению мощного пласта $L_{ост}$ (м) определяется по формулам:

$$\text{по первому слою } L_{ост} = L_1 p_t \cos\alpha; \quad (1)$$

$$\text{по нижним слоям } L_{ост} = L_{нс} p_t' \cos\alpha, \quad (2)$$

где L_1 , $L_{нс}$ – размер зоны временного опорного давления впереди очистного забоя при отработке, соответственно, первого и нижних слоёв мощного пласта, м; p_t , p_t' – коэффициенты, учитывающие фактор времени воздействия остаточного опорного давления на пласт, соответственно, для первого и нижних слоёв мощного пласта:

$$p_t = \frac{1}{0,78t + 0,28}; \quad p_t' = \frac{1}{0,96t + 0,72}, \quad (3)$$

где t – время воздействия остаточного опорного давления на пласт, мес.

Расстояние до максимума остаточного опорного давления от кромки пласта можно определить по формулам:

* Корнилов В. Н., Вандышев А. М., Таскаев В. В. [и др.]. Бесцеликотвая отработка мощных пологих и наклонных пластов. – М: Недра, 1978. 171 с.

$$\text{по первому слою } L_{\max} = 0,32 L_1 p_t \cos\alpha; \quad (4)$$

$$\text{по нижним слоям } L_{\max} = 0,32 L_{\text{нс}} \cos\alpha. \quad (5)$$

Размер области пониженных напряжений $L_{\text{пн}}$ (м) составляет:

$$\text{по первому слою } - L_{\text{пн}} = 0,13 L_1 p_t \cos\alpha; \quad (6)$$

$$\text{по нижним слоям } - L_{\text{пн}} = 0,13 L_{\text{нс}} \cos\alpha. \quad (7)$$

Размер зоны временного опорного давления по простиранию пласта впереди очистного забоя в вентиляционных слоевых штреках по первому L_1 (м) и нижним слоям $L_{\text{нс}}$ (м) мощного пласта определяется по следующим формулам:

– первый слой

$$L_1 = 43,7 - 0,15\alpha - \frac{170}{H} + \frac{649}{\sigma} + 0,014Loz + \frac{6,9}{K} + \frac{24,7}{Bц}; \quad (9)$$

– нижние слои

$$L_{\text{нс}} = 27,3 - 0,12\alpha - \frac{1648}{H} + 0,01Loz + \frac{10,5}{K} + \frac{18,3}{Bц}, \quad (10)$$

где σ – прочность пород непосредственной кровли на одноосное сжатие, кг/см²; α – угол падения пласта, град.; H – глубина расположения выработки, м; Loz – длина лавы, м; K – коэффициент, учитывающий мощность пород непосредственной кровли и мощность слоя; ($K = m_{\text{нк}}/m_{\text{сл}}$); $m_{\text{нк}}$ – мощность пород непосредственной кровли, м; $m_{\text{сл}}$ – мощность слоя, м; $Bц$ – ширина надштрекового целика угля, м.

При выборе места расположения вентиляционных штреков возможны следующие четыре случая: а) за зоной остаточного опорного давления или за зоной его вредного влияния; б) между кромкой пласта и максимумом остаточного опорного давления; в) на границе с обрушенными горными породами; г) в обрушенных породах вышележащего этажа или подэтажа на небольшом расстоянии от кромки угольного пласта.

При расположении выемочных штреков за зоной остаточного опорного давления или за зоной его вредного влияния затраты на их поддержание будут минимальными, однако резко возрастают потери угля, возможность возникновения эндогенных пожаров и горных ударов в охранных целиках угля.

В случае проведения выработок между кромкой пласта и максимумом остаточного опорного давления они охраняются целиками угля шириной 3...10 м. При этом, как правило, целик раздавливается и служит опасным источником возникновения эндогенных пожаров, а затраты на поддержание горных выработок резко возрастают.

Расположение выработок на границе с обрушенными породами следует считать наиболее предпочтительным, т. к. это приводит к значительному уменьшению потерь угля, сокращению затрат на поддержание горных выработок, исключает потенциальный источник возникновения эндогенных пожаров и горных ударов в целиках.

Проведение выемочных штреков по обрушенным породам характеризуется теми же преимуществами, но имеет крупный недостаток – значительное осложнение горных работ по проведению выработки из-за наличия большого количества старого леса и металла, оставленного в выработанном пространстве при отработке вышележащих этажей и подэтажей, что почти полностью исключает возможность применения комбайнового способа проведения подготовительных выработок

РАСЧЕТ ПАРМЕТРОВ БВР ПРИ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ

Кокарев К. В., Химич А. А., Махметов Т. М.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

1. Исходные данные для расчета:

годовой объем добычи – 550 тыс. т;

удельный объем ГПР – 57,2 м³ на 1000 т;

в т. ч. на проветривание восстающих выработок - 2,2 м³/на 1000 т.

площадь очистного забоя $S_{пр}=6$ м (ширина – 3 м, высота – 2 м);

длина шпура $l_{шп}=1,5$ м; - диаметр шпура $d_{шп}=45$ мм;

коэффициент крепости руды, $f = 10-12$.

2. Согласно «Нормам технологического проектирования» удельный расход ВВ определяется по формуле:

$$q = q_0 \cdot K_{зн} \cdot K_{сн} \cdot e = 1,0 \cdot 1,84 \cdot 1,3 \cdot 0,89 = 2,13 \text{ кг/м}^3$$

где q_0 – удельный заряд условного ВВ для крепости пород, равной 10-12, $q_0 = 1,0$ кг/м³;
 $K_{зн}$ – коэффициент зажима пород

$$K_{зн} = \frac{3 \cdot l_{шп}}{\sqrt{S}} = \frac{3 \cdot 1,5}{\sqrt{6}} = 1,84,$$

e – коэффициент относительной работоспособности ВВ, для гранулита АС-8, $e = 0,89$;

$K_{сн}$ – коэффициент структуры породы, для условий залегания Шатыркульского месторождения, $K_{сн} = 1,3$.

3. Число шпуров на забой определяется по формуле:

$$N = \frac{q \cdot S_{пр} \cdot \eta}{j \cdot a} = \frac{2,13 \cdot 6,09}{0,9 \cdot 0,85} = 8 \text{ шпуров},$$

где j – весовое количество ВВ, приходящееся на единицу длины шпура, кг/м. При плотности заряжения 1,1 г/см³ для диаметра шпура $d = 45$ мм – $j = 1,75$ кг/м; a – коэффициент заполнения шпура. Для пород, крепостью 10-12 – $a = 0,85$; K – величина КИШ, $K = 0,9$.

4. ЛНС для отбойки шпуров применяется по таблице с умножением на поправочный коэффициент (K), который определяется по формуле:

$$K = \left(\frac{d}{42}\right)^n = \left(\frac{45}{42}\right)^1 = 1,07,$$

где $n = 1$ – для пород с крепостью $f = 10-12$, тогда

$$W = 0,74 \cdot 1,07 = 0,8 \text{ м принимаем } W = 0,85.$$

5. Расстояние между оконтуривающими шпурами при обычном методе взрывания составит $a = 0,85-0,9$.

6. С учетом расчетных значений ЛНС $W = 0,8$ м и расстояния между шпурами $a = 0,85-0,9$ м (схема расположения шпуров в забое сечением 6 м² приведена на рисунке 1.

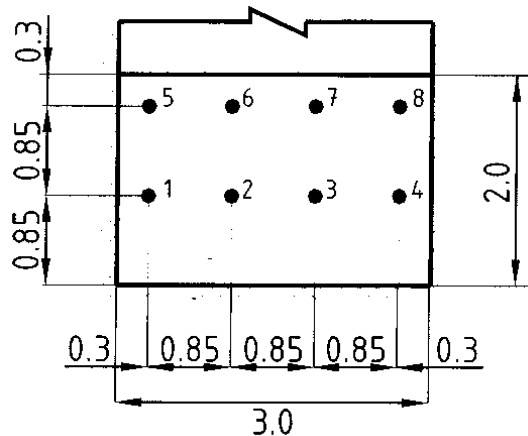


Рисунок 1 – Схема расположения шпуров в забое

Расчет времени выполнения БВР при системе разработки с магазинированием руды
Исходные данные:

- сменная производительность блока – 50 т; количество рабочих забоев – 2 шт.; количество работающих – 2 чел.; объем бурения для обеспечения заданной производительности – 24 м/см; категория горных пород по буримости – XVII;
- бурение телескопными перфораторами ПТ-45 с диаметром шпуров 45 мм;
- выполнении звеном в количестве 2 человек входят: бурение шпуров телескопными перфораторами с замагазинированной руды потолкоуступным забоем, доставка ВМ и зарядание, взрывание шпуров, количество взрываемых ВВ за смену – 24 кг. Расчет времени выполнения этих работ выполняется по «Единым нормам выработки и времени на подземные очистные, горнопроходческие и нарезные работы».

Время бурения телескопными перфораторами:

$$t_{\text{бур}} = \frac{L_{\text{см}} \cdot t_{\text{нб}}}{10 \cdot \Pi} = \frac{24 - 3,21}{10 \cdot 2} = 3,85 \text{ ч},$$

где $L_{\text{см}}$ – объем бурения за смену; $L_{\text{см}} = 24$ м; Π – количество работающих, $\Pi = 2$; $t_{\text{нб}}$ – норма выработки бурения на 10 м шпура, чел./ч.

4. Время доставки совместно ВВ и СВ с раздаточного пункта до забоя:

$$t_{\text{ВВ}} = \frac{V_{\text{ВВ}} - t_{\text{нв}}}{10 \cdot n} + \frac{24 - 0,745}{10 \cdot 2} = 0,89 \text{ ч},$$

где $V_{\text{ВВ}}$ – вес доставляемого ВВ, $V_{\text{ВВ}} = 24$ кг;

5. Время зарядания шпуров:

$$t_{\text{зар}} = \frac{L_{\text{см}} \cdot t_{\text{н.зар}}}{10 \cdot n} = \frac{24 \cdot 0,348}{10 \cdot 2} = 0,42 \text{ ч}.$$

7. Общее время составляет

$$t_{\text{общ}} = t_{\text{бур}} + t_{\text{д.ВВ}} + t_{\text{зар}} = 3,85 + 0,89 + 0,42 = 5,16 \text{ ч}.$$

8. Расчеты показывают, что при ведении очистных работ двумя забоями звеном в составе двух человек обеспечивается выполнение заданной производительности блока.

НАГРУЗОЧНЫЕ СВОЙСТВА И УСТОЙЧИВОСТЬ КРОВЛИ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ

Никитин А. В., Кокарев К. В., Голотвин А. Д.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Общая схема поведения пород кровли в очистном забое.

При выемке пласта угля в выработанном пространстве лавы постоянно происходит перемещение пород кровли.

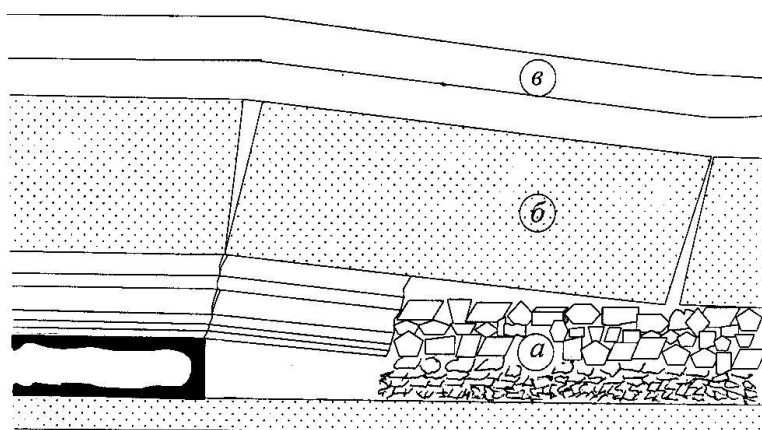
В случае управления кровлей способом полного обрушения, являющегося наиболее распространенным, в подработанной толще можно выделить три зоны пород, отличающихся характером их перемещения за крепью (рисунок 1):

- зона беспорядочного и упорядоченного обрушения (рисунок 1, а);
- зона шарнирно-блочного перемещения (рисунок 1, б);
- зона плавного опускания пород с отсутствием или слабовыраженным раскрытием трещин, возникающих при выемке угля (рисунок 1, в).

