

МАТЕРИАЛЫ УРАЛЬСКОЙ ГОРНОПРОМЫШЛЕННОЙ ДЕКАДЫ

14-23 апреля 2008 г.

ГЕОМЕХАНИКА И ГЕОТЕХНОЛОГИИ

ОБОСНОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ УГЛОВ ПОГАШЕНИЯ УСТУПОВ ЗАПАДНОГО КАРЬЕРА КАЧКАНАРСКОГО ГОКА

БУСАРГИНА Е. С., РУБАН Н. В.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

Устойчивость уступов в скальных породах зависит от наличия, ориентировки и прочностных свойств поверхности ослабления в массиве. Для условий Западного карьера Качканарского ГОКа наибольшее влияние на устойчивость уступов оказывают трещины и нарушения с углами падения в сторону выработанного пространства карьера 40-60°, имеющие низкие прочностные свойства.

Изучение структурно-тектонического строения прибортовых массивов Западного карьера Гусевогорского месторождения было проведено в ходе инженерно-геологических исследований, проведенных в апреле 2007 г., с целью изучения строения массива пород на различных горизонтах и прогнозной оценки условий заоткоски ниже зоны погашенных уступов.

Структурное строение прибортовых массивов карьера непосредственно зависит от тектонического строения всего Гусевогорского месторождения, разрабатываемого Качканарским ГОКом. Западная залежь отделена от остальных залежей месторождения с востока и запада крупными крутопадающими на восток и запад тектоническими нарушениями, а также мощным субмеридиональным нарушением. Тектонический блок, в котором она расположена, сложен, в основном, габбро, среди которых имеется раздвиг пироксенитов. В целом массив Западной залежи имеет довольно сложную блоковую структуру, выделяют как крупно- и среднеблочные, так и мелкоблочные участки. По трещинам почти повсеместно фиксируются подвижки.

В ходе исследований были проведены натурные наблюдения за строением прибортовых массивов в нижней зоне погашенных уступов по всему периметру Западного карьера с помощью горного компаса, лазерного дальномера и цифрового фотоаппарата. В ходе наблюдений были картированы единичные трещины и системы трещин, их ориентировка в массиве и заполнитель, а также были выявлены типы встречающихся тектонических нарушений и гравитационные процессы, происходящие на изучаемой территории (осыпи и обрушения уступов).

Особая роль в прибортовых массивах Западного карьера отводится плагиоклазитам. Преимущественно этим минералом заполнены отрывные трещины и нарушения с различной степенью раскрытия. В современном состоянии массива данные жилы стали играть двойственную роль. С одной стороны, они укрепляют массив, так как прочность плагиоклазитов превосходит прочность пироксенитов любой разновидности. С другой стороны, плагиоклазитовые жилы как жесткие включения являются концентратором напряжений в массиве. В современном состоянии массива на некоторых участках происходит разрушение плагиоклазитовых жил, так как второе явление стало преобладать над первым. Такие жилы наблюдаются на восточном борту Западного карьера, что влечет за собой уменьшение устойчивых углов погашения уступов этого борта на предельном контуре до 50-60°.

После обработки данных о трещиноватости массива Западного карьера были построены диаграммы с использованием сетки Вульфа, отражающие распространение трещиноватости по каждому борту карьера. После камеральной обработки данных были выделены участки бортов карьера с одинаковыми условиями заоткоски уступов и даны рекомендации по углам заоткоски уступов Западного карьера Гусевогорского месторождения, которые были рассчитаны в соответствии с методикой ВНИМИ. В расчетах устойчивости были учтены ориентировки и прочностные свойства поверхностей ослабления в массиве.

$$H = \frac{2C' \sin \alpha \cos \varphi'n}{\gamma \sin(\alpha + \beta) \sin(\beta - \varphi'n)},$$

где H – высота уступа, м; $C'n$ – сцепление по поверхности ослабления, т/м²; α – угол откоса уступа, °; $\varphi'n$ – угол трения по поверхности ослабления, °; γ – плотность пород, т/м³; β – угол падения поверхности ослабления в сторону выработанного пространства карьера, °.

Для расчетов были приняты наиболее низкие прочностные характеристики поверхностей ослабления, которые с учетом коэффициента запаса $n=2$ составляют: $C'n=5$ т/м², $\varphi'n=15^\circ$. В расчетах угол откоса уступа варьировался от 45 до 85°, а угол падения поверхности ослабления – от 40 до 60°.

В ходе проделанной работы на Западном карьере были выделены три зоны, различающиеся между собой параметрами систем трещиноватости, и устойчивые углы откоса в зависимости от высоты уступов составили для 15-метровых уступов: I зона – 75°, II зона – 70°, III зона – 60°; для 30-метровых уступов: I зона – 70°, II зона – 60°, III зона – 50°. По мере углубки карьера и удаления нижней зоны восточного борта от крупного тектонического нарушения углы погашения уступов могут быть пересмотрены в сторону увеличения.

Таким образом, по результатам инженерно-геологических исследований Западного карьера Качканарского ГОКа предложены рекомендации по углам заоткоски уступов на предельном контуре данного карьера. Для составления рекомендаций было изучено современное состояние массива: определены системы трещин, влияние трещиноватости и плагиоклазитовых жил на устойчивость бортов карьера. Изучение трещиноватости Западного карьера дало возможность не только определить углы заоткоски уступов, но также выявить неблагоприятные участки, на которых возможно развития осыпей, обвалов и обрушения верхней части уступов, с целью их дальнейшего предотвращения.

ВСКРЫТИЕ И РАЗРАБОТКА ПОДОЛЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД

АСАДУЛЛАЕВ В. Р., ПЕХОВ И. М.
ОАО "Уралмеханобр"

ОСИНЦЕВ В. А.
ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

В 2007 г. техническое руководство ООО "Башкирская медь" выдало задание ОАО "Уралмеханобр" на разработку "Проекта на строительство Подольского рудника", для разработки месторождения медно-колчеданных руд. В рамках задания на проектирование горному отделу ОАО "Уралмеханобр", в частности сектору подземных горных работ, было поручено разработать вариант вскрытия и разработки Подольского месторождения медно-цинковых руд.

Особенности этого месторождения:

- залегают на глубине -400 м (верхняя отметка -200 м);
- имеет форму пласта;
- возможно использование только комплексов дизельного самоходного оборудования;
- так как рудные тела залегают почти горизонтально, в данном случае отсутствуют такие понятия, как висячий и лежащий бока залежей;
- месторождение состоит из двух залежей: Северной и Подольской.

Общие балансовые запасы (кат. C_1+C_2), согласно геологических отчетов, составляют: по Северной залежи – 5658,5 тыс. т, по Подольской залежи – 84116,4 тыс. т.

Вскрытие запасов Северной и Подольской залежей предлагается 6-ю вертикальными стволами: 3 из них располагаются на Центральной промплощадке рудника, 3 – на флангах рудных залежей, за зоной сдвижения пород.

На центральной промплощадке располагаются стволы: Клетевой, Скиповой, Центрально-Вентиляционный, на флангах Подольской залежи – вентиляционные стволы Западный и Восточный, на флангах Северо-Подольской залежи – ствол Северный.

Предлагаемый способ вскрытия:

- для Подольской залежи – концентрационный способ, горизонтами (м): -200, -280, -320 и -400;
- для Северо-Подольской залежи – концентрационный способ, горизонтами (м): -80, -170 и -200.

Отработка запасов обеих залежей нами предлагается системами разработки с закладкой выработанного пространства, с применением комплексов самоходного дизельного оборудования.

Нами предлагается селективная выемка с доставкой, дроблением и выдачей из шахты руды 2-х сортов: медной и медно-цинковой. Схема вентиляции – фланговая, способ проветривания – всасывающий. Общее количество воздуха, поступающего в шахту – 700 м³/с.

Строительство рудника предлагается очередями (пусковыми комплексами). Планируемая годовая производительность (тыс. т/г.):

- по Подольской залежи 3500, в т. ч. I очередь – 1700, II очередь – 1800;
- по Северной залежи 500 (для поддержания мощности).

ОЦЕНКА ВАРИАНТОВ ТРАНСПОРТНОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ ПРОИЗВОДСТВА ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ В СЛОЖНЫХ УСЛОВИЯХ

ЗАХАРОВ И. В.
ОАО "Уралмеханобр"

При проектировании цементного завода в городе Алагир (Республика Северная Осетия – Алания), возникла проблема выбора транспорта для перевозки сырья (мергеля) из карьера на цементный завод. Местоположение завода было определено на площадке в 12 км от карьера по Транс Кавказской Автомагистрали.

Отсутствие возможности расположения площадки под строительство цементного завода вблизи карьера объясняется следующими факторами:

- 1 Наличие большой по площади зоны Горно-санитарной охраны курорта и Санитарно-охранной зоны скважины с запасами минеральной воды;
- 2 Горный рельеф;
- 3 Нахождение рядом с карьером жилого поселка;
- 4 Отсутствие возможности строительства железнодорожного тупика для отгрузки готовой продукции;
- 5 Большие подготовительные работы при строительстве завода (отсутствие необходимых энергетических мощностей, перепады высот на площадке под строительство).

Из всех существующих видов транспорта приемлемыми по возможности применения в данных условиях оказались четыре вида: железнодорожный, автомобильный, конвейерный, транспортировка подвесной канатной дорогой.

Железнодорожный транспорт (вариант № 1). Дальность транспортировки железнодорожным транспортом составит 12 км. Необходимо строительство 7 км железнодорожной ветки, железнодорожного тупика с тремя станционными путями (с полезной длиной 300 м), приемо-отправных путей, обгонных путей, депо для обслуживания вагонов, распределительного поста, снегозащитных сооружений, устройство линий связи СЦБ.

Железнодорожный тупик, возможно, будет дотянут только на расстояние 2,5 км от карьера. Потребуется строительство автодороги до железнодорожного тупика, длина которой по холмистому рельефу составит 4-5 км. Транспортировку от карьера необходимо будет осуществлять карьерными автосамосвалами, что повлечет увеличение их списочного парка. Необходимое оборудование: 3 тепловоза ТЭМ2У; 20 полувагонов грузоподъемностью 65 т. Оценка затрат представлена в табл. 1.

Автомобильный транспорт (вариант № 2). От карьера транспортировка возможна по 2 дорогам: Транс Кавказской Автомагистрали – (расстояние 12 км) и проселочной дороге, находящейся на противоположной стороне карьера (расстояние 18 км).

Вариант транспортировки по Транс Кавказской Автомагистрали оказался невозможным из-за ограничений по нагрузке (не более 5,7 т на ось автосамосвала), поэтому оценка затрат произведена для транспортировки по проселочной дороге (табл. 1). Списочный парк автосамосвалов, исходя из годовой производительности карьера, составит: 22 автосамосвала КАМАЗ грузоподъемностью 18,5 т; 22 автоприцепа НЕФАЗ грузоподъемностью 15 т.

Конвейерный транспорт (вариант № 3). Транспортировку планируется осуществлять канатно-ленточным конвейером с возможной длиной конвейера до 30 км. При применении данного типа конвейера нет необходимости в сооружении громоздких перегрузочных узлов, канатно-ленточный конвейер позволяет снизить потребляемую мощность электроэнергии, обеспечить высокую производительность. Для уменьшения дальности транспортирования, выдержки уклонов трассы конвейера, минимальных работ по ее подготовке выбрана трасса вдоль Транс Кавказской Автомагистрали (протяженность 12 км). Оценка затрат представлена в табл.

Подвесная канатная дорога (вариант № 4). Дальность транспортировки канатной дорогой составляет 12 км. Трасса канатной дороги выбрана на противоположной стороне месторождения параллельно Транс Кавказской Автомагистрали. Оценка затрат представлена в табл. 1, где видно, что 1, 3, 4 варианты транспорта имеют достаточно большие капитальные затраты по сравнению с 2 вариантом (автомобильным транспортом), но выигрывают в эксплуатационных затратах.

Применение железной дороги приведет к увеличению затрат на карьерный автотранспорт, так как увеличится дальность транспортирования на 4-5 км до станции погрузки.

Конвейер и канатная дорога более экологичны по сравнению с применением автосамосвалов и тепловозов, что очень важно при наличии в районе множества заповедников и курортных зон.

Таблица

Оценка видов транспорта

Показатель	Транспорт			
	Железнодорожный (1)	Автомобильный (2)	Конвейерный (3)	Канатная дорога (4)
Производительность карьера по полезному ископаемому, тыс. т/г.	1 700	1 700	1 700	1 700
Дальность транспортировки, км	12,0	18,0	12,0	12,0
Капитальные затраты, тыс. руб.	~ 466103,0	~ 195500	~ 595057,1	~ 656103,3
Эксплуатационные затраты, тыс. руб./г.	~ 51655,5	~ 70074	~ 25000,0	~ 52000,0

Канатно-ленточные конвейеры в сравнении с канатной дорогой имеют меньшую металлоемкость, легче и быстрее осуществляется монтаж оборудования, меньше затраты электроэнергии. Они просты в конструкции и легки в обслуживании. Также конвейер имеет одну приводную станцию, которую предполагается разместить на заводе и тем самым снизить суммарную мощность потребителей электроэнергии на карьере, где предусматривается применение дизельного горнотранспортного оборудования, и из потребителей будут только дробилка, насосы водоотлива и освещение карьера, все это обеспечит возможность быстрого получения разрешения на подключение к источникам электроэнергии.

Затраты и время на сооружение конвейера будут минимальны, так как трасса конвейера проходит вдоль Транс Кавказской Автомагистрали с выдержанными уклонами поверхности, в обход реликтовых лесов, вокруг месторождения, по сравнению с трассой канатной дороги, которая пролегает на противоположной стороне месторождения.

ТЕХНОЛОГИЯ ОТРАБОТКИ УДАРООПАСНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ (НА ПРИМЕРЕ ШАХТ СЕВЕРОУРАЛЬСКОГО БОКСИТОВОГО РУДНИКА)

ОСИНЦЕВ В. А., БЕРКОВИЧ В. М., ШАРАЕВ Д. В.
ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

Проблема борьбы с проявлениями горного давления на рудных месторождениях занимает значительное место в теории и практике горного дела в связи с постоянным увеличением глубины подземных работ, возрастанием концентрации природных и техногенных напряжений вокруг горных выработок. Вопросы прогнозирования форм и интенсивности проявлений горного давления приобрели особое значение в силу необходимости учета проведения профилактических мероприятий по их предотвращению при проектировании глубоких горизонтов новых и эксплуатируемых горнодобывающих предприятий. Не менее важным при этом являются разработка и выбор практических методов и технических средств прогнозирования напряженности и удароопасности массивов горных пород.

Наибольшую остроту проблема горных ударов приобрела на шахтах Североуральского бокситового рудника (СУБР), где ежегодно регистрируется свыше 1000 сейсмических явлений с энергией, достигающей 10^8 Дж.

Данное месторождение представлено пологопадающей залежью боксита переменной мощности. До момента возникновения горных ударов его отработывали в основном по трем системам разработки: камерно-столбовой, слоевого обрушения и камерно-целиковой с твердеющей закладкой. Однако эти системы не в полной мере удовлетворяют требованиям безопасности и интенсивной отработки рудных участков: наиболее производительные камерно-столбовая и камерно-целиковая с закладкой сопровождаются значительным числом динамических проявлений, а система слоевого обрушения имеет низкие технико-экономические показатели. Кроме того, область применения высокопроизводительной камерно-целиковой системы с закладкой ограничена мощностью рудного тела 6-8 м, а для отработки участков месторождения, где мощность превышает 8 м, применяется только система слоевого обрушения, показатели которой сегодня не удовлетворяют предприятие. Прогноз распределения запасов руды по мощности показывает, что свыше 70 % запасов месторождения до глубины 1200 м сосредоточено на участках мощностью более 9 м. Судя по показателю удароопасности каждой

из этих систем, выраженному через количество горных ударов на удельный вес системы в общей добыче шахты, все три системы разработки равнозначны по степени удароопасности.

Существующий опыт эксплуатации месторождения показывает, что сохранение традиционных систем разработки в этих условиях наряду с широким применением специальных профилактических мероприятий приводит к значительному удорожанию горных работ за счет содержания значительного по численности штата участков прогнозирования и профилактики горных ударов, больших объемов работ по профилактике удароопасности. К тому же выполнение профилактических работ не гарантирует значительного снижения опасности горных ударов, поскольку снятие концентрации напряжений в краевых зонах рудных залежей приводит к смещению зон повышенной напряженности вглубь массива, в результате чего сохраняется и даже возрастает неконтролируемая удароопасность со стороны нарушенного горными работами массива горных пород, выражающаяся в форме горно-тектонических ударов.

Поэтому изыскание и разработка технологии отработки месторождения, обеспечивающей максимальное снижение удароопасности за счет применения оптимальных систем разработки и сведения к минимуму применения профилактических мероприятий, удорожающих горное производство, является весьма актуальной задачей.

Для условий рудника было предложено несколько вариантов камерной системы разработки с закладкой. Несмотря на некоторые конструктивные различия, у них есть один общий принцип, который отличает их от других вариантов этой системы разработки – выемка основных запасов руды в камерах ведется под искусственной кровлей. Создание искусственной кровли из твердеющих смесей – дополнительные работы, связанные с некоторыми затратами труда и расходом материалов. Однако искусственная кровля, по сравнению с естественной, значительно прочнее, она надежно сохраняет рабочее пространство в камерах и обеспечивает условия для применения скважинной отбойки руды и высокопроизводительного самоходного оборудования. Данные варианты камерной системы разработки под искусственной кровлей являются характерным примером жесткого (статического) нагружения горного массива, при котором подработанный массив не обрушен и находится в устойчивом состоянии.