Исходя из такого характера поведения подработанных пород, кровля подразделяется на непосредственную и основную.

К непосредственной кровле относится толща (часть толщи) легко обрушающихся пород, залегающих сразу над пластом, в пределах которой происходит обрушение пород за крепью без образования шарнирно-блочных связей. При большой мощности легкообрушающихся пород высота зоны обрушения в зависимости от их разрыхления составляет 4-8 вынимаемых мощностей пласта. Вес этих пород над призабойным пространством практически полностью передается на крепь.

К основной кровле относятся породы, залегающие выше непосредственной (при ее отсутствии сразу над пластом) на высоту до 10-20 вынимаемых мощностей пласта, в пределах которой образуются шарнирно-блочные системы. Для устойчивости шарнирно-блочных связей необходима хорошая подбутованность основной кровли непосредственной, либо достаточно высокое сопротивление крепи. В противном случае шарнирно-блочные связи разрушаются, происходит просадка блоков основной кровли, вызывая многократное увеличение нагрузок на крепь.



а – зона обрушения легкообрушающихся пород; б – зона шарнирно-блочного перемещения;
в – зона плавного опускания.

Рисунок 1 – Нагрузочные свойства кровли

Под нагрузочными свойствами кровли, понимается величина внешне активной нагрузки создаваемой кровли, которая должна быть уравновешена сопротивлением крепи забоя ($P_{\text{сум}}$) для

предотвращения значительных опусканий кровли или ее обрушений в призабойное пространство.

Согласно результатам исследований нагрузочные свойства кровли обусловлены шагом обрушения основной кровли ($L_{п}, м$), мощностью, легкообрушающихся пород ($h_{лос}, м$) залегающих сразу над пластом, и разрыхлением (K_p) и вынимаемой мощностью пласта ($m_{э}, м$).

Среднее давление кровли и соответствующее ему необходимое суммарное сопротивление крепи ($P_{сум}$) определяется по формулам:

$$\text{при } K_{пб} < 1 \quad (\text{т.е. } h_{лос} < m_{э} / (K_p - 1))$$

$$P_{сум} = m_{э}^{0.5} \{0,25 + 0,01[(1 - K_{пб})L_{п}/l_{ос}]^2\}, \text{ МПа}$$

$$\text{при } K_{пб} \geq 1 \quad (\text{т.е. } h_{лос} \geq m_{э} / (K_p - 1))$$

$$P_{сум} = 0,25 m_{э}^{0.5}, \text{ МПа,}$$

где, $l_{ос}$ – ширина призабойного пространства, м;

При первичной осадке основной кровли давление на крепость возрастает на 10 % – при легкой кровли, 15-20 % – при средней кровли, 20-25 % – при тяжелой.

Если фактическое сопротивление крепи не менее, чем указанное суммарное сопротивление ($P_{сум}$), оседание кровли (сближение кровли с почвой – Δh , м) в зависимости от расстояния до забоя (l , м) не превышает величины:

$$h = c m_{э} l, \text{ м}$$

где c – коэффициент сближения боковых пород, с учетом первых и периодических осадок основной кровли (при длительности цикла выемки не более 24 часов) принимается равным 0,05, 1/м.

Устойчивость кровли. Под устойчивостью кровли понимается способность обнаженных и неподдерживаемых нижних слоев кровли сохранять целостность и не выпадать в подкрепное пространство очистной выработки. Она характеризуется размерами и продолжительностью целостного состояния обнаженной кровли на незакрепленном участке за исполнительным органом комбайна или после буровзрывной (молотковой) выемке угля. Количественные показатели устойчивости относятся к пачке нижних слоев общей мощностью до 1 м, из которой могут происходить вывалы породы.

Устойчивость непосредственной кровли очистного забоя во многом обусловлена средней прочностью ($b_{нк}$, МПа) и толщиной ($h_{нк}$, м) слоев, глубиной горных работ (H , м), скоростью подвигания лавы ($V_{л}$, м/сут).

Для оценки устойчивости кровли принят коэффициент устойчивости (K_y), определяемый для шахт Челябинского бассейна зависимостью:

$$K_y = b_{нк} h_{нк} (1 - 0,03 H / b_{нк}) V_{л}^{0.5} .$$

При этом:

– к устойчивой относятся кровли с $K_y > 14$, обнажение за исполнительным органом комбайна вдоль всего забоя сохраняет устойчивость в течении двух часов и более;

– средней устойчивости – $6 < K_y \leq 14$, кровля вслед за комбайном сохраняет устойчивость на участке 15-25 м в течение не менее получаса;

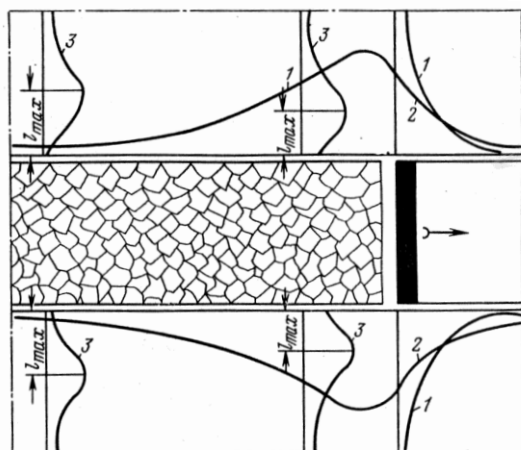
– неустойчивой – $2 < K_y \leq 6$, кровля сохраняет устойчивость дорожки длиной 5-15 м в течение 5-30 минут, при обрушениях образуются вывалы высотой 0,2-0,4 м и протяженностью по простиранию до 1,0 м, общая площадь нарушенной кровли до 30 %;

– весьма неустойчивой – $K_y \leq 2$, обрушается практически вслед за выемкой на высоту 0,4-0,7 м, площадь нарушенной кровли 30-60 %.

ПАРАМЕТРЫ ЗОНЫ ОСТАТОЧНОГО ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ И ИХ ИЗМЕНЕНИЕ ВО ВРЕМЕНИ

Вандышев А. М., Ярмиев Ф. Г.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

При отработке угольных пластов длинными очистными забоями происходит нарушение естественного состояния массива горных пород. Подработанные породы кровли зависают на окружающих выработанных пространстве массивах и целиках угля и создают опорное давление (рисунок 1).



1 – характер распространения зоны временного опорного давления по падению и восстанию; 2 – то же по простиранию; 3 – характер распространения зоны остаточного опорного давления по падению и восстанию

Рисунок 1 – Схема распространения опорного давления в окрестности очистного забоя

Для решения практических задач по охране и поддержанию подготовительных выработок необходимы количественные показатели проявления опорного горного давления (ширина зоны пониженных напряжений l_n , местоположение максимума опорного давления l_{max} и протяженность зоны опорного давления L_o).

На основании обобщения исследований [1] установлено, что параметры зоны опорного давления зависят от многих природных и технологических факторов, основными из которых являются прочностные показатели пород кровли, глубина разработки, угол падения, вынимаемая мощность пласта, расстояние до очистного забоя и продолжительность воздействия опорного давления на пласт. Влияние последнего фактора остается малоизученным.

Коэффициент, учитывающий временной фактор, рекомендуется определять по формуле:

$$P_t = \frac{t}{0,78t + 0,28},$$

где t – продолжительность воздействия опорного давления на угольный пласт, мес.

Размер зоны остаточного опорного давления (L_o , м) с учетом основных факторов определяется по формуле:

$$L_o = \frac{aP_t H \cos \alpha}{f^b},$$

где H – глубина разработки, м; f – коэффициент крепости пород кровли; H – глубина заложения выработки, м; α – угол падения пласта, градус; a , b – безразмерные коэффициенты, зависящие от степени зависания пород кровли*.

Местоположение максимума опорного давления l_{max} и ширина зоны пониженных напряжений l_n определяется через общий размер зоны опорного давления L_o ; $l_{max} = 0,32 L_o$ и $l_n = 0,13 L_o$.

* Корнилов В. Н., Вандышев А. М., Таскаев В. В. [и др.]. Бесцеликовая отработка мощных пологих и наклонных пластов. – М.: Недра, 1978. 171 с.

ПОДЗЕМНАЯ ГАЗИФИКАЦИЯ ТВЕРДЫХ ТОПЛИВ

Солдатов А. В., Гусманов Ф. Ф., Кокарев К. В.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Подземная газификация – превращение твердых топлив (угля, горючих сланцев) непосредственно на месте их залегания в недрах земной коры в горючий газ, который выводит на поверхность через буровые скважины.

Для стабильного получения горючего газа под землей необходимо учитывать особенности как самого пласта топлива, так и вмещающих его пород (направление, состав и степень метаморфизма угля, прочность пород и т. д.). П. г. у. осуществляется под действием высокой температуры (1000-2000 °С) и подаваемого под давлением дутья – различных окислителей (как правило, воздуха, кислорода и водяного пара). Для подвода дутья и отвода газа газификацию проводят в скважинах, расположенных в определенном порядке и образующих так называемый подземный генератор. В нем идут те же химические реакции, что и в обычных газогенераторах. Однако, условия подземной газификации специфичны. Вмещающие пласт топлива горные породы представляют собой своеобразные стенки реактора и одновременно материал, заполняющий выгазованное пространство. В газификации участвуют подземные воды, а также влага угля и горных пород.

Существует несколько методов П. г. у. Основой ее практической реализации явился предложенный в СССР (1933-1934) и впоследствии развитый (1945-1948) поточный метод газификации в целике пласта топлива. Метод состоит в газификации пласта в искусственно созданном канале (так называемом канале газификации) с регулируемым расходом дутья и газа. В эксплуатации могут находиться сразу несколько таких каналов.

При поточном методе газообразование происходит на поверхности канала, в термически подготовленном участке пласта топлива и в самом канале, поверхность которого разделяет газовую и твердую фазы. Реакции на поверхности канала гетерогенны; скорость их определяется главным образом диффузией дутья и размером этой поверхности. В канале газификации, где движется основная масса дутья, газа и паров, протекают гомогенные реакции, скорость которых зависит, прежде всего, от температуры и концентрации реагирующих веществ. В твердой фазе происходят термическое разложение и сушка органических соединений, входящих в состав угля и горных пород. При движении образующихся продуктов по порам и трещинам в направлении канала развиваются как гетерогенные, так и гомогенные окислительно-восстановительные реакции. Скорость процесса в твердой фазе в основном определяется его температурой.

В каждый канал газификации в соответствующей последовательности через один конец подают дутье, а через другой отводят газ. Ширина полосы угля, при которой в данных горно-геологических условиях происходит газификация, определяет расстояние между каналами.

Состав и теплота сгорания газа зависят как от качества угля и состава дутья, так и от горно-геологических условий (прежде всего от мощности и угла залегания пластов, свойств горных пород, притока подземных вод и т. п.).

Газ, производимый путем П. г. у., применяют для энергетических нужд (в основном как котельное топливо). Себестоимость газа (в пересчете на условное топливо) ниже себестоимости угля, добываемого шахтным способом, и выше себестоимости угля открытой добычи. Технико-экономические показатели П. г. у. определяются масштабами производства газа. При П. г. у. отпадает необходимость в труде людей под землей, улучшаются его условия и состояние воздушного бассейна, не нарушается плодородный слой почвы.

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ КОМПЛЕКСНОГО ОБЕСПЫЛИВАНИЯ

Доспехова А. А., Белов В. А.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Современные способы подземной добычи угля характеризуется образованием значительного количества пыли и выделением её в атмосферу горных выработок.

Борьба с пылью как профессиональной вредностью, предопределяющей возможностью заболевания рабочих пневмокониозов, представляет собой сложную инженерную и организационно-техническую задачу. Решение этой задачи, т.е. снижение запылённости в шахтах до уровня предельно допустимых концентраций, возможно только при комплексном применении различных способов предотвращения, снижения пылевыведения и обеспыливания рудничного воздуха.

Идея способа заключается в смачивании угольной пыли еще до ее образования. Предварительное увлажнение угля в массиве осуществляется путем нагнетания жидкости в угольный пласт и складывается из следующих основных процессов: напорной фильтрации жидкости по микротрещинам и порам; капиллярное насыщение микротрещин и пор и физико-химическое взаимодействие жидкости с веществом угля, приводящее к изменению надмолекулярного его строения. Чтобы повысить смачиваемость угля, используют растворы ПАВ, имеющие аполярную группу. К их числу относится смачиватель ДБ. Скорость фильтрации этого раствора превышает скорость фильтрации воды по направлению в 2 раза, вкрест направления – в 1,5 раза. При нагнетании раствора ДБ в пласт зона его увлажнения увеличивается на 50 %.

Для конкретных условий пласта определяем пыльность пласта, пользуясь сетевым анализом*. На основании этого устанавливаем показатель способности угля к изменению величины «т», равной тангенсу угла наклона прямой к оси абсцисс.

Величина «т» для данного сетевого анализа составила 0,53. Содержание пыли в разрушенном пласте равно 2,9. По формуле определим удельное пылевыведения пласта:

$$q_{\text{ПЛ}} = 150 \cdot a_{\text{ПЛ}} \cdot K_B \cdot K_H, \quad (1)$$

где $a_{\text{ПЛ}}$ – содержание в разрушенном угле частиц размером менее 70 мкм, при эталонном режиме разрушения, %; K_B – коэффициент, учитывающий средневзвешенное значение влажности угля; K_H – коэффициент, учитывающий средневзвешенное значение влажности значение вынимаемой мощности пласта.

Определим ожидаемое удельное пылевыведение, учитывающий влияние конструктивных параметров комбайна:

$$q_K = 16,7 \cdot K_M \cdot K_{\text{П}}, \quad (2)$$

где K_M – показатель степени измельчения угля для выемочного комбайна; $K_{\text{П}}$ – показатель, учитывающий изменение удельного пылевыведения в зависимости от компоновки выемочного комбайна.

Удельное пылевыведение комбайна определяется по формуле:

$$q_{\text{П}} = q_{\text{ПЛ}} \cdot v \cdot q_K, \quad (3)$$

где v – скорость движения воздуха в лаве.

* Руководство по борьбе с пылью в угольных шахтах. – М.: Недра, 1979.

Необходимая эффективность средств пылеподавления составит:

$$\varepsilon = 100 \cdot \left(1 - \frac{12}{q_{\text{П}}} \right), \quad (4)$$

Остаточная запылённость воздуха в 5-8 м от работы комбайна по ходу вентиляционной струи составит:

$$C_{\text{ост}} = \frac{1000 * 2 * q_{\text{ПЛ}} * q_{\text{К}} * P}{Q_{\text{Л}}} * K_{\text{в}} * K_{\text{С}} * K_{\text{Д}}, \quad (5)$$

где P – производительность комбайна, т/мин.; $Q_{\text{Л}}$ – расход воздуха через лаву; $K_{\text{в}}$ – коэффициент, учитывающий влияние скорости движения вентиляционной струи в очистном забое; $K_{\text{С}}$ – коэффициент, учитывающий эффективность комплекса обеспыливающих мероприятий в очистном забое, орошение с подачей воды в зону резания =0,92; предварительное увлажнение угольного массива = 0,8;

$$K_{\text{С}} = (1 - \varepsilon_1) - (1 - \varepsilon_2) \dots (1 - \varepsilon_n), \quad (6)$$

где $\varepsilon_1, \varepsilon_2, \dots, \varepsilon_n$ – эффективность отдельных мероприятий; $K_{\text{Д}}$ – коэффициент, учитывающий верхний предел крупности пыли.

Принимаем следующие средства для борьбы с пылью: предварительное увлажнение угольного массива водой с применением добавок, орошение с подачей воды в зону резания.

Для снижения содержания пыли в исходящих воздушных потоках не далее 20 м от лавы устанавливаются водяные завесы. По мере продвижения лавы завесы переносятся. Отставание завес от лавы не превышает 20 м. Завесы действуют в течение всего времени выемки угля в лаве и отключаются в ремонтно-подготовительные смены. Скопившаяся пыль вблизи завес убирается. Одновременно с уборкой пыли производится очистка водосточной канавки от шлама. Расход жидкости для водяной завесы принимается равным 0,1 л/м³ проходящего воздуха при давлении не менее 1,0 МПа.

ТЕХНИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПО ЗАКЛАДКЕ НА ООО «САФЬЯНОВСКАЯ МЕДЬ - МЕДИН»

Денисюк А. С., Белов В. А., Потапов В. В.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Отработка месторождения «Сафьяновское» ведется с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью.

Приготовление закладки проектом предусматривается в закладочном комплексе на промплощадке ствола «Вентиляционный». Применение технических мероприятий на ООО «Сафьяновская медь» с твердеющей закладкой дает возможность:

1. Снизить потери полезных ископаемых в недрах и их разубоживание, увеличить безопасность ведения горных работ, особенно при неустойчивых боковых породах и больших глубинах разработок, когда развивается значительное горное давление и имеется опасность горных ударов.

2. Отработать запасы полезных ископаемых, оставляемых под городами, отдельными сооружениями, лесами и водоемами в виде охранных целиков; полностью устранить или резко снизить пожароопасность полезных ископаемых, склонных к самовозгоранию руд;

3. Вести горные работы в сложных горно-геологических и гидрогеологических условиях при тектонических нарушениях, обводненности, наличии в рудном теле слоистости и трещиноватости;

4. Обеспечить лучшие условия труда, чем при применении обрушения кровли, устранить опасность травматизма из-за обрушений, вывалов, выброса газов, улучшить вентиляцию и проветривание очистных забоев за счет снижения объемов пустот;

5. Повысить темпы очистной выемки на обрабатываемых полях, обеспечивая одновременность ведения работ на нескольких этажах;

6. Ослабить и локализовать окислительные процессы, за счет сокращения потерь руды при добыче и надежной изоляции обрабатываемых участков, уменьшить опасность возникновения эндогенных пожаров.

С увеличением глубины горных работ твердеющая закладка становится одним из основных способов управления горным давлением. В последнее время она становится одним из факторов, снижающих объем капитальных затрат на вскрытие месторождения, поскольку позволяет располагать вскрывающие стволы в контуре месторождения.

Технологическая схема сооружений закладочного комплекса и цепи аппаратов приведена на рисунке 1. Технологический процесс приготовления закладочной смеси включает в себя следующие операции:

1) Доставка компонентов смеси в отделение приемных бункеров:

– цемент и никелевый шлак доставляются от прирельсовых складов на промплощадке Хвощевского рудника соответственно автоцементовозами и автосамосвалами;

– заполнитель:

а) дробленая на ПДСУ скальная порода доставляется от района отвалов автотранспортом;

б) известняк от Хвощевского карьера доставляется также автотранспортом.

2) Выдача материалов с дозировкой компонентов в помольно-смесительное отделение.

3) Измельчение и перемешивание компонентов смеси в барабане мельницы.

Из расходных бункеров, оборудованных электровибрационными питателями и дозаторами, порода и шлак подаются на ленточный конвейер, которым транспортируются в помольно-смесительное отделение.

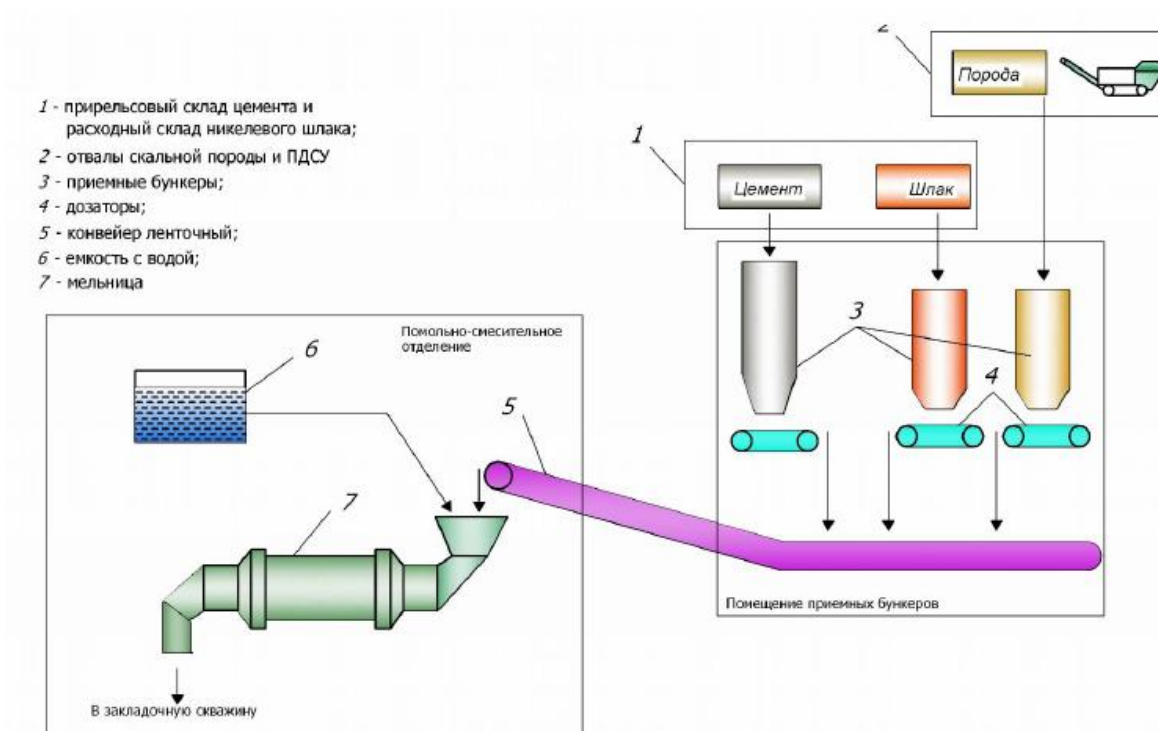


Рисунок 1 – Технологическая схема закладочного комплекса

Из расходного бункера цемент через репульпатор и вода из емкости, расположенной в ПСО, подаются непосредственно в шаровую мельницу.

Готовая закладочная смесь самотеком поступает по одной из скважин в закладочный трубопровод до закладочного горизонта в шахте и далее по горизонтальным магистральным и участковым ставам к закладываемым камерам и блокам.

При разработке технологической схемы закладочного комплекса в данном проекте был использован опыт и технические решения действующих закладочных комплексов.

ЭФФЕКТИВНОСТЬ АВТОМАТИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ ВЗРЫВОПОДАВЛЕНИЯ

Осинцев С. А., Белов В. А., Потапов В. В.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Автоматическая система взрывоподавления – локализации взрывов метановоздушной смеси и угольной пыли в подземных горных выработках угольных шахт.

С увеличением глубины отработки угольных пластов возрастает необходимость решать проблему борьбы с метаном и угольной пылью в подземных горных выработках. Воспламенения и взрывы газопылевоздушной смеси в атмосфере угольных шахт могут приводить к крупным авариям, следствием которых зачастую являются значительные материальные потери и человеческие жертвы.

Горение – это совокупность сложных химико-физических процессов, таких как химические реакции, теплопередача, диффузия и др. Именно передача тепла и диффузия активных центров пламени обуславливают процесс распространения его по горючей газовой смеси в шахтном воздухе.

В зависимости от скорости распространения пламени v_i различают дефлаграционное (скорость фронта пламени значительно меньше скорости звука) и детонационное горение, т.е. взрыв (скорость фронта пламени больше скорости звука). В реальности, между дефлаграционным горением, когда ударная волна вообще отсутствует, и детонационным, когда фронт пламени и фронт ударной волны совмещены, находится довольно значительная область так называемых двойных нестационарных разрывов, где фронт ударной волны распространяется с большей скоростью, чем фронт пламени. Именно со скоростью от 100 до 1000 м/с распространяется фронт пламени при реальных взрывах метановоздушных смесей (МВС) и угольной пыли в подземных горных выработках шахт, опасных по газу и пыли. Следует отметить, что нормальная скорость горения МВС (при объёмной доле CH_4 9,5 %) равна 0,4 м/с, а скорость детонации – 1650 м/с.