Промышленные испытания данных вариантов системы разработки, проведенные на СУБРе с учетом сформулированных требований к ударобезопасной технологии, показали, что конструктивные элементы системы позволяют снизить удароопасность на месторождении и тем самым повысить безопасность ведения очистных работ.

ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНОЙ МОДЕЛИ БУРОВОГО СТАНКА НА КАРЬЕРАХ КАЧКАНАРСКОГО ГОКА

ЗАХАРОВ А. В.

ОАО Качканарский ГОК "Ванадий"

БУТКОВ О. А., БОГУШЕВИЧ И. Л., РЕПИН Л. А.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

В рамках среднесрочного плана основных направлений развития Качканарского ГОКа была выделена "Программа модернизации и технического перевооружения", направленная на увеличение единичной производительности оборудования, снижение себестоимости производства, повышение безопасности и улучшение условий труда. Важным пунктом программы является обновление парка бурового оборудования, поэтому были проведены комплексные исследования по обоснованию рациональной модели бурового станка.

В результате теоретических и экспериментальных исследований проводилось сравнение буровых станков СБШ-250МН со станками модели SKS производства американской компании *Reeddrill* (ныне *TEREX Reeddrill*) и станками D75KS производства американского завода *Driltech Mission* компании *SANDVIK*.

В результате исследований было установлено, что применение станков зарубежного производства приводит к значительному увеличению производительности на единицу оборудования, на одного трудящегося, и как следствие, к значительному сокращению затрат на заработную плату, но из-за высокого уровня затрат на топливо и запасные части использование их на бурении с применением шарошечных долот диаметром 250 мм экономически неэффективно. При увеличении диаметра используемого долота до 270 мм экономическая эффективность зарубежных станков увеличивается и становится сопоставимой со станками СБШ, которые технически неспособны бурить такими долотами. Дальнейшее увеличение диаметра долот до 295 мм при сохранении производительности на бурении за счет обеспечения нужного усилия подачи и высокой производительности компрессора позволяет значительно повысить эффективность буровых работ.

Общие выводы по результатам исследований:

– Применение импортных дизельных буровых станков на технологическом бурении взрывных скважин в сравнении со станками СБШ-250МН может дать значительный рост производительности оборудования и персонала.

– Наибольший эффект применения мобильной техники с высокой скоростью вспомогательных операций достигается в условиях бурения слабых и некрепких пород при небольших объемах взрывных блоков или значительных расстояниях между участками работы.

– Безусловно, целесообразным за счет минимизации инфраструктуры, персонала и объемов обслуживания является использование дизельного бурового оборудования на удаленных от электрических энергосистем предприятиях с небольшим сроком эксплуатации.

– Значительные возможности открывает мобильное дизельное оборудование для решения задачи интенсификации технологических процессов, особенно в стесненных горнотехнических условиях.

– Экономические показатели импортного оборудования сопоставимы по уровню удельных затрат с показателями отечественных буровых станков при обеспечении высокого уровня производительности.

– С точки зрения минимизации затрат наиболее эффективно оснащение всего парка бурового оборудования однотипными высокопроизводительными станками, что позволяет производить качественные структурные изменения в буровом комплексе и значительно упрощает решение задач обеспечения их работоспособности. Однако это не исключает комбинированного применения на предприятии оборудования с дизельным и электрическим приводом для решения конкретных технологических задач.

– В условиях российской экономики в целом и карьеров ОАО "Качканарский ГОК "Ванадий", в частности, вполне конкурентоспособными могут оказаться гидравлические импортные буровые станки с электроприводом.

– На гидравлических буровых станках с главным электрическим приводом может быть реализована система автономного привода хода, что в большой области условий эксплуатации будет иметь значительный экономический эффект. Это направление является перспективным для отечественных и зарубежных производителей бурового оборудования.

– Выбор бурового оборудования для вновь открываемых горных предприятий, поиск вариантов переоснащения действующих карьеров должен основываться на комплексном анализе всех организационных, технологических, технических и экономических факторов с прогнозированием изменения их в обозримом будущем и учетом глобальных перспектив развития (демографической ситуации, вступления России в ВТО).

МАРКШЕЙДЕРСКИЕ НАБЛЮДЕНИЯ ЗА ДЕФОРМАЦИЯМИ ВНУТРЕННЕГО ОТВАЛА ВСКРЫШИ КАРЬЕРА 1-2 ОАО "УРАЛАСБЕСТ"

КОЩЕЕВ И. С., ЧУПРИН Д. Ю., ГОЛУБКО Б. П.
ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

При открытой разработке месторождений практикуется складирование вскрышных пород в выработанное пространство карьера с целью наиболее рационального использования землеотвода. В этом случае применяется технология отсыпки отвалов в один ярус большой высоты. Неизбежно встает вопрос определения несущей способности отсыпаемых пород, связанный с безопасностью работы на поверхности отвала горнотранспортного оборудования.

В результате исследований, проводимых сотрудниками кафедры маркшейдерского дела УГГУ на ОАО "Ураласбест", представлены результаты оценки устойчивости откоса отвала вскрыши, отсыпка которого производится в выработанное пространство карьера 1-2 и контроль его деформации по итогам маркшейдерских наблюдений, проводимых на разных этапах отсыпки отвала. При оценке устойчивости учитывались нагрузки горнотранспортного оборудования, находящегося на поверхности отвала и обводненность нижней части отвала грунтовыми водами. Проектная высота отвала 190 м.

Отвалообразование экскаваторное с использованием экскаватора ЭКГ-8И с доставкой вскрыши железнодорожным транспортом и бульдозерное с доставкой автосамосвалом БелАЗ-7519. Вскрышные породы представлены полускальными и скальными породами (90 %).

Физико-механические характеристики пород были использованы из результатов исследований Уральского филиала ВНИМИ (1960 г.) и Свердловского горного института (1980 г.). Для данных условий был проведен расчет устойчивости отвала при этапном увеличении высоты с учетом дополнительной нагрузки за счет веса горнотранспортного оборудования. Оценка устойчивости откоса велась на основе теории предельного равновесия.

Расчеты проводились по разрезу (разведочная линия 440), построенному перпендикулярно западному борту карьера 1-2, где в настоящее время ведутся отвальные работы. Расчеты устойчивости выполнены на следующие этапы отсыпки отвала по высоте: на настоящее время – горизонты 197-205 м и 167-174 м, высота

отвала от 27 до 58 м, на среднюю высоту отвала 95 м, на полную высоту отвала 165 м, с учетом подтопления нижней части.

В результате выполненных расчетов установлено:

– коэффициент запаса устойчивости в зависимости от высоты отвала изменяется от 1,3 до 2,0 и находится в пределах рекомендуемого;

– наличие горнотранспортного оборудования на поверхности отвала и его подтопление снижает коэффициент устойчивости незначительно;

– при формировании отвала на предельную высоту, с учетом горнотранспортного оборудования и подтопления грунтовыми водами, коэффициент запаса устойчивости равен 1.1, что ниже рекомендуемого.

В связи с этим наблюдения за устойчивостью необходимы, и организация их на данном объекте обязательна.

Для производства наблюдений за устойчивостью откоса отвала на западном борту карьера 1-2 был выбран метод инструментальных наблюдений, позволяющий определить величину горизонтальных и вертикальных смещений, скорость смещений, границу распространения и вид деформации. Это, в свою очередь, позволит принять меры по обеспечению безопасной работы горнотранспортного оборудования на поверхности откоса в процессе отсыпки отвала.

Рекогносцировочные работы на участке наблюдений за устойчивостью откосов отвала вскрышных пород в выработанном пространстве карьера 1-2 ОАО "Ураласбест" были проведены в августе 2004 г. По результатам работ было определено место заложения специальной наблюдательной станции на западном борту карьера 1-2, включающей две профильные линии. Наблюдения ведутся в настоящее время, последняя серия наблюдений проведена октябре 2007 г.

Методика наблюдения на профильных линиях заключается в периодическом определении отметок рабочих реперов и горизонтальных проложений расстояний между реперами.

В условиях наблюдательной станции на внутреннем отвале карьера 1-2 в качестве основной методики наблюдения были приняты светодальномерные измерения расстояний между реперами и определение превышений геометрическим нивелированием и *GPS*-технологиями.

По результатам маркшейдерских наблюдений, по профильным линиям установлено, что на границе уплотненной и неуплотненной части насыпи отвала (свежеотсыпанной) на расстоянии 30 м от верхней бровки откоса по профильной линии I и на расстоянии 50 м по профильной линии II зафиксированы смещения: вертикальные до (-84 мм); горизонтальные до (-48 мм). Полный вектор смещения в сторону отсыпки отвала (-96,7 мм) под углом (-60°) к горизонтальной поверхности отвала.