При этом следует отметить, что реакции групп 3 и 4 труднее «запустить» из-за более высоких значений средней энергии активации, но они протекают в тысячи раз быстрее реакций групп 1 и 2. Реакции групп 3 и 4 могут протекать, например, во фронте пламени развившегося взрыва МВС. Мгновенное выделение при взрыве огромного количества тепла, многократное повышение давления приводят к образованию разрушительной ударной волны, на границе сжатого и несжатого газа. Ширина фронта волны сопоставима со средней длиной свободного пробега молекул $1 \cdot 10^{-4} \div 1 \cdot 10^{-5}$ см.

В ряде исследований было установлено, что в горючих газовых смесях происходит заметное взаимное уменьшение пределов взрываемости их компонентов – газа и пыли. Так, при объёмной доле метана V в воздухе, равной 6 %, верхний предел взрываемости угольной пыли увеличивается вдвое, а наличие в воздухе, например, $50 \div 100$ г/м³ угольной пыли обеспечивает взрываемость МВС, если объёмная доля метана составляет всего лишь 2 %.

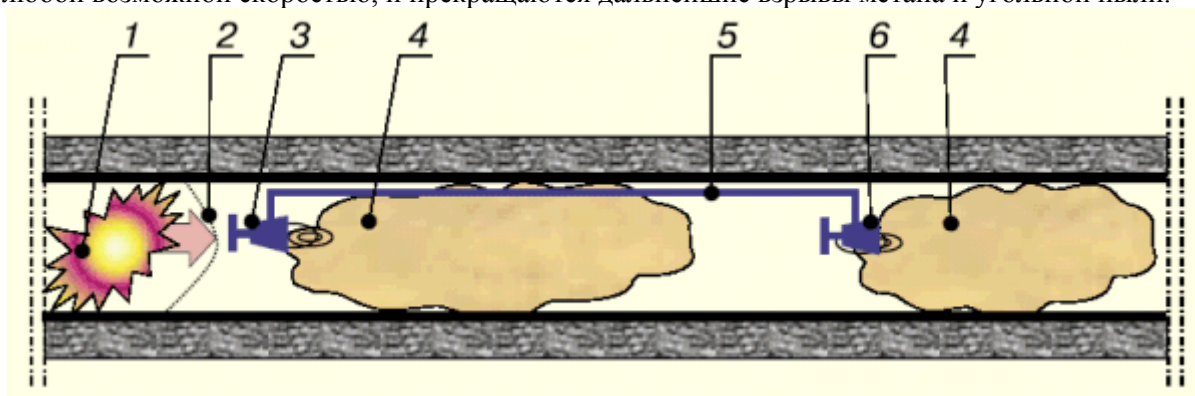
Согласно § 263 действующих Правил безопасности в угольных шахтах (РД 05-94-95), для предотвращения распространения взрывов угольной пыли по сети горных выработок забои подготовительных выработок, проводимые по углю и породе с помощью комбайнов или взрывных работ, а также сопряжения лав со штреками, распределительные пункты и другие места установки электрооборудования в участковых выработках должны защищаться автоматическими системами локализации взрывов метана и угольной пыли в начальной стадии их возникновения*.

Однако в настоящее время на угольных шахтах России отсутствуют автоматические системы взрывоподавления – локализации взрывов. Такие системы не выпускает отечественная промышленность.

* Правила безопасности в угольных шахтах (РД 05-94-95). – М.: Недра, 1994.

Межведомственной комиссией по взрывному делу при Академии горных наук разработана автоматическая система взрывоподавления – локализации взрывов (АСВП-ЛВ), предназначенная для защиты горных выработок от распространения по ним взрывов, метановоздушной смеси и угольной пыли, путём принудительной подачи взрывоподавляющего вещества энергией сжатого воздуха высокого давления в горную выработку на пути предполагаемого распространения по ней фронта пламени. Система «АСВП-ЛВ» эффективно подавляет взрывные процессы в сети горных выработок, как в области двойных нестационарных разрывов, так и в случае перехода взрывного процесса в детонацию, когда фронт пламени совмещен с фронтом ударной волны. Отметим, что «АСВП-ЛВ» единственная техническая система в мире способная подавлять развившиеся динамические процессы, при которых скорость распространения фронта пламени совпадает со скоростью ударной волны.

Автоматическая система «АСВП-ЛВ» позволяет подавлять детонационные процессы за счет принудительного срабатывания двух и более устройств после срабатывания первичной установки от ударной волны. Один из вариантов расположения «АСВП-ЛВ» для подавления детонационного процесса в горной выработке показан на рисунке 1. Принудительное срабатывание позволяет создавать долгоживущие (до 10 с) аэрозольные пламегасящие облака (заслоны) достаточной плотности и длины (60 м и более) до прихода даже совмещенного по скоростям распространения фронта пламени с фронтом ударной волны. В результате ликвидируется фронт пламени, распространяющийся по подземным горным выработкам с любой возможной скоростью, и прекращаются дальнейшие взрывы метана и угольной пыли.



- 1, 2 — фронт соответственно пламени, ударной волны;
 3 — «АСВП—ЛВ»; 4 — пламегасящее облако (пламегасящий заслон);
 5 — линия связи между устройствами (электрический провод);
 6 — дублирующее устройство «АСВП—ЛВ»

Рисунок 1 – Вариант расположения устройств «АСВП - ЛВ» для подавления детонационного процесса в горной выработке

Обобщая результаты приёмочных испытаний опытного образца «АСВП-ЛВ», можно сделать вывод, что применение автоматических систем с принудительным распылением взрывоподавляющих порошковых составов является наиболее перспективным способом предотвращения и локализации взрывов и вспышек метана или угольной пыли на шахтах России, направленным на обеспечение безопасности работы шахтеров.

ВЛИЯНИЕ ЦЕЛИКОВ И КРАЕВЫХ ЧАСТЕЙ ПЛАСТОВ НА ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ВЫРАБОТКИ

Солдатов А. В., Голотвин А. Д., Белов В. А.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Приведены результаты шахтных наблюдений за состоянием подготовительных выработок. Выполнена оценка влияния горно-геологических и горнотехнических факторов на размеры зон ПГД в зависимости от ширины зоны опорного давления на влияющем пласте. Выполнены исследования прочностных свойств горных пород на различных глубинах. Для решения поставленных задач применялся комплексный метод исследований, включающий:

- натурные исследования: обследование шахт, визуальные наблюдения, инструментальные наблюдения, специальные шахтные эксперименты, отбор проб пород для лабораторных исследований;
- лабораторные исследования, в которые входят: моделирование, изучение физико-механических свойств горных пород;
- экспериментально – аналитическая оценка состояния напряжённо-деформированного состояния горных пород в зоне влияния целиков и краевых частей угольных пластов.

На основании анализа, обобщения инструментальных наблюдений и математической обработки результатов, установлено, что между размером зоны временного опорного давления впереди очистной выработки $L_{од}$, глубиной разработки H и вынимаемой мощностью пласта m_b существует зависимость. В результате аналитических решений определён коэффициент концентрации давления у груди забоя лавы K_{max} при глубине разработки $H = 200...600$ м, вынимаемой мощности пласта $m_b = 1,5...3,5$ м, составил $K_{max} = (2,2...2,6)\gamma H$; на границе зоны опорного давления $K_{max} = (1,1...1,15)\gamma H$.

Размер зоны влияния ПГД (далее по тексту - дальность влияния) под краевую часть пласта по нормали к напластованию составлял $(0,6 \dots 1,1) L_{од}$, на уровне влияющего пласта, в сторону массива $(0,5...1,0)L_{од}$, в сторону выработанного пространства $(0,1...0,2)L_{од}$. Сильное влияние под кромку краевой части проявляется на глубину $(0,3...0,5)L_{од}$, в плоскости пласта, в сторону массива $(0,3...0,5) L_{од}$, в сторону выработанного пространства до $0,1L_{од}$. Дальность влияния по глубине под целиком шириной $(0,5...1,25) L_{од}$ составляла до $1,5 L_{од}$, в сторону выработанного пространства до $0,25 L_{од}$. При ширине целика менее $0,05L_{од}$, влияние его было либо слабым, либо совсем не отмечалось [1-4].

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Борисов А. А. Механика горных пород и массивов. – М.: Недра, 1980. 353 с.
2. Указания по управлению горным давлением в очистных забоях под (над) целиками и краевыми частями при разработке свиты угольных пластов мощностью до 3,5 м с углом падения до 350 / Сост. Летов С. А., Слинкин Б. П., Голотвин А. Д. и др. под ред. Кузнецова С. Т. – Л.: ВНИМИ, 1984. 62 с.
3. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. – Л.:ВНИМИ, 1986. 222с.
4. Белов В. А., Голотвин А. Д. Оценка параметров опорного давления впереди очистного забоя // Изв. вузов. Горный журнал. 2005. № 1. С. 18-21.

ОСОБЕННОСТИ РАЗРАБОТКИ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

Гусманов Ф. Ф., Бородин М. Н.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Практика отработки Орловского, Рубцовского и подобных им месторождений показала, что коэффициент крепости пород изменяется от 2 до 18. Часто руды ведут себя так же, как при крепости $0,5 \div 2$. Так, в условиях Рубцовского рудника при системах с гидравлической закладкой за счет увлажнения породы ведут себя как при крепости $f=0,2$.

Цель исследования – физико-механическое обоснование устойчивости горных пород в условиях изменяющегося коэффициента крепости от 2 до 18 и оценка несущей способности крепи очистных и подготовительных выработок. По результатам исследований установлено, что вмещающие породы (метасоматиты хлоритизированные) при водонасыщении теряют прочность, что ведет к разрушению горных выработок.

Для определения физико-механических свойств пород были отобраны пробы в блоке 11-12. Отбор проб производился в соответствии с ГОСТ 22153.0-711. Штуфы были сильно трещиноватые, слоистые и разрушались даже при незначительном ударе молотка. Камнерезная обработка для получения стандартных кубиков для испытаний на сжатие оказалась невозможной. Поэтому коэффициент крепости f определялся методом толчения по ГОСТ 21153.1-75, при этом выяснилось, что в дробленном материале выделяются частицы с $f=10 \div 12$ и более, которые при погружении в воду практически не размокали (в течение месяца). Вместе с тем присутствуют частицы с коэффициентом крепости $1 \div 2$, которые размокают практически мгновенно (в течение 10 мин.).

На этом основании считаем, что резкое снижение устойчивости выработок обуславливает содержание таких включений менее 5-10%. Рекомендовано определять крепость пород с учетом их водоустойчивости. Необходимо вести постоянный мониторинг крепости в зависимости от их влажности и применять соответствующее крепление.

По результатам исследования сделаны следующие выводы:

1. Руды и породы Рубцовского месторождения полиметаллов сложены вулканогенно-осадочными породами, значительно различающимися как объект разработки по физико-техническим свойствам.

2. На Восточном фланге месторождения по геологоразведочным данным Рубцовского рудника коэффициент крепости руд и пород составляет $f = 1,5-2$.

3. По результатам наших испытаний даже в пределах одного очистного забоя (слой 8 бис блок 11-2) показатели по отдельным штуфам колебались в пределах:

- коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протоdjeяконова от $f = 4-5$ до $f = 15-20$;
- скорость размокания от практически мгновенных значений до сохранения массы и прочности после 10-суточного нахождения в воде.

4. Теоретическими расчетами (СНиП 2-94-80) по величине смещения контура выработки породы Восточного фланга месторождения соответствуют:

- при $f = 1,5-20$ категории неустойчивых, смещения контура выработки по вертикали – 200 мм, по горизонтали – 110 мм;
- при $f = 4,5$ категории средней устойчивости, смещения контура выработки – по вертикали 53 мм, по горизонтали – 30 мм;
- при $f = 7$ категории устойчивых, смещения контура выработки по вертикали – 27 мм, по горизонтали – 15 мм.