Результаты наблюдения характеризуют состояние отвала и позволяют контролировать процесс проседания и состояния устойчивости откоса вновь отсыпанной его части. С целью более детальной оценки в 2006 г. были заложены дополнительные репера между существующими профильными линиями в зоне опасных деформаций отвала и проведена исходная серия наблюдений. Это позволяет сделать более точный анализ состояния устойчивости откоса и оценить степень опасности нахождения горнотранспортного оборудования на поверхности отвала.

ОПЫТ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГОРНЫХ КОМБАЙНОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ФОСФОРИТОВ

ХАЛИМОВ И. У.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

В Республике Узбекистан добыча фосфорной руды открытым способом осуществляется на Джерой-Сардарьинском месторождении. Руда этого месторождения характеризуется невысоким качеством и наличием вредных примесей в виде карбонатов.

С целью снижения потерь и разубоживания полезного ископаемого было решено использовать на горных работах комбайны, позволяющие осуществлять послонную разработку. На первом этапе был введен в работу горный комбайн фирмы "Виртген" модели 2100SM.

Этот комбайн осуществлял зачистку пласта от слоя породы мощностью 0,1-0,5 м и собственно добычные работы. Погрузка рудной массы осуществлялась в автосамосвалы БелАЗ грузоподъемностью 40 т. Мощность фрезеруемого слоя на первоначально обрабатываемом участке составляла 18,5-23,7 см, что позволяло обрабатывать фосфоритовый пласт мощностью 60-65 см в три слоя. Опробование руды, добытой с использованием горного комбайна "Виртген" 2100SM, показало, что содержание P_2O_5 в ней выше на 6-8 %, чем в руде, добытой ранее с использованием комплекса, состоящего из рыхлительно-бульдозерного агрегата и колесного погрузчика.

С 2002 г. на Джерой-Сардарьинском месторождении используется горный комбайн фирмы МАН ТАКРАФ модели *MTS-250* (см. табл.).

Технические характеристики комбайна *MTS-250*

Параметры	Значения
Ширина фрезерного шнека, мм	3750
Глубина отработки при фрезеровании, мм	до 650
Диаметр фрезерного барабана, мм	1600
Скорость движения при фрезеровании, м/мин.	
при глубине 0,1 м	до 11,9
при глубине 0,65 м	до 1,83
Производительность теоретическая, м ³ /ч	250
Рабочий вес, т	110

Погрузка горной массы осуществлялась в автосамосвалы грузоподъемностью 27-86,2 т. Согласно условиям разработки, с целью обеспечения селективной выемки фосфоритных пластов была принята мощность подступа 15±5 см. Паспортом работы фрезерного комбайна *MTS-250* предусматривается его работа по челноковой и петлевой схемам с установкой автосамосвала сбоку от комбайна. В ходе работы специальные устройства осуществляют экспресс-анализ качества рудной массы в обрабатываемом слое и в потоке, транспортируемом по ленточному питателю, а весоизмерительное устройство определяет количество материала, транспортируемого по конвейеру.

В течение первого года работы производительность комбайна колебалась от 25 до 72 тыс. м³ в месяц. Всего за год с использованием *MTS-250* было извлечено 408 тыс. м³ горной массы.

Анализ опыта использования горных комбайнов на Джерой-Сардарьинском месторождении показал целесообразность их применения при селективной разработке фосфоритных пластов малой мощности и возможность снижения при этом потерь и разубоживания.

ДОБЫЧА НИКЕЛЯ ИЗ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СИЛИКАТНЫХ РУД СПОСОБОМ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ В УСЛОВИЯХ РОГОЖИНСКОГО КАРЬЕРА

ХАМИТОВ Р. И.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

В настоящее время, в связи с удорожанием стоимости цветных металлов на рынке сырья, возник острый интерес к добыче полезных компонентов методом подземного выщелачивания. Это объясняется очевидными преимуществами подземного выщелачивания перед традиционными способами добычи полезных ископаемых.

Рогожинское месторождение силикатного никеля, расположенное в Уфалейском районе Челябинской области, частично отработано карьером в период с 1976 по 1988 гг. Остаточные запасы ниже дна карьера списаны с баланса как непромышленные (шлакообразующая руда).

С марта 2007 г. и по настоящее время ведутся опытно-промышленные испытания геотехнологических способов отработки Рогожинского месторождения силикатного никеля предприятием ООО ГРП "НИКО". Цель испытаний: поиск экономически выгодных технических, технологических и экологических решений по добыче никеля из некондиционных коренных руд способом подземного выщелачивания, и из техногенных отвальных руд способом кучного выщелачивания.

Программа технологических испытаний подразделяется на производственную и научно-исследовательскую части. Производственная часть преследует цель получения в конечном итоге исходных данных для проектирования промышленного предприятия. Научно-исследовательская часть предназначена для решения задач по совершенствованию отдельных узлов и процессов и выполняется параллельно с производственной частью.

К опытно-промышленной отработке предусмотрено 3 блока с геологическими запасами никеля 154 т и кобальта – 17,6 т.

Первый блок представлен квадратными канавами 10×10 м с откачными скважинами для опробования инфильтрационной схемы ПВ.

Второй блок размером 10×10 м – это 4 закачные скважины по вершинам квадрата и одна центральная откачная скважина.

Третий блок – штабель КВ выщелачивания, расположенный на дне карьера, который был создан путем вывоза некондиционных руд из отвалов.

Схема и процесс кучного выщелачивания протекает аналогично схеме и процессу ПВ с закачными траншеями. Разница состоит в объеме подготовительных работ.

Во всех системах предполагается использование субвертикального потока, т. е. от верхних закачных дренажей к фильтрам откачных скважин, расположенных в наиболее глубокой части обрабатываемого тела.

Проектом предусматривается обработка рудной зоны до глубины 50-100 м, т.е. наиболее окисленной и трещиноватой частей.

Расчетная площадь каждого опытного блока составляет 100 м². Исключение утечек растворов вследствие влияния естественного потока и фильтрационной неоднородности для всех систем достигается следующими решениями:

- обязательным замыканием обрабатываемого блока откачным рядом для продольных вариантов системы обработки;
- удлиненным вниз по потоку откачным рядом в поперечной системе обработки;
- барражной завесой за пределами блока по направлению естественного потока.

На стадии разведки и опытно-промышленных работ огромное внимание уделено выделению различных типов руд Рогожинского месторождения для целей подземного выщелачивания, исследованию их пространственного размещения и процессов выщелачивания в естественных условиях.

Исследования руд проводились путем поинтервального технологического опробования, т. е. тестирование руд по интервалам геологического опробования в одинаковых условиях.

Задачей технологического опробования является определение технологических свойств пород, пространственно соответствующих интервалам геологического опробования с целью систематизации пород по технологическим признакам, выделения типов руд, обладающих сходными технологическими свойствами и их оконтуривания для добычи методом ПВ.

Основной особенностью обработки Рогожинского месторождения, связанной с тем, что основная часть месторождения расположена ниже дна существующего карьера, является наличие подпора подземных вод. В связи с нарушением естественного рельефа (дно карьера примерно совпадает с базисной поверхностью данной территории) уровень подземных вод претерпел изменение таким образом, что для окружающих пород Рогожинский карьер является локальной замкнутой областью разгрузки подземных вод.

С технологических и экологических позиций у такого положения месторождения можно выделить как положительные, так и отрицательные моменты. С одной стороны, наличие подпора затрудняет создание экономически эффективной системы обработки, позволяющей равномерно проработать всю горнорудную массу, поскольку большинство технологических скважин характеризуются низкой приемистостью из-за высокого уровня подземных вод. Кроме того, в настоящий момент дно карьера на 2/3 затоплено в силу указанных выше причин. Все это требует разработки специальных мероприятий, безусловно влияющих на привлекательность месторождения в целом.

С другой стороны, подобные гидрогеологические условия месторождения в значительной степени подразумевают экологическую безопасность объекта, поскольку никакие аварийные ситуации, никакие технологические утечки не могут повлиять на местную гидрографическую сеть и подземные воды. То же можно утверждать и о почвенно-растительном слое и атмосферном воздухе существующим карьером.

В целом, говоря о применении подземного выщелачивания ниже дна существующего карьера, можно считать, что особенности горно-геологических условий в первом приближении усложняют обработку месторождения, однако не становятся непреодолимыми препятствиями.

ПРЕДУПРЕЖДЕНИЕ ОТКАЗОВ ПРИ МАССОВЫХ ВЗРЫВАХ

ЛАПШОВ А. А.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

Для предупреждения отказов при массовых взрывах необходимо производить расчеты надежности всей системы инициирования (СИ).

В общем виде расчет и анализ массового взрыва (взрывной системы) складывается из следующих основных этапов:

- а) выбор СИ и определение показателей надежности (безотказности) их и других элементов взрывной системы;
- б) составление логической схемы (математической модели) для анализа и расчета надежности системы в зависимости от заданного объема (количества взрывааемых скважин), параметров и принятой схемы взрывания;
- в) расчет показателей надежности системы и сравнение их с заданными. В случаях, когда расчетная безотказность системы ниже заданной – корректировка структуры системы либо использование других, более надежных элементов.

При расчете надежности массового взрыва весьма важно иметь достоверные данные о надежности применяемых СИ и других элементов взрывной сети.

Анализ статистики отказов на горных предприятиях, результаты проведенных исследований по причинам отказов, качеству и надежности средств инициирования, а также расчеты надежности массовых взрывов позволяют сделать вывод о том, что для предупреждения одиночных и групповых отказов следует осуществлять следующие мероприятия:

1. Контролировать качество средств инициирования в каждой из поступающих на горное предприятие партий. По результатам контроля вычислять показатели надежности СИ и, используя их, производить расчет надежности массового взрыва, на основе которого выбирать кратность резерва взрывной сети и допустимое количество взрываемых зарядов.

2. При взрывании с помощью ДШ оценивать опасность подбоя скважинной сети ДШ. Принимать меры по предупреждению подбоя, а именно: ограничивать интервал замедления, соблюдать проектные значения ЛСПП и технологию заряжания обводненных скважин, обеспечивать свободное удлинение (смещение) скважинной магистрали ДШ (обеспечивать слабину магистрали или изготавливать ее в виде спирали, присоединять скважинный ДШ к поверхностной сети узлами, дающими возможность смещения скважинного ДШ при его натяжении, например, применять узлы типа "удавка" и т. п.).

АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ОДНОКОВШОВЫХ ЭКСКАВАТОРОВ НА ТЕХНОЛОГИЮ И БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНЫХ РАБОТ

МАВЛОНОВ О. А., КАРИМОВ Ф. Р.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

Одной из важнейших задач, связанных с проектированием открытой разработки, является выбор типа и модели оборудования, осуществляющего выемочно-погрузочные работы. От правильного ее решения во многом зависит эффективность разработки месторождения.

В настоящее время на карьерах основу парка выемочно-погрузочного оборудования составляют одноковшовые канатные и гидравлические экскаваторы. Учет влияния их конструктивных параметров на технологию и безопасность работ должен позволить осуществлять выбор модели экскаватора, в наибольшей степени соответствующей условиям разрабатываемого месторождения.

Нами выполнен анализ зависимости технологии и безопасности горных работ от параметров канатных и гидравлических экскаваторов для условий карьера Мурунтау Навоийского горно-металлургического комбината (Республика Узбекистан). Сегодня карьер Мурунтау это крупнейшее золотодобывающее предприятие. С начала эксплуатации из него извлечено более 1 млрд. м³ горной массы. Размеры карьера в плане – 3,5×2,5 км, а глубина – около 500 м.

Наряду с крупными электрическими канатными экскаваторами ЭКГ-12,5 и ЭКГ-15, на карьере Мурунтау в близких условиях эксплуатируются мощные гидравлические машины фирм "Хитачи", "Катерпиллер", "Терекс". Совместное использование канатных и гидравлических экскаваторов позволяет сравнить их по основным рабочим параметрам и оценить влияние этих параметров на технологию и безопасность разработки месторождения.

Важной причиной, побудившей предприятие приобрести гидравлические машины, явилось то, что использование экскаваторов с дизельным приводом позволяет значительно уменьшить объем работ по переносу линий электропередачи, осуществлять погрузку автосамосвалов большой грузоподъемности в стесненных условиях, при сложном строении рудных тел.

Однако в ходе эксплуатации гидравлических экскаваторов проявлялись их недостатки, связанные с тем, что радиусы черпания и разгрузки у этих машин меньше, чем у канатных экскаваторов с аналогичной вместимостью ковша (см. табл.).

В связи с этим гидравлические экскаваторы приходится размещать при осуществлении выемочно-погрузочных работ ближе к обрабатываемому уступу. Это приводит к увеличению риска падения кусков породы на работающий экскаватор. С целью обеспечения выполнения требований техники безопасности, при использовании некоторых моделей гидравлических машин на карьере приходится разделять 15-метровые уступы на подуступы.

В случае если гидравлический экскаватор используется в забое той же высоты, что и канатный, с целью повышения безопасности его работы часто требуется обеспечить большую степень дробления горной массы.

Так как гидравлическая машина имеет меньший, чем у канатного экскаватора, радиус разгрузки (см. табл.), возникает необходимость устанавливать автосамосвалы под погрузку ближе к экскаватору, что также отрицательно влияет на безопасность разработки месторождения.

Параметры канатных и гидравлических экскаваторов

Параметры	Гидравлические			Канатные	
	ЕХ-3500	САТ-5230	RH-170	ЭКГ-12,5	ЭКГ-15
Вместимость ковша, м ³	13,7	15,1	14,8	12,5	15,0
Радиус черпания, м	15,8	14,8	16,0	21,0	22,6
Радиус разгрузки, м	14,9	14,5	139,	18,5	20,0

Кабина канатного экскаватора-мехлопаты обычно располагается на большей высоте, чем у гидравлической машины с аналогичной вместимостью ковша, что обеспечивает лучший обзор кузова карьерного автосамосвала, установленного под погрузку, повышает безопасность выемочно-погрузочных работ.

АНАЛИЗ СЕБЕСТОИМОСТИ ДОБЫЧИ БОКСИТА ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

КАРАПЕТЯН Э. А.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

ОАО "Боксит Тимана" осуществляет разработку Вежаю-Ворыквинского месторождения бокситов на Средне-Тиманском бокситовом руднике (СТБР). На предприятии проводили исследования затрат на добычу и выявление основных моментов их роста в период с 2003 по 2008 гг.

Для изучения причин изменения себестоимости анализировались отчетные калькуляции, сравнивали фактический уровень затрат на единицу продукции с плановым и фактическими данными прошлых периодов, в целом и по статьям затрат.

Влияние факторов первого порядка на изменение уровня себестоимости единицы продукции изучали с помощью факторной модели:

$$C_i = \frac{A_i}{VBB_i} + b_i, \quad (1)$$

где C_i – себестоимость единицы продукции; A_i – сумма постоянных затрат, отнесенная на i -й вид продукции; b_i – сумма переменных затрат на единицу i -го вида продукции; VBB_i – объем выпуска продукции в физических единицах.

Зависимость себестоимости продукции от данных факторов показана на рис. 1.

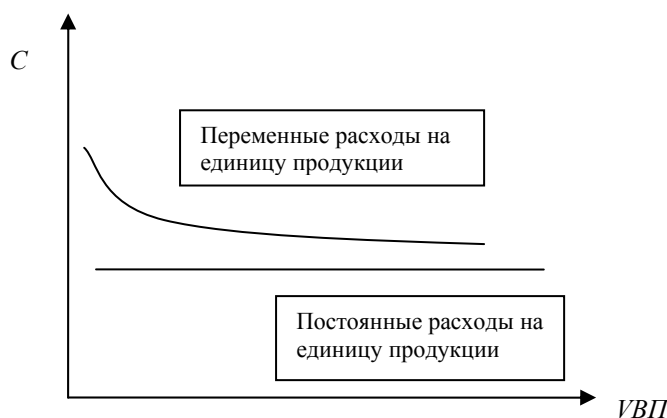


Рис. 1. Зависимость себестоимости единицы продукции от объема ее производства

Расчет влияния факторов на изменение себестоимости производился методом цепной подстановки с использованием данной модели. Исходные данные для факторного анализа себестоимости боксита представлены в табл. 1, а результаты расчета в табл. 2.

Из табл. 2 видно, что с 2003 по 2005 гг. за счет увеличения объема добычи и уменьшения переменных затрат себестоимость боксита сокращалась, увеличение постоянных затрат в 2004 и 2005 гг. привело к увеличению себестоимости на 10,4 и 8,8 руб. соответственно. В 2006, 2007 гг. фактический объем добычи был ниже запланированного, кроме того возросли переменные затраты, что привело к увеличению себестоимости; за счет сокращения постоянных затрат себестоимость 1 т добываемого боксита снизилась на 15,6 руб. в 2006 г. и на 46 руб. – в 2007 г.