5. Установлено, что расчетная величина нагрузки на выработку шириной 3 м составляет:

- для $f = 1,5-2,0$ $Pp = 170$ кН (17 т);
- для $f = 4,5$ $Pp = 8,3$ кН (8,3 т);
- для $f = 7$ $Pp = 55$ кН (5,5 т).

6. Паспортом крепления выработок на Восточном фланге месторождения предусматривается крепление спаренными неполными крепежными рамами (неполными дверными окладами – НДО) в разбежку через 1,4 м с опережающей крепью.

Расчетная несущая способность НДО определяется прочностью верхняка и составляет:

- при диаметре верхняка $d = 0,2$ м длиной $l = 3,0$ м $P_{\text{НЕС}}^{\text{B}} = 31,3$ кН (3,13 т);
- при диаметре верхняка $d = 0,25$ м длиной $l = 3,0$ м $P_{\text{НЕС}}^{\text{B}} = 59,2$ кН (5,92 т);
- несущая способность крепежной рамы, усиленной подкосами посередине ($d = 0,2$ м $l = 1,5$ м) $P_{\text{НЕС}}^{\text{YC}} = 142,2$ кН (14,2 т).

7. Расчетное необходимое количество НДО ($d = 0,2$ м $l = 3,0$ м) на 1 пог. м выработки шириной 3 м:

- при $f = 1,5$ $N = 5$;
- при $f = 4,5$ $N = 3$;
- при $f = 7$ $N = 2$.

Необходимое количество НДО ($d = 0,25$ м $l = 3,0$ м) на 1 пог. м выработки шириной 3 м:

- при $f = 1,5$ $N = 3$;
- при $f = 4,5$ $N = 2$;
- при $f = 7$ $N = 1$.

Необходимое количество усиленного подкосами НДО с пролетом $l_{\text{пр}} = 1,5$ м, $d = 0,2$ м:

- при $f = 1,5$ $N = 1$;
- при $f = 4,5$ $N = 1$;
- при $f = 7$ $N = 1$.

8. В связи с неоднородностью пород по крепости и водоустойчивости в пределах одной выработки рекомендуется комбинированная крепь в соответствии с п. 7 на основе мониторинга крепости и влажности пород. Для действующих выработок рекомендуется перекрепка на участках снижения крепости до $f = 1,5-2,0$.

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ПУТИ ИХ РЕШЕНИЯ

Потапов В. В., Данилов С. И., Осинцев С. А.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

По прогнозам специалистов доля угля в мировом топливно-энергетическом балансе (ТЭБ) к 2020 году возрастет до 25-30 %. В России к этому году рассчитывают добывать 450 млн т угля с ростом его доли в ТЭБ до 18-23 % против 10-12 % в 2005 году, в котором было добыто 286 млн т.

Подземным способом, который считают наиболее экологическим по сравнению с другими способами, в нашей стране добывают 35 - 37 % угля от общего объема. Значительную часть в этой доле составляют ценные коксующиеся угли - основное сырье коксохимического производства. Исходя из вышесказанного, можно полагать, что составляющая подземной разработки снижаться не будет, а абсолютные объемы добычи согласно прогнозам будут расти. Но, как и любая геотехнология, подземная разработка угольных месторождений сопряжена с решением ряда проблем, обусловленных в основном горно-геологическими условиями залегания пластов, структурными особенностями и качественными характеристиками угля, а также увеличением глубины ведения работ [1].

Одной из важных проблем подземной технологии является высокая зольность отбитого угля. В России в 2005 году в каждой тысяче тонн отбитой угольной массы на поверхность выдавалось в среднем 195 т породы [1].

Это происходит в результате отработки сложно структурных пластов на всю вынимаемую мощность, без селекции породных прослоек высокопроизводительными механизированными комплексами и агрегатами. Удельный вес которых в подземной угледобыче в 2002 году превысил 90 %. Разубоживание угля происходит также при проведении подготовительных выработок по пласту с подрывкой боковых пород сплошным забоем без раздельной выемки, что неизбежно при современных высоких темпах подготовки очистного фронта. В силу указанных причин зольность отбитого угля на отдельных шахтах России достигла 35-41 % при материнской зольности пластов в диапазоне 8- 0 %.

Установлено, что даже после обогащения разные фракции (разные марки) обогащенного угля имеют зольность от 4 до 20-25 % и более. Низкое качество добываемого угля становится серьезным препятствием на пути к рынку. Неполная реализация добытого угля - огромный ущерб не только для угольной отрасли, но и для его потребителей. Однако гораздо больший ущерб несут шахты, обогатительные фабрики, а также и предприятия, использующие уголь при производстве тепловой и электрической энергии. Комплексы этих предприятий наносят огромный вред окружающей среде, поскольку отходы от обогащения и переработки зольного угля достигают 60-70 % его массы [2].

Породные отвалы шахт на поверхности, содержащие значительные объемы угля, являются опасными объектами по его самовозгоранию и сбросу в почвы, водные источники и атмосферу вредных веществ. Но, с другой стороны, эти отвалы могут быть квалифицированы как техногенные месторождения.

Лучшим способом утилизации пустой породы и отходов обогащения представляется закладка выработанных пространств после выемки угля, что не только исключает возможность загрязнения поверхности, но и сохраняет ее от проседания и провалов. Размещение породы в шахте с выкладкой ее в охранные бутовые и закладочные массивы обеспечит полноту выемки запасов угля, снизит объемы горнопроходческих работ по воспроизводству очистного фронта, снизит опасность проявлений горного давления в очистном забое и на его сопряжениях. Достигаемая при этом экономия за счет снижения затрат на транспорт породы, уменьшения зольности добываемого угля и улучшения состояния очистных и подготовительных выработок позволит повысить эффективность разработки сложных по структуре пластов.

Многие угольные месторождения представлены пластами различной мощности и с разным качеством энергетических углей (материнской зольностью, теплотворной способностью, содержанием серы, фосфора и т. п.). При этом на шахтах обычно отрабатывают в первую очередь более мощные пласты с углем далеко не всегда высокого качества, а затем переходят к отработке менее мощных пластов. Такой порядок отработки пластов разной мощности и качества угля обычно ограничивает производственную мощность шахты в начальный период эксплуатации и особенно при переходе на менее мощные, но качественные пласты. В результате оказывается, что при разработке менее качественных или меньшей мощности пластов, работа шахты эффективна из-за недостаточной малой производственной мощности и большой доли условно-постоянных затрат в себестоимости разработки, которая обычно составляет от 0,65 - 0,8 на шахтах небольшой производственной мощности и до 0,4 – на крупных шахтах. Часто такие запасы оказываются бросовыми, что привело к закрытию шахт [3].

Сложившееся положение является следствием недостаточной разработанности в современных экономических условиях научных основ рационального использования недр и совершенствования технологии разработки в направлении повышения качества добываемого угля. Эти вопросы рассматриваются без учета взаимосвязи с процессами обогащения и дальнейшей переработки угля. Обоснования экономической целесообразности повышения качества добываемых углей, особенно коксующихся, является весьма актуальной задачей для отрасли [1].

Совершенствование технологий с обогащением углей и, соответственно, улучшение экономических показателей очистных работ в последние годы связывают, в первую очередь, с введением операции предварительного обогащения на добычных участках.

Предварительное обогащение углей может быть реализовано: механическими методами – гравитационными, специальными, избирательным дроблением-грохочением или методами радиометрической сепарации.

Возможна и комбинированная технология предварительного обогащения, включающая несколько различных процессов.

Применительно к углям известны случаи использования для предварительного обогащения: механизированной переработки избирательного дробления-грохочения, радиометрической сепарации, разделение углей и породы по коэффициентам трения, сочетание гидравлической выемки угля с гидроудалением породы в подземных условиях [1, 2].

Преимущества подземного обогащения угля по сравнению с традиционными схемами заключаются в следующем:

- породу можно использовать для закладки выработанного пространства и укладки бутовых полос без дополнительных затрат на транспортировку, что позволяет перейти к управлению кровлей очистного забоя способом закладки;
- возрастает производительность шахтного подъема по углю, что позволяет при тех же параметрах существенно повысить годовую мощность шахты и улучшить ее технико-экономические показатели;
- упрощается, а иногда и исключается отвальное хозяйство на поверхности, что позволяет кардинально улучшить экологическую обстановку в районе разработки.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Пацук В. Е. Обоснование параметров технологических схем с подземным обогащением угля: автореф. дис. ... канд. техн. наук. М., 1994. 24 с.
2. Потапов В. В. Технология разработки месторождений угля с предварительным его обогащением в подземных условиях: дисс. ... канд. техн. наук. Екатеринбург, 2007. 210 с.
3. Потапов В. В. Технология разработки угольных месторождений, обеспечивающая экологическую и промышленную безопасность горных работ / Н. Г. Валиев, В. Я. Потапов, В. В. Потапов // Изв. вузов. Горный журнал. № 6, 2011. С. 101-108.

ОСОБЕННОСТИ ПРОЯВЛЕНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В ПРИСЕЧНЫХ ВЫРАБОТКАХ

Вандышев А. М., Прохоров А. М.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Более 85 % добычи угля из очистных забоев на пластах пологого и наклонного падения на шахтах России осуществляется по бесцеликовой технологии. Несмотря на внедрение в последние годы технологических схем многоштрековой подготовки выемочных полей, будут преобладать бесцеликовые технологические схемы. При проведении выработок вприсечку к выработанному пространству характер развития смещений пород и формирование нагрузки на крепь существенно отличается от того как это происходит при расположении их в массиве и охране целиками угля.

С уменьшением ширины целика характер смещения пород и формирование давления пород на крепь носит ассиметричный характер. Большим деформациям подвергаются породы кровли со стороны восстания. Об этом свидетельствуют наблюдения с помощью глубинных реперов (рисунок 1, а) и динамометров (рисунок 1, б) [2].

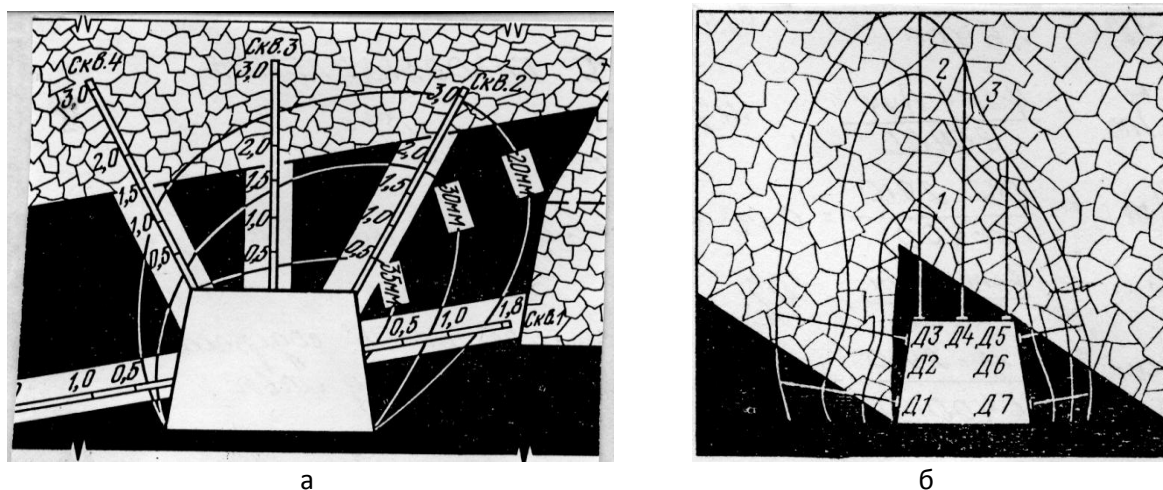


Рисунок 1 – Смещения пород в вентиляционном штреке лавы 25 (а) и распределение нагрузки на крепь в вентиляционном штреке лавы 14 (б)

Наибольший размер зоны пониженных напряжений (R , м) в породах кровли выемочных штреков для широкого круга горно-геологических условий может быть определен по формуле:

$$R = 0,95 \cos \alpha \sqrt{\frac{2a}{f} \ln HK_{\text{ц}}},$$

где α – угол падения пласта, град; a – половина ширины выработки, м; f – коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протождяконова; H – глубина заложения выработки, м; $K_{\text{ц}}$ – коэффициент, учитывающий влияние ширины целика ($b_{\text{ц}}$): при $b_{\text{ц}}=0$ – $K_{\text{ц}}=1,17$; при $b_{\text{ц}}=5-10$ м – $K_{\text{ц}}=1,45$; при $b_{\text{ц}}=25$ – $K_{\text{ц}}=1,15$.