Таблица 1

Исходные данные для факторного анализа себестоимости боксита

Показатель	2003		2004		2005		2006		2007	
	t_0	t_1	t_0	t_1	t_0	t_1	t_0	t_1	t_0	t_1
Объем добычи, тыс. т	958,6	985,1	1236,8	1502,5	1604,0	2025,3	2828,0	2392,7	2032,0	1920,0
Сумма постоянных затрат (А), тыс. руб.	76883	63253	80150	95701	103947	121669	169425	132077	229738	141389
Сумма переменных затрат на 1 т (b), руб.	116,7	116,2	116,5	106,7	113	112,9	92,72	98,66	114,69	134,98
Себестоимость 1 т боксита, руб.	196,6	180,4	181,3	170,4	177,8	173	152,63	153,86	227,75	208,62

Таблица 2

Расчет влияния факторов первого порядка на изменение себестоимости боксита

Год	C_0	$C_{\text{усл1}}$	$C_{\text{усл2}}$	C_1	Изменение, руб.			
					Общее	в т. ч. за счет		
						объема добычи	постоянных затрат	переменных затрат
2003	196,6	194,8	180,9	180,4	-16,2	-1,8	-13,9	-0,5
2004	181,3	169,8	180,2	170,4	-10,9	-11,5	10,4	-9,8
2005	177,8	164,3	173,1	173,0	-4,8	-13,5	8,8	-0,1
2006	152,6	163,5	147,9	153,9	1,2	10,9	-15,6	5,9
2007	227,8	234,3	188,3	208,6	-19,1	6,6	-46,0	20,3

Для более детального изучения причин изменения себестоимости анализировали себестоимость по каждой статье затрат, для чего фактические данные сравнивали с плановыми и данными за прошлые периоды (табл. 3).

Полученные данные показывают, где и по каким статьям произошел перерасход или экономия. Из данных табл. 3 видно, что наблюдается экономия по статье "амортизация" за весь рассматриваемый период, перерасход допущен по материальным и прочим затратам, что объясняется в 2003-2005 гг. увеличением добычи, а в 2006-2007 гг. только повышением уровня цен на горюче-смазочные материалы, запасные части и взрывчатые материалы.

Фактические затраты на добычу боксита в анализируемом периоде представлены на рис. 2, на котором наглядно видно, как изменялись затраты на добычу боксита в анализируемом периоде.

Таким образом, исследование затрат на добычу бокситов выявило следующие особенности: уровень затрат на вспомогательные процессы относительно 2004 г. сокращается, что связано с отказом от услуг сторонних организаций и производством буровзрывных работ собственными силами; резко увеличились общехозяйственные расходы в 2007 г., что объясняется вхождением ОАО "Боксит Тимана" в объединенную компанию "РУСАЛ".

Для повышения эффективности добычи бокситов открытым способом благоприятными факторами являются: заключение договоров с большими корпорациями на прямые поставки автошин, запасных частей и дизельного топлива; производство полного цикла работ по добыче боксита собственными силами; возможно применение последовательного цикла производства буровзрывных работ, что положительно отразится на статье "оплата труда".

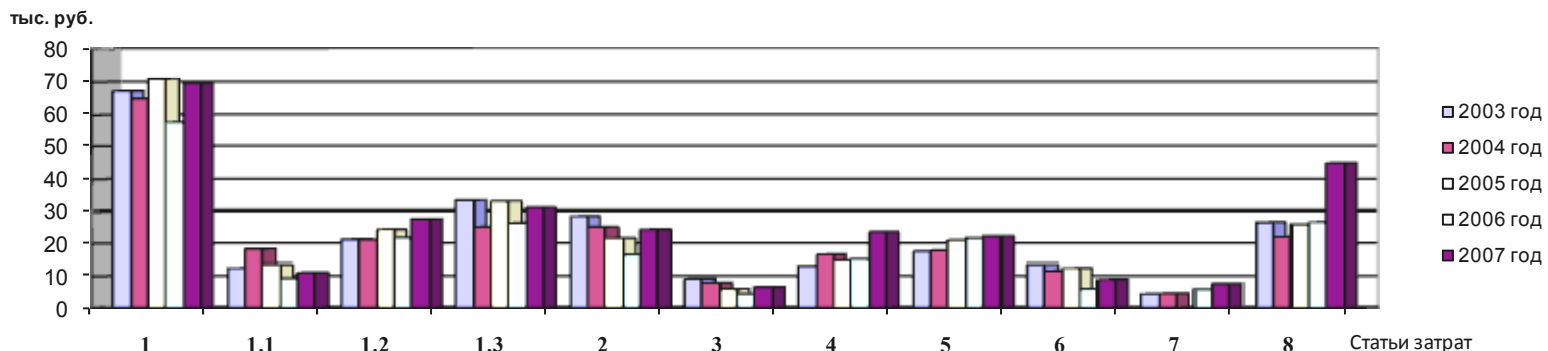


Рис. 2. Фактические затраты на добычу за 2003-2007 гг.:

1 – материальные затраты; 1.1 – вспомогательные материалы; 1.2 – ГСМ; 1.3 – услуги промышленного характера; 2 – оплата труда; 3 – отчисления на социальные нужды; 4 – амортизация; 5 – прочие затраты; 6 – расходы ТУ; 7 – расходы РММ; 8 – общехозяйственные расходы

Таблица 3

Анализ себестоимости 1 тонны добытого боксита по статьям затрат за 2003- 2007 гг.

Статьи затрат	2003 г.			2004 г.			2005 г.			2006 г.			2007 г.			К 2003 г.							
	Затраты, руб.												2004 г.		2005 г.		2006 г.		2007 г.				
	план	факт	откл	план	факт	откл	план	факт	откл	план	факт	откл	план	факт	откл	откл	%	откл	%	откл	%	откл	%
1. Материальные затраты	67,5	67,1	-0,4	64,3	64,7	0,4	63,7	71,1	7,4	56,7	57,7	0,9	68,0	69,6	1,6	-2,8	95,8	-3,4	94,9	-10,4	84,5	0,9	101,4
1.1. Вспомогательные материалы	10,5	12,5	2,0	10,0	18,3	8,3	12,1	13,6	1,4	8,6	9,3	0,7	9,0	11,2	2,1	-2,5	80,1	-0,4	97,1	-3,9	69,2	-3,5	72,2
1.2. ГСМ	36,0	21,3	-14,7	24,4	21,2	-3,2	19,8	24,4	4,7	20,8	21,9	1,1	30,8	27,8	-3,0	3,1	114,5	-1,5	92,9	-0,5	97,8	9,5	144,5
1.3. Услуги промышленного характера	21,0	33,3	12,4	29,9	25,2	-4,7	31,8	33,0	1,3	27,3	26,5	-0,8	28,2	31,0	2,8	-3,5	89,6	-1,6	95,3	-6,1	81,8	-5,1	84,7
2. Оплата труда	32,8	28,6	-4,2	27,5	25,3	-2,2	23,8	21,6	-2,2	16,0	16,5	0,4	22,6	24,4	1,8	-1,1	96,0	-4,8	83,3	-12,6	56,1	-6,0	79,2
3. Отчисления на социальные нужды	12,1	9,2	-3,0	9,2	7,9	-1,4	7,0	6,0	-1,0	4,5	4,4	-0,1	6,7	6,5	-0,2	0,1	100,9	-2,2	76,3	-4,7	49,1	-2,4	73,3
4. Амортизация	20,4	13,2	-7,2	17,1	16,5	-0,6	19,6	14,7	-5,0	18,3	15,1	-3,3	31,8	23,7	-8,1	3,9	129,3	6,4	148,5	5,1	138,6	18,6	240,3
5. Прочие затраты	19,8	17,5	-2,3	15,1	17,8	2,7	17,9	21,1	3,1	23,4	21,7	-1,7	25,3	22,4	-3,0	-2,4	86,3	0,4	102,4	5,9	133,8	7,8	144,5
6. Расходы ТУ	15,6	13,7	-1,9	11,2	11,6	0,4	15,4	12,5	-2,9	6,1	6,0	-0,1	9,6	8,9	-0,7	-2,5	81,8	1,7	112,4	-7,6	44,5	-4,1	70,3
7. Расходы РММ	6,1	4,3	-1,7	7,0	4,5	-2,5	0,0	0,0	0,0	6,2	5,8	-0,4	7,2	7,6	0,5	2,7	161,8	-4,3	0,0	1,9	143,5	2,8	164,7
8. Общехозяйственные расходы	22,7	26,7	4,0	29,9	22,1	-7,8	30,4	26,1	-4,3	21,3	26,7	5,5	26,5	45,2	18,7	3,2	111,8	3,7	113,7	-5,5	79,6	-0,2	99,2
Производственная себестоимость	196,9	179,3	-17,6	181,3	171,1	-10,2	177,9	172,9	-4,9	152,6	153,9	1,2	227,8	208,6	-19,1	2,0	101,1	-1,4	99,2	-26,7	85,1	48,5	127,0

НАПРАВЛЕНИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ АЛМАЗНЫХ РУД В УСЛОВИЯХ РУДНИКА "МИР" АК "АЛРОСА"

ВАНДЫШЕВ А. М., ВАГАПОВ Д. А.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

Кимберлитовая трубка "Мир" расположена в Мирнинском районе Республики Саха (Якутия) на левобережье среднего течения р. Ирелях в черте г. Мирный. Месторождение расположено в зоне развития многолетнемерзлых пород, мощность которых составляет 325-340 м, нулевая изотерма проходит на глубине около 745 м (-410 м абс.). Мощность деятельного слоя изменяется от 0,2 до 0,5 м на заселенных склонах северной экспозиции, до 1,5-5,0 – на открытых склонах южной экспозиции. Месторождение обрабатывалось открытым способом с 1958 г.