Отличительные особенности формирования горного давления на крепи присечных выработок должны учитываться при их конструировании и выборе, а также при разработке специальных мероприятий по повышению устойчивости выработок.

ОПТИМАЛЬНЫЕ ПАРАМЕТРЫ РАСКЛИНКИ В РАМНЫХ КРЕПЯХ

Глубоковских Ю. С.

Научный руководитель Корнилков М. В., д-р техн. наук, профессор
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Анализ эффективности конкретных параметров рамной крепи с расклинкой (количество расклинок, места их установки, усилия в соединительных узлах) проводился в следующей последовательности:

- предварительный расчет арочной крепи без применения усиливающих элементов;
- исследование распределения изгибающих моментов по периметру крепежной рамы;
- определение возможных вариантов усиления крепи, включающих в себя последовательность приложения силовых воздействий в зонах вновь образованных экстремумов моментов;
- расчет рамной крепи с заменой расклинок жесткими связями или сосредоточенными силами, характеризующие жесткостью расклинки.

Для обоснования выбора параметров рамной крепи с расклинкой проведен анализ возможных вариантов усиления рамной крепи при помощи расклинок, который проводился на основе разработанной программы для персональных компьютеров, реализованной в среде программирования «Delphi» (Object Pascal). В качестве примера на рисунке 1 приведены результаты расчетов величин изгибающих моментов в арочной крепи при следующих условиях: высота выработки $H=3,5$ м, радиус свода $R=2,4$ м, шаг установки рам $L=1$ м. Параметры нагрузки на крепь: при симметричном загрузке рамы крепи – $q_B = 75,8$ кН/м, $q_B = 37,4$ кН/м; при асимметричном – $q_B = 57,0$ кН/м, $q_B = 28,0$ кН/м; $q_D = 40$ кН/м; угол падения пород $\alpha = 20^\circ$ (соответствует координате максимального изгибающего момента в верхняке крепи). Расчет арочной крепи был проведен в соответствии с расчетной схемой УГГГА [1, 2, 3].

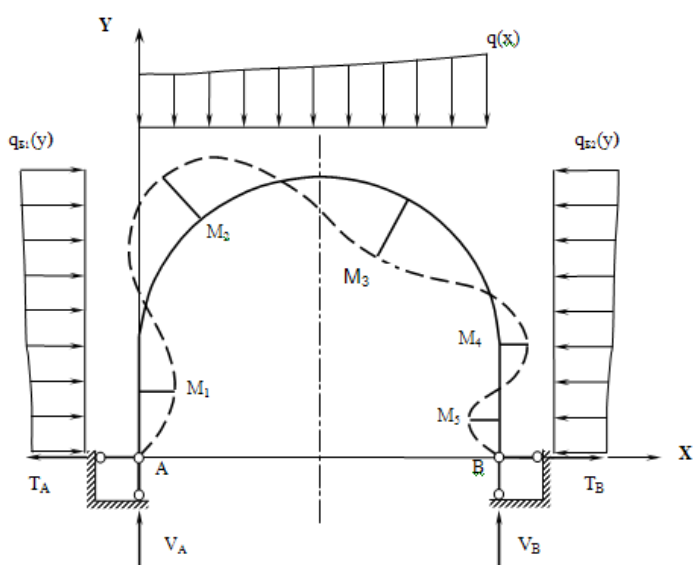


Рисунок 1 – Обобщенная расчетная схема арочной крепи

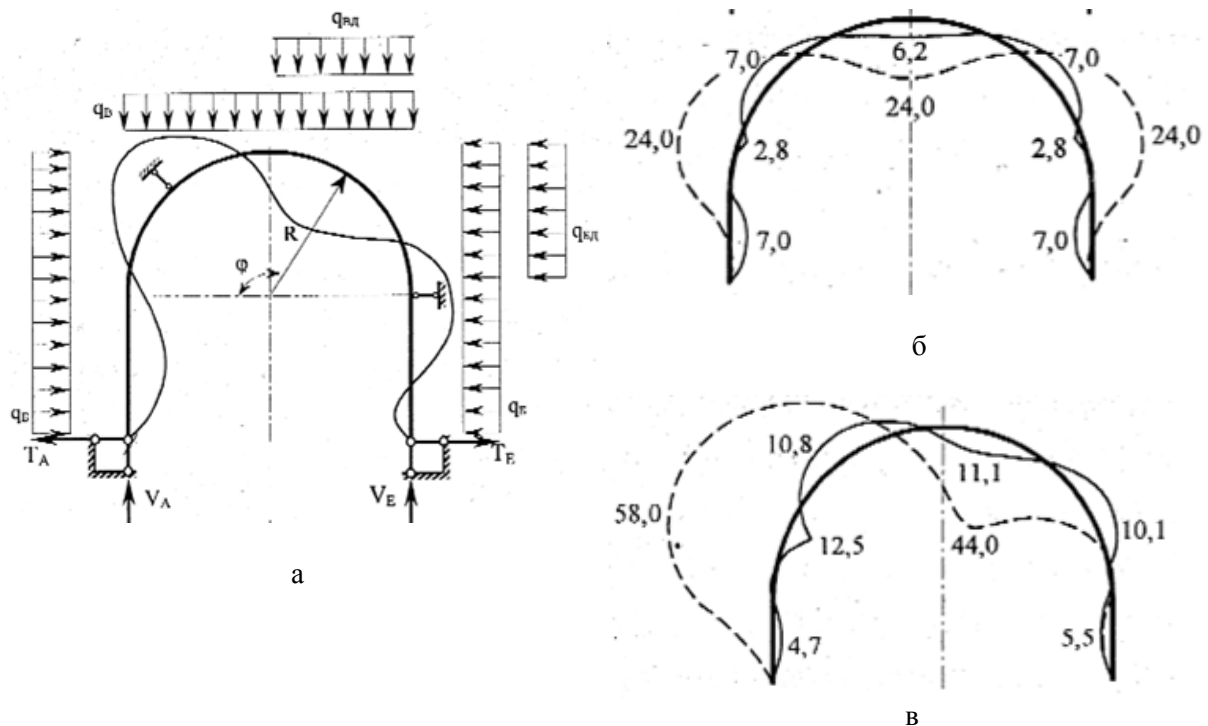
анкерных крепях, осуществляют одностороннее воздействие на раму крепи. Расклинка будет взаимодействовать с рамой крепи только в зонах, в которых изгибающий момент M_2 и M_4 деформирует крепь в сторону породного массива. В остальных экстремумов моментов M_1 , M_3 , M_5 , изгибающих крепь внутрь выработки, целесообразно устанавливать анкерные соединительные узлы (см. рисунок 1).

Расклинка металлических податливых крепей арочных конфигураций обычно осуществляется с помощью деревянных клиньев, устанавливаемых в зоне узлов податливости (для трехзвенной арочной крепи) в промежуток между рамой крепи и породным контуром. Назначение расклинки заключается в фиксации рамы в ее проектном положении; обеспечении работы узлов податливости в заданном режиме; создании пассивного отпора пород при воздействии активной нагрузки в зонах максимального смещения породного контура выработки [6].

Расклинивающие элементы так же, как и анкеры в рамно-

Традиционные конструкции расклинивающих элементов, в частности, деревянные, обладают достаточно высокой жесткостью, в связи с чем в расчетных схемах предлагается представлять их в виде жестких связей (рисунок 2а) как в расчетных схемах рамно-анкерных крепей [7, 8]. Данная расчетная схема во многом аналогична вариантам с созданием предварительного напряженного состояния рамы, поскольку породный массив в первую очередь будет воздействовать на крепь через расклинку до момента, когда после расслоения пород сформируется окончательная нагрузка на крепь по всему периметру рамной конструкции.

На рисунке 2, б, в приведены эпюры изгибающих моментов, возникающих в арочной крепи при использовании расчетной схемы, в которой расклинки (при симметричной нагрузке - в точках $\varphi_1=20^\circ$, $\varphi_2=160^\circ$, при асимметричной нагрузке - $\varphi_1 = 25^\circ$, $\varphi_2 = 170^\circ$) заменяются жесткими связями. Величины нагрузок на крепь приняты такими же, как при расчете арочной крепи. Пунктирной линией на рисунках показаны эпюры изгибающих моментов в арочной крепи без расклинки. Анализируя эпюры изгибающих моментов, необходимо отметить, что применение жестких расклинок уменьшило величину изгибающих моментов в крепи при симметричной нагрузке в 3,4 раза и при асимметричной нагрузке - в 4,4 раза [4, 5].



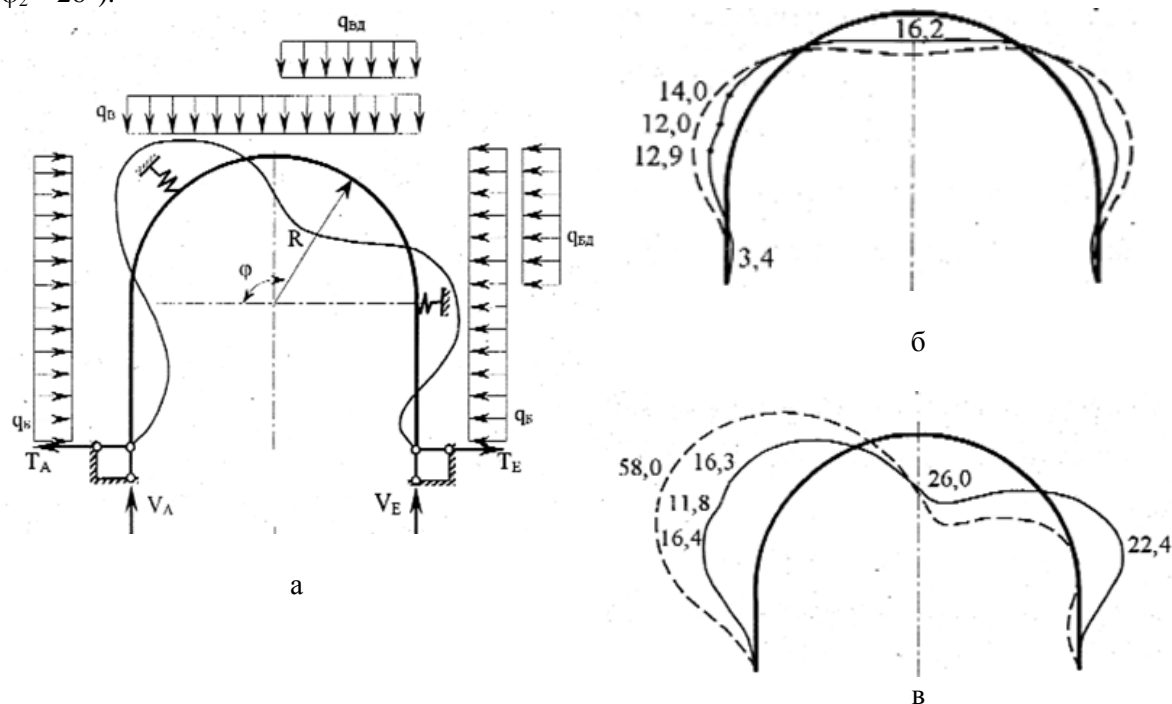
а – расчетная схема; б – при симметричной нагрузке (две точки расклинки: $\varphi_1 = 20^\circ$, $\varphi_2 = 160^\circ$); в – при асимметричной нагрузке (две точки расклинки $\varphi_1 = 25^\circ$, $\varphi_2 = 170^\circ$)

Рисунок 2 – Расчетная схема (а) арочной крепи с расклинкой, представленной жесткими связями, и эпюры изгибающих моментов (кН·м)

При использовании расклинивающих элементов с высокими деформационными характеристиками (полимерные смолы, низко модульные строительные растворы) в расчетных схемах арочных крепей целесообразно заменять расклинки упругими связями с ограничениями по максимально возможной реакции (рисунок 3а).