К 1988 г. дно карьера достигло отметки -125 м. При этом основной подмерзлотный водоносный комплекс – метегеро-ичерский (МИВК) – был в значительной мере вскрыт. Воды этого комплекса, дренируемые карьером, перехватывались водопонижающими скважинами, проводилась реконструкция карьера "Мир" под защитой противодиффузионной завесы (ПФЗ) и карьерного водоотлива.

К 2001 г. отработка запасов кимберлитовой трубки "Мир" открытым способом была завершена и карьер поставлен на "сухую консервацию". Глубина карьера на конец отработки составила -525 м (-190 м абс.). В 2003 г. начата добыча полезного ископаемого подземным способом.

На данном предприятии, исходя из горно-геологических и горнотехнических условий, для отработки запасов применяется слоевая система разработки с полной закладкой выработанного пространства твердеющими смесями. Физико-механические свойства пород и руд характеризуются следующими показателями: доломиты ($\sigma_{сж.ср.} = 42,2$ МПа), галит ($\sigma_{сж.ср.} = 21,2$ МПа), ангидриты ($\sigma_{сж.ср.} = 25$ МПа), кимберлиты ($\sigma_{сж.ср.} = 34$ МПа), средняя прочность по свите равна 31 МПа. В целом кимберлитовые руды, по классификации проф. М. М. Протодьяконова, относятся к малопрочным и средней прочности, коэффициент крепости колеблется от 2 до 5. Тем самым прочностные характеристики руды и вмещающих пород позволяют применять механический способ их разрушения комбайнами типа АМ-75, 85, 105. Опыт показывает, что в очистных забоях данный способ позволяет достичь достаточно высоких технико-экономических показателей добычи. Альтернативы этому способу добычи руды в ближайшее время не предвидится.

При проведении подготовительных выработок в основном применяется буровзрывной способ, который не позволяет повысить устойчивость выработок и соответствующие темпы их проведения.

Недостаточно широкое использование комбайнов при проходке выработок обусловлено распространением в разрезе месторождения большого количества разновидностей пород, отличающихся по физико-механическим свойствам, отсутствием опыта отработки такого сложного месторождения подземным способом и реальной информации о геомеханической ситуации. Разброс прочностных свойств руд и вмещающих пород обуславливает необходимость совершенствования конструктивных характеристик комбайнов, режима их эксплуатации и существенного изменения организации работ.

Анализ данных о работе участков показывает низкую надежность технологических схем ведения горных работ, повышением которой является большим резервом в улучшении технико-экономических показателей добычи руды.

ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ И ГОРНОТЕХНИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ РАЗРАБОТКИ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ

КАРИМОВ Ф. Р.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

Развитие открытого способа разработки характеризуется ростом концентрации производства, сопровождается увеличением глубины и пространственных размеров карьеров, расстояний транспортирования и сложности доставки горной массы на поверхность.

Рост глубины открытых горных работ сопровождается ухудшением технико-экономических показателей добычи минерального сырья, главным образом, в результате значительного увеличения коэффициента вскрыши и повышения транспортных затрат. При этом производственная мощность карьеров по горной массе, как правило, возрастает. Компенсация такого ухудшения достигается совершенствованием технологии разработки месторождений, подкрепленным созданием новой горнотранспортной техники, что предопределяет основные тенденции в развитии глубоких карьеров.

Все факторы, воздействующие на производительность карьеров при увеличении глубины горных работ, можно разделить на основные группы: горно-геологические (природные); технические; горнотехнические (технологические).

К горно-геологической группе относится содержание полезного компонента в сырой руде, мощность и условия залегания рудного тела, а также физико-механические свойства горных пород, гидрогеологические условия разработки и устойчивость бортов, т. е. факторы, воздействующие на производительность карьера через техническую и эксплуатационную производительность оборудования.

Наиболее обширную группу представляют горнотехнические (технологические) факторы, включающие изменения параметров систем разработки и рабочей зоны, параметров транспортных систем и схем вскрытия, увеличение объемов вскрышных пород и снижение эксплуатационной производительности горнотранспортного оборудования.

Наибольшее влияние глубина разработки оказывает на производительность и технико-экономические показатели карьерного транспорта. До настоящего времени на большинстве отечественных карьеров полной компенсации снижения технико-экономических показателей транспортирования с увеличением глубины разработки техническим прогрессом обеспечить не удается. В связи с этим транспортная проблема была и остается одной из важнейших проблем разработки глубоких карьеров.

В целом, анализ фактического положения, сложившегося к настоящему времени в области открытой разработки месторождений твердых полезных ископаемых, позволяет отметить следующие основные тенденции в развитии глубоких карьеров:

- ухудшение технико-экономических показателей добычи руды в связи с ростом объемов вскрышных работ и затрат на транспортировку горной массы по мере увеличения глубины карьера и расширения его границ по поверхности;
- увеличение параметров горнотранспортного оборудования в связи с необходимостью улучшения технико-экономических показателей процессов выемки, погрузки, транспортирования и складирования горной массы;
- применение комбинированных видов транспорта и соответствующих ему способов вскрытия, что сокращает материальные, энергетические и финансовые затраты на перемещение горной массы;
- стремление к формированию транспортных систем, действующих без коренной перестройки в течение всего срока существования карьера;
- увеличение углов наклона откосов бортов и уступов на предельном контуре, что сокращает объемы вскрышных работ;
- усиливающееся отрицательное влияние горного производства на окружающую среду, что связано с применением взрывных работ, использованием транспортных средств с двигателями внутреннего сгорания, перемещением и складированием на земной поверхности значительных объемов горных пород.

В области совершенствования технологии открытой разработки усилия направлены, главным образом, на создание технологических схем ведения горнотранспортных работ, основанных на принципах эффективного сочетания технологических процессов горного производства и соответствующего этим процессам оборудования. Естественно, что в этом случае для каждого типа оборудования стремятся определить область экономически целесообразного применения, а при его комбинации – создать условия для совместной, благоприятной работы.

ОРГАНИЗАЦИОННО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ПОДГОТОВКА ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ УГЛЕДОБЫВАЮЩЕГО ПРЕДПРИЯТИЯ

ЖУКОВ А. Л.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

Анализ функционирования российских угледобывающих предприятий позволил установить, что в производственной системе существуют несоответствия между технологическими, организационными факторами и требованиями к параметрам эффективности выполнения производственной функции.

Основными технологическими факторами горного производства являются: режим горных работ, технологические условия, функциональность использования оборудования, сбалансированность технологической цепочки по мощности и по структуре выполняемых работ.

Режим горных работ определяется как отношение среднего коэффициента вскрыши к текущему коэффициенту и составляет 0,4-0,5. Технологические условия определяются как отношение фактических значений параметров к оптимальным значениям параметров карьерного пространства и составляют 0,45-0,50. Сбалансированность технологической цепочки характеризуется соответствием технических возможностей горных машин в цепи рабочих процессов и составляет в среднем 0,4-0,5. Функциональность использования

оборудования определяется отношением времени работы оборудования с технологически возможной производительностью к рабочему фонду времени и составляет 0,6-0,7.

Основными организационными параметрами горного производства являются: структура персонала по квалификации и ответственности, регламентированность и ритмичность технологических процессов. Структура персонала по квалификации определяется как отношение функционального времени работы ко всему фонду рабочего времени и составляет в среднем 0,60-0,65. Структура персонала по ответственности определяется как отношение заинтересованного в эффективной деятельности персонала к общему количеству персонала предприятия и составляет 0,2-0,3. Регламентированность технологических процессов определяется как отношение количества регламентированных процессов к общему количеству процессов и составляет 0,7-0,8. Ритмичность технологических процессов характеризуется равномерностью выполнения рабочих операций во времени и составляет 0,5-0,55.

Установлено, что наибольшее отношение использования фактора к резерву существуют в структуре персонала по ответственности (1:0) а наименьшее – в структуре персонала по квалификации и ритмичности процессов (1:0,85). Кроме необходимых резервов большинство факторов содержат избытки, которые снижают эффективность выполнения производственной функции. Наибольшее отношение использования фактора к избытку существует в структуре персонала по ответственности (1:0), а наименьшее – в регламентированности технологических процессов (1:1,3).

Преобразование организационно-технологической подготовки производственных процессов угледобывающего предприятия возможно при реализации следующих условий:

- комплексное обеспечение факторов необходимыми условиями выполнения производственной функции;
- обеспечение резерва в использовании каждого фактора и определение допустимых отклонений при его эксплуатации;
- устранение избытков в использовании ресурсов по каждому фактору.

Разработанная методика диагностики горнотехнической системы угледобывающих предприятий позволяет определить целесообразную последовательность действий по повышению использования потенциальных возможностей организационной и технологической подсистем, целью которой является повышение уровня эффективности использования основного горнотранспортного оборудования, производительности труда и снижение издержек производства.