На рисунке 3б, в приведены эпюры изгибающих моментов, полученных при использовании расчетной схемы арочной крепи, в которой расклинки заменяются упругой связью с ограничением по максимально возможной реакции ($P_p = 20$ кН). Необходимо отметить, что при асимметричном нагружении крепи устанавливать расклинку в правой половине крепежной рамы нецелесообразно, поскольку, являясь односторонней связью, расклинка не будет создавать реакцию при взаимодействии с рамой крепи (при заданных

геометрических параметрах крепи и внешней нагрузке). Поэтому в приведенном расчетном примере установлено две упругие расклинки на небольшом расстоянии друг от друга ($\varphi_1 = 24^\circ$, $\varphi_2 = 26^\circ$).



а – расчетная схема; б – при симметричной нагрузке (две точки расклинки: $\varphi_1 = 20^\circ$, $\varphi_2 = 160^\circ$); в – при асимметричной нагрузке (две точки расклинки $\varphi_1 = 24^\circ$, $\varphi_2 = 26^\circ$)

Рисунок 3 – Расчетная схема (а) арочной крепи с расклиной, представленной упругими связями, и эпюры изгибающих моментов (кН.м)

При симметричном приложении нагрузки применение расклинок с заданной величиной усилия ($P_p = 20$ кН) повышает несущую способность крепи в 1,5 раза (см. рисунок 3, б), при асимметричном приложении нагрузки – в 2,3 раза (см. рисунок 3, в).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Корнилов М. В. Расчет рамно-анкерных крепей как систем с односторонними лишними связями // Изв. вузов. Горный журнал. 1994. № 2. С. 28-31.
2. Корнилов М. В., Краев Ю. К. Выбор расчетной схемы рамно-анкерной крепи // Технология подземной разработки месторождений: Межвуз. науч.-темаг. сб / Уральский горный ин-т. Екатеринбург, 1992. С. 21-27.
3. Корнилов М. В., Черев Д. А. Влияние параметров управляющих силовых воздействий на несущую способность рамных крепей горных выработок // Проблемы геотехнологии и недроведения. (Мельниковские чтения) // Доклады международной конференции 6-10 июля 1998 г. Т. 3. Екатеринбург: УрО РАН, 1998.
4. Корнилов М. В. Управление напряженно-деформированным состоянием рамных крепей: дисс. ... д-р техн. наук. Екатеринбург, 1999. 74 с.
5. Черев Д. А. Выбор параметров рамно-анкерной крепи на основе исследования закономерностей изменения внутренних усилий: дисс. ... канд. техн. наук. Екатеринбург, 2004.
6. СНиП II-94-80. Подземные горные выработки. Нормы проектирования. – М.: Стройиздат, 1982. 31 с.
7. Киселев Е. С. Научные основы и методы расчетов рамных крепей горных выработок: дисс. ... д-р техн. наук. М., 1973. 361с.
8. Бурчаков Ю. И., Гнедин В. Е., Денисов В. М. Строительная механика. – М.: Высшая школа, 1983. 255с.

К ВОПРОСУ ОБ ОСОБЕННОСТЯХ ПЕРЕРАСПРЕДЕЛЕНИЯ НАПРЯЖЕНИЙ И НЕОБРАТИМЫХ ДЕФОРМАЦИЙ В ЗАБОЕ ВЕРТИКАЛЬНОГО СТВОЛА ПРИ РАЗНОКОМПОНЕНТОМ НАПРЯЖЕННОМ СОСТОЯНИИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

Назимко И. В.¹, Купенко И. В.², Борщевский С. В.², Глебко В. В.²

¹УкрНИМИ

²ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет»

Несмотря на то, что объемы шахтного строительства в последние десятилетия в Украине уменьшились, уголь остается основным источником энергетической независимости Украины. В связи с этим строительство новых шахт, подготовка новых горизонтов продолжается и необходимость проходки вертикальных стволов постоянно существует. Особенностью разработки угольных месторождений в Украине является то, что уголь на глубинах до 700 м практически весь отработан, и основные запасы месторождений находятся свыше 800-1000 м, а ряд шахт ведет отработку угольных пластов на глубине свыше 1300 м. В связи с этим возникают новые проблемы обеспечения устойчивости стволов не только во время эксплуатации, но и во время проходки из-за высокого уровня горного давления и интенсивного его проявления. Еще одним фактором, который усложняет проходку вертикальных стволов на больших глубинах является неоднородность напряженного состояния на больших глубинах и наличие активной горизонтальной составляющей компоненты горного давления, которая может превышать даже вертикальную компоненту. Именно эта проблема исследуется в данной статье.

В работе исследовалось влияние неравнокомпонентности исходного поля напряженного состояния горного массива, в котором проходится ствол на устойчивость его забойной части. На рисунке 1 показана схема пересечения стволом слоистой толщи пород, представленной угольным пластом, к которому примыкают непосредственная почва и кровля (трехмерная модель массива со стволом) и конечноэлементная разбивка. Глубина пересечения составляет 1200 м, диаметр ствола в черне равен 8 м. Учитывая, то, что забойная часть находится в трехмерном напряженном состоянии, использовалось объемное моделирование. Кроме того, после проходки ствола сооружаются выработки околовствольного двора, которые на сопряжении со стволом создают трехмерное напряженно-деформированное состояние. Именно поэтому для решения данной задачи использовалось трехмерное моделирование.

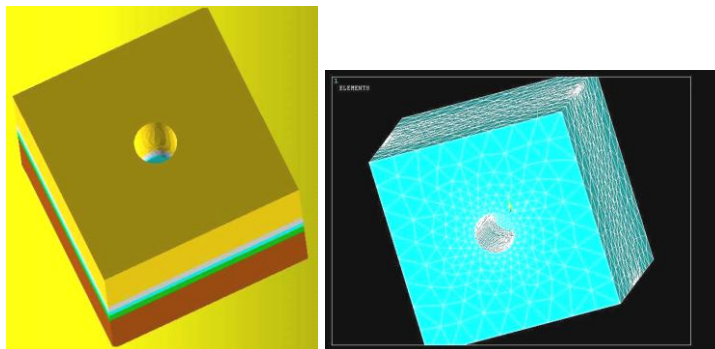


Рисунок 1 – Схема пересечения вертикальным стволом слоистой толщи пород и конечноэлементная разбивка

Мощность пласта составляет 1 м, мощность непосредственной кровли и почвы равна 3 м, выше и ниже залегают основная кровля и почва. Породы представлены алевролитами и песчаниками. Модуль упругости основной кровли 6 ГПа, непосредственной – 4 ГПа, угольного пласта 1 ГПа, непосредственной почвы 4 ГПа и основной – 5 ГПа. Коэффициент Пуассона всех пород находился в пределах 0,25. Плотность пород принималась 2500 кг/м³. В работе решались две основные задачи.

Каждая из задач решалась в два этапа. При исследовании запредельного состояния горных пород, важным моментом является правильное соблюдение начального состояния системы. Ее требование заключается в том, что на первом этапе решить задачу по напряженно-

деформированному состоянию нетронутого массива, а на втором этапе решение первой задачи используется в качестве исходного состояния для решения второй задачи – в напряженном массива проходится выработка. Подход, при котором в невесомой модели задается выработка, и сразу прикладываются напряжения, является более простым, однако он дает большие погрешности. Решение задачи осуществляется в тот момент, когда ствол вошел в пласт ровно на половину его мощности.

Для решения первой задачи использовалась модель Динника исходного напряженного состояния массива горных пород. Эта модель предусматривает, что активная компонента горного давления является только вертикальная компонента, которая зависит от глубины заложения выработки. Горизонтальные компоненты являются реактивными и составляют примерно половину от вертикальной активной компоненты. Вторая модель представлена неравнокомпонентным напряженным состоянием. При этом существует две активные компоненты: одна вертикальная, также зависящая от глубины и две горизонтальные неравнокомпонентные, причем одна из горизонтальных компонент имеет величину, большую, чем вертикальная. Эта компонента обусловлена тектонофизическими процессами, которые всегда протекают в земной коре.

На рисунке 2 показаны графики сходимости. Видно, что каждая задача завершалась корректной сходимостью, когда невязка вектора сил и вектора перемещений были меньше критических уровней. На рисунке 2, а видно соответствие решению первой задачи – расчету исходного состояния нетронутого массива. Здесь сходимость достигалась за несколько итераций.

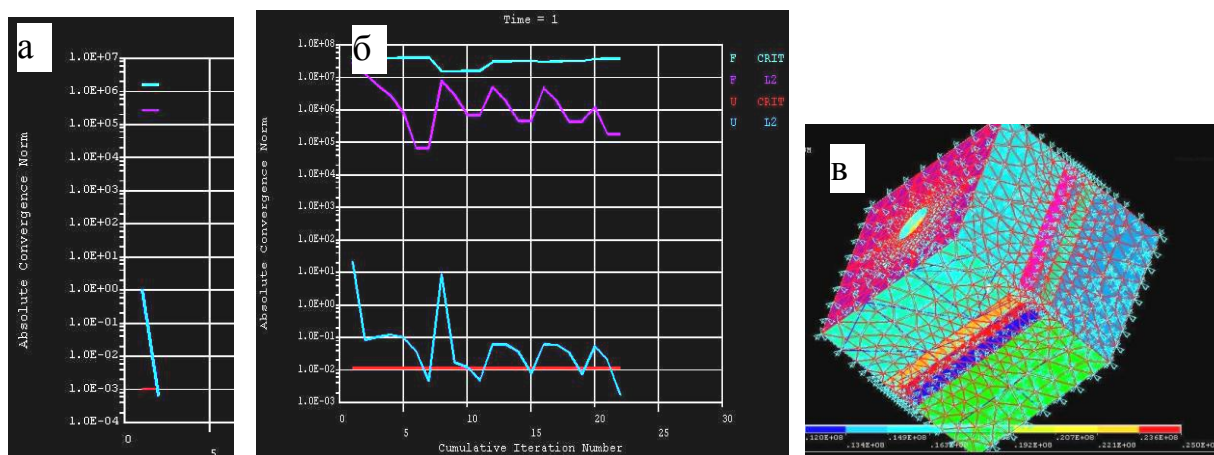


Рисунок 2 – Графики сходимости решения (а, б) и граничные условия (в)

На рисунке 2, в показана расчетная область с граничными условиями. Размеры расчетной области составляли 40×40×40 м. Забой ствола находился на уровне 20 м, то есть в центре модели, и расстояние от забоя ствола до любой границы расчетной области было не менее 20 м, что было больше в 2,5 раза, чем диаметр ствола. Это вполне достаточно, чтобы исключить возможные искажения на решение от граничных условий.

Основным выводом результатов исследований является следующее: при неравнокомпонентном напряженном состоянии и наличии активной тектонофизической горизонтальной компоненты напряжений возникает не только несимметричная область разрушений вокруг ствола в плоскости забоя, но и размеры этой области вдоль оси ствола увеличиваются в 1,5-2 раза. Полученные данные являются теоретической основой для разработки и обоснования способа повышения устойчивости самого ствола и забоя.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИЙ АРМИРОВКИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ ШАХТ

Овсянников А. В.

Научный руководитель Корнилков М. В., д-р техн. наук, профессор
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

С ростом глубины разработки полезных ископаемых и строительством крупных по мощности шахт возникла необходимость увеличения производительности подъемных установок. Так уже в конце 60-х годов грузоподъемность подъемных сосудов возросла до 20-35 т, а скорость подъема увеличилась до 10-12 м/с. Сохранение старых принципиальных решений в новых условиях привело к несоответствию между армировкой и параметрами подъемных установок, благодаря чему стали наблюдаться сильные поперечные колебания, выход подъемных сосудов из проводников, разрушение заделки концов расстрелов в крепи и, как следствие, низкая работоспособность армировки и подъема в целом [1].

Проблемы, связанные с развитием технологии добычи привели к совершенствованию жесткой армировки и разработке принципиально новых схем армировки вертикальных стволов: жесткая схема, консольная схема, консольно-распорная, блочная и комбинированные. В целом, общие показатели эффективности увеличились.

Современные научные направления в решении проблем устройства и эксплуатации армировки заключаются в следующем:

1. Снижение влияние коррозии, которая уменьшает срок эффективного использования армировки. Решается проблема, как правило, или покрытием дорогостоящими составами или заменой элементов армировки. Если замена проводников – вполне штатная ситуация, то замена расстрелов дорогостоящее, длительное во времени и технологически сложное мероприятие. Так, при ремонте клетьевого ствола филиала «Шахта «Осинниковская» ОАО «ОУК «Южкузбасуголь» требовалось заменить около 240 расстрелов, что заняло 4 месяца, на которые пришлось остановить работу ствола [2]. Также возникает необходимость в разработке методик подбора антикоррозионных покрытий [3];

2. Увеличение скорости движения сосудов и их массы, уточнение условий эксплуатации приводит к необходимости совершенствования методик расчета армировки, а также методик диагностики работы армировки [4];

3. Учет влияние сезонного перепада температур, который вызывает изменение длины расстрелов и проводников, образуя дополнительные продольные силы [5];

4. Диагностика армировки при работе в экстремальных режимах (износ 50-60% при увеличении массы сосудов) [6];

5. Влияние динамических нагрузок, передаваемых армировкой на бетонную крепь [7];

6. Изучение влияния соляных и прочих образований на армировку [8];

7. Обоснование применения новых узлов стыковки и крепления элементов армировки, как, например, применение расстрелов на анкерах [9].

Несмотря на большое разнообразие научных работ, можно выделить следующие проблемы в их реализации:

1. Большое количество научных работ по совершенствованию методик расчета по факту не имеет применения в практике. Проектные организации, в основном, используют либо классическую методику [10] или Пособие по проектированию [11].

2. Деятельность эксплуатирующих организаций сводится к максимально безболезненной замене расстрелов, утративших свои характеристики. Так, например, в ОАО «Севуралбокситруда» срок эксплуатации основной массы стволов составляет 30-40 лет. Замена расстрелов приводит к существенному увеличению бюджета эксплуатации ствола. Стоимость замены или дублирования расстрелов на нескольких ярусах в одном из стволов шахты «Кальинская» составляет более 1,5 млн руб.

3. Разработка новых методик антикоррозионного покрытия находится немного в стороне от горного дела и является делом химиков, хотя наблюдается тенденция по апробации некоторых материалов на действующих производствах, однако эта работа носит локальный характер. По заявлению представителей эксплуатирующих организаций антикоррозионная обработка занимает одну из последних строчек в списке мероприятий по продлению срока службы расстрелов.

Исходя из вышесказанного, можно сделать вывод, что ресурс существующих систем подходит к концу. Количество проблем растет, а кардинальных решений не намечается. Между тем, подготовлена огромная научная база по каждой из проблем, собрано и обобщено множество информации об опытном внедрении тех или иных мероприятий.

В настоящее время целесообразно осуществить переход на следующий уровень развития в данной области. Единственным вариантом мы считаем замену металлических изделий на композитные, полимерные и, возможно, наноматериалы.

Основные виды материалов, применение которых считаем целесообразным вместо металла: промышленные пластмассы, стеклопластики, графен. Стеклопластики, например, являются хорошей заменой стальной арматуры при железобетонных работах, пластмассы заменяют стальные трубы, графен – вообще материал с уникальными свойствами.

Основные преимущества неметаллических изделий перед металлическими в контексте армировки вертикальных шахтных стволов:

- малый удельный вес;
- сопоставимая или большая прочность;
- коррозионная стойкость, вплоть до отсутствия реакций с окружающей средой, в том числе агрессивной;
- вибрационная стойкость, отсутствие передачи вибраций (решение проблемы, указанной в [7]), гашение динамических и вибрационных нагрузок, вследствие чего низкая вероятность возникновения резонансных колебаний;
- минимальное температурное расширение, решает целый ряд проблем, указанных в [5];
- возможность изготовления изделий любой формы сечения, причем без увеличения стоимости изделия;
- возможность разработки унифицированных узлов и деталей;
- разработка комплекса технологических решений производства работ, позволяющего упростить сборку конструкций;

На основании проведенного анализа литературных источников нами предлагаются следующие этапы и направления научного исследования по совершенствованию конструкций армировки вертикальных стволов шахт:

1. Выбор материала или группы материалов с необходимыми физико-техническими свойствами, подбор оптимальных сечений. Изучение характеристик и свойств материала и аппроксимация в условия сооружения вертикальных стволов шахт. Получение предварительных экспертных оценок в научно-исследовательских организациях, проектных институтах и горнодобывающих организациях;

2. Оценка дополнительных факторов, необходимых в дополнение к классическим методикам расчета. Определение нагрузок, в том числе на основании материалов современных исследователей [4]. Выбор расчетных схем, проведение расчетов по различным методикам, сравнение с расчетами металлических конструкций;

3. Конструирование армировки с учетом специфики материалов и возможностей монтажа. Расчеты отдельных элементов. Подборы сечений, разработка узлов;

4. Изготовление изделий, разработка технологии их монтаж в существующих вертикальных шахтных стволах. Проведение испытаний смонтированных конструкций в различных режимах и обобщение данных;

5. Разработка унифицированных изделий, типовой проектной документации;

6. Изменение существующих технологий производства работ под предлагаемые изделия;

7. Оценка экономической эффективности разработанных конструкций.

По нашим предварительным оценкам экономический и практический эффект от внедрения новых материалов будет иметь существенное значение для развития и укрепления горнодобывающей промышленности Свердловской области и России в целом.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ягодкин Ф. И., Прокопов А. Ю., Мирошниченко М. А. Анализ развития конструктивных и технологических решений жесткой армировки вертикальных стволов. Семинар № 14, 2010. С. 235-238.
2. Першин В., Войтов М., Попов С. Ремонт армировки клетового ствола филиала «Шахта «Осинниковская» ОАО «ОУК «Южубассуголь» // VI Российско-Китайский симпозиум. КузГТУ-2010. С. 43-48.
3. Прокопов А. Ю., Купенко И. В., Коваленко В.В. О долговечности жесткой армировки в условиях агрессивных шахтных вод // Неделя горняка. 2010.С. 334-340.
4. Прокопов А. Ю., Борщевский С. В., Формос В. Ф., Суржко И. А. К вопросу о методике расчета жестких армировок вертикальных стволов, оборудованных высокопроизводительным скиповым подъемом // Наукові праці ДонНТУ. Серія «Гірничо-геологічна». Вып. 10 (151). 2009. С. 91-97.
5. Прокопов А. Ю. Проектирование жестких армировок вертикальных стволов с учетом сезонных колебаний температуры конструкций. Семинар № 4, 2009. С. 263-270.
6. Ильина И. С.. Методика диагностики работы армировки в экстремальных режимах. Украина. НГУ. 2009. С. 45-49.
7. Страданченко С. Г., Плешко М. С. Влияние динамических нагрузок, передаваемых жесткой армировкой, на напряженно-деформированное состояние бетонной крепи вертикального ствола. Семинар № 4, 2009. С. 299-302.
8. Исаевич А. Г., Трушкова Н. А. Исследование причин и механизмов возникновения соляных образований в скипо-вентиляционных стволах калийных рудников. 2011. С. 195-200.
9. Левит В. В. Разработка и обоснование технологии и параметров армирования вертикальных стволов с применением расстрелов на анкерах. Дисс. ... канд. техн. наук. Днепропетровск. 1993. 166 с.
10. Методика расчета жестких армировок вертикальных стволов шахт. – Донецк: ВНИИГМ им. М. М. Федорова, 1985. 172 с.
11. Пособие по проектированию и монтажу жесткой армировки вертикальных стволов шахт и рудников (к СНиП II-94-80). Гос. ком. СССР по народн. образ., Моск. горн. ин-т / Под ред. И. В. Баклашова. – М.: Недра, 1989. 161 с.

ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ ОБЕСПЕЧЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ВЫРАБОТОК (НА ПРИМЕРЕ ШАХТЫ «СОКОЛОВСКАЯ»)

Корнилков М. В.¹, Хлебников П. К.¹, Овсяников С. В.²

¹ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

²АО «Соколовско-Сарбайское горно-обогатительное производственное объединение»

На большинстве рудников устойчивыми считаются выработки, способные на всем протяжении своего срока службы отвечать требованиям безопасности с соблюдением всех необходимых зазоров.

Форма проявления горного давления (устойчивость) определяется двумя основными факторами:

1. Величиной действующих напряжений.
2. Прочностью массива пород.

Поэтому повышение устойчивости выработок, в основном, обеспечивается за счет двух типов мероприятий:

- снижения действующих напряжений вокруг выработки;
- увеличения (сохранения) прочности массива.

Снижение напряжений, действующих на контурах выработок на шахте «Соколовская», достигается выбором оптимальных сечений выработок в зависимости от величины зон разрушения, назначения и срока службы выработок. С целью сохранения прочности массива за контуром выработки межрамное пространство забучивается, также данное мероприятие достигается применением контурного взрывания.

Необходимость крепления выработок устанавливается на стадии проектирования по предварительным геологическим данным. В процессе проходки по уточненным свойствам массива горных пород конкретизируется типовой паспорт крепления, а в случае сложных горно-технических и горно-геологических условиях крепление выработок производится комиссионно [1, 2].

Для упрочнения неустойчивых и нарушенных пород кровли в подготовительных и очистных забоях производится нагнетание полиуретановых смол, а с целью заполнения пустот и куполов производится нагнетание фенольных смол. За счет этого прочность массива увеличивается.

Оценка устойчивости пород в выработках заключается в прогнозе их поведения при обнажении в процессе проведения выработок.

Следует различать три вида потери устойчивости пород.

1. Вывалы, отслоения, обрушение горной массы по поверхностям ослабления: трещинам, контактам, напластованию, сланцеватости. Данный вид потери устойчивости наблюдается, как правило, в сильно нарушенных массивах при больших углах падения поверхностей ослабления.

2. Разрушение породы в зонах концентрации напряжений. Данная форма потери устойчивости выработок проявляется в сильно напряженных массивах: на большой глубине, а также в зонах влияния очистных работ, когда подготовительные выработки оказываются в зоне опорного давления или при действии в массиве высоких тектонических напряжений.

3. Значительные смещения пород в выработку, приводящие к уменьшению ее поперечного сечения. Данный вид потери устойчивости характерен для проведения выработок на большой глубине в породах малой прочности. В этом случае из-за разрушений большого объема массива и его разрыхления (образования пустот между блоками разрушенных пород) происходят значительные смещения разрушенных пород в выработку.

Для каждого вида нарушения устойчивости пород существуют свои критерии оценки устойчивости пород. Выбор критерия для определения устойчивости пород в выработках зависит от того, какие проявления горного давления, какой вид потери устойчивости пород наблюдаются в выработках.

Существует пять категорий устойчивости пород в выработках. Их классификация приведена в таблице 1. Категория устойчивости приконтурного массива устанавливается в зависимости от размера зоны возможного разрушения в кровле выработки и структурных свойств.

Оценка устойчивости пород в выработках сводится к прогнозу вида нарушения устойчивости и отнесению рассматриваемых условий к одной из пяти категорий.

Таблица 1 – Классификация категорий устойчивости

Категория устойчивости	Интенсивность разрушения пород по визуальным наблюдениям	h_3 , м*
I	Разрушения отсутствуют	0,1-0,3
II	Обрушение отдельных кусков породы	0,3-0,6
III	Локальные обрушения и отдельные вывалы	0,6-1,0
IV	Разрушения охватывают большую часть контура сечения выработки	1,0-2,5
V	Обрушение значительной массы пород вслед за обнажением	2,5

* h_3 – размер зоны возможного обрушения в кровле выработки.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Инструкция по креплению горизонтальных горных выработок и их сопряжений на железорудных шахтах Урала и Казахстана. – Свердловск: 1986.
2. Макаров А. Б. Практическая геомеханика. – М.: Изд-во «Горная книга», 2006.