ВЫБОР ЭФФЕКТИВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ СЛОЖНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД (НА ПРИМЕРЕ РУБЦОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ)

ШЕВЛЯКОВ Е. В., КОТЛЯРОВ В. В.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

Рубцовское месторождение полиметаллических руд залегает в южной части Рубцовской синклинали структурно-фациальной надзоны Рудного Алтая.

Главное рудное тело и вмещающие породы характеризуются резким различием физико-механических свойств. Породы в подошве рудного тела наиболее слабые и менее устойчивые по сравнению с породами в кровле. Массивы вмещающих пород мелко блочные. Система трещин круто- и пологопадающая. Трещины имеют мощность от 0,5 до 2 мм и, как правило, заполнены продуктами вторичной минерализации. В приконтактной части с рудным телом залегают так называемые глинистые руды, имеющие в своем составе значительное количество каолина, монтмориллонита галлуазита, что существенно ослабляет устойчивость горных пород при обнажении в процессе очистной выемки.

Исходя из минерального состава рудного массива, Рубцовское полиметаллическое месторождение относится к непожароопасным. Руды месторождения склонны к слеживанию.

По условиям залегания и характеру распределения полезных ископаемых Рубцовское месторождение относится к 3-й группе сложности. Рудная зона включает 5 рудных тел, но основные запасы, более 90 %, сосредоточены в рудном теле 1, которое по форме представляет линзообразную залежь, имеющую максимальную длину по простиранию 800 м, по падению длина рудного тела изменяется от 50 до 340 м, мощность колеблется от 0,5 до 17,6 м, составляет в среднем 5 м. Углы падения изменяются от 100 до 80°. Руды представлены следующими структурными разновидностями: сплошными массивными – 42 %, сплошными сажистоподобными – 3 %, вкрапленными глиноподобными – 60 %.

Главными ценными компонентами смешанных руд являются, медь, свинец и цинк, окисленных – медь, свинец.

В настоящее время в целях уточнения геологоразведочных данных на Рубцовском месторождении проводятся эксплуатационно-разведочные работы (ЭРР). На основании полученных результатов сделана корректировка контуров и параметров месторождения, детально изучена морфология и особенности внутреннего строения рудного тела. Выделено два основных типа руд: сплошные полиметаллические руды и подстилающие их вкрапленные, прожилково-вкрапленные руды в хлоритовых, хлорит-серицитовых метасоматитах. Мощность вкрапленного оруденения достигает 3-4 м.

В процессе ЭРР выявлены неоднородность массива сплошных полиметаллических руд, наличие в нем пострудных тектонических разрывных, сбросовых и надвиговых нарушений. Отмечены сбросы рудного тела до 2 м. На участках изменения падения массива сплошных руд с пологого на крутое отмечаются оползневые сбросы и разломы, приводящие к дроблению рудного тела на крупные блоки. Надвиговые нарушения приводят к смешиванию сплошных и вкрапленных руд с вмещающими породами.

Коэффициент крепости по Протодьяконову (f) составляет: руда сплошная (массивная) $f = 9-10$; руда вкрапленная в кварцхлоритовых породах $f = 1,5-3,0$; руда в хлорит-серицитах $f = 2$; руда глиноподобная $f = 1-1,5$; руда сажисто-подобная $f = 1,3-2,0$.

Гидрогеологические условия месторождения в целом простые. На месторождении повсеместно развиты два основных водоносных комплекса (сверху вниз):

1 – водоносный комплекс в рыхлых песчано-глинистых покровных образованиях, представленный безнапорными грунтовыми водами;

2 – водоносный комплекс в массиве вулканогенно-осадочных и осадочных пород, представленный напорными трещинными водами.

В целом обводненность пород месторождения незначительная и находится в прямой зависимости от степени и характера их трещиноватости и тектонической проработки. Дебиты скважин составляют 0,01-0,37 м³/с.

В соответствии с проектом отработка месторождения в настоящее время на руднике производится системой горизонтальных слоев с закладкой выработанного пространства.

В настоящее время производительность рудника составляет 250 тыс. т/г. Одновременно в работе находятся два подэтажа: очистные заходки проходят со слабым наклоном 3-70°. Оработка элементарной выемочной единицы включает следующие основные технологические операции: подготовка, очистная выемка и закладочные работы.

Применяемая на руднике технология очистных работ в связи с серьезными изменениями горно-геологической и геомеханической обстановки на месторождении предопределили необходимость внесения серьезных корректив в технологию ведения очистной выемки и параметры системы разработки, что не позволяет руднику выйти на проектную мощность. Внесение существенных изменений коснулись всех основных технологических звеньев очистных работ: подготовка блока, крепление горных выработок, закладочные работы.

Изменение мощности рудных тел не позволяет проводить нарезные выработки полностью по руде, поэтому обнажение вмещающих пород потребовало во всех случаях крепления выработок.

Принятые проектом заходка площадью 4×4 оказалась настолько неустойчивой, что поддержать ее до начала закладочных работ оказалось невозможным, и рудник вынужден был уменьшить поперечное сечение заходки сначала до 3,5×3,5 м, затем до 3×3 м, а в настоящее время заходка имеет сечение 2,5×3,0 м.

Применение системы горизонтальных слоев с закладкой в сложившейся горно-технологической ситуации на руднике характеризуется высоким травматизмом, уровень которого с ростом глубины ведения горных работ нарастает. Если коэффициент травматизма в 2006 г. составил $k=5,42$, то в 2007 г. $k=5,76$.

В сложившихся условиях отработки месторождения выход рудника на проектную производительность при существующей технологии ведения очистных работ невозможен, что подтверждается результатами исследований, проведенными сотрудниками УГГУ.

Исходя из сложившейся на руднике горно-технологической ситуации, возможны два кардинальных направления решений проблемы эффективности и безопасности разработки Рубцовского месторождения:

– ориентация на дальнейшее применение системы горизонтальных слоев с закладкой выработанного пространства на основе изыскания и внедрения новых технологических и технических решений, обеспечивающих эффективность и безопасность ее применения;

– переход на новые системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород, позволяющих вести очистную выемку в условиях сохранения природных качеств рудного массива.

Приоритетные направления совершенствования существующей технологии ведения горных работ, как показал анализ опыта отработки предприятий, обрабатывающих месторождения, близкие по горно-геологическим условиям Рубцовскому месторождению, сводятся к следующему:

– проведение технических мероприятий по искусственному укреплению рудного массива, на основе инъекции массива смолами, замораживания массива;

– изменение конструктивных параметров систем разработки и переход на новые виды крепи (гидравлические стойки типа ГСУМ, 2ГСМК), крепление выработок на основе применения полимерного материала Текфлекс, совершенствование крепления заходок на основе применения спецпрофиля;

– в целях сокращения объемов технологической воды, поступающей в очистные работы, проведение изоляционных мероприятий, переход на сухое бурение, применение новых видов закладки, характеризующихся низким водосодержанием.

В результате изучения и технической проработки приоритетных направлений совершенствования существующей технологии очистных работ на руднике на основе применения горизонтальных слоев с закладкой выработанного пространства наиболее эффективным принят вариант с применением пастовой закладки, позволяющей совместно с расходом на сухое бурение практически исключить поступление технологической воды в очистное пространство и тем самым вернуть горному массиву природные качества.

Первый опыт применения пастовой закладки имел место при разработке месторождения свинцово-цинковых руд на руднике Бад Грунд. Примерно равные части отходов обогащения в тяжелых суспензиях и сгущенных хвостов перемешивались для получения пасты с влагосодержанием 12 %. Она перекачивалась до вертикальной шахты глубиной до 500 м на расстояние 80 м. Забои были расположены на расстоянии 400-2300 м. Цемент вводился пневматически на расстоянии 50 м до конца трубопровода.

В настоящее время пастовая закладка применяется Грин Крик на Аляске, рудниках компании Инко на руднике Бад Бляйбург в Австралии и др.

Анализ опыта применения систем с обрушением руд и вмещающих пород для условий Рубцовского рудника показал, что наиболее приемлем вариант системы слоевого обрушения.

Был изучен опыт применения системы слоевого обрушения на рудниках СУБРа, где условия ее применения в какой-то степени близки к условиям Рубцовского рудника.

Переход Рубцовского рудника на систему слоевого обрушения позволяет:

- сохранить прочностные свойства рудного массива в естественном состоянии;
- повысить безопасность очистной выемки;
- упростить организацию и технологию ведения очистных работ;
- на 25-30 % снизить объем подготовительно-нарезных работ.

МЕТОДИКА РАСЧЕТА РАСХОДА ТОПЛИВА КАРЬЕРНЫМИ АВТОСАМОСВАЛАМИ В УСЛОВИЯХ СЛОЖНЫХ ТРАСС

КИМ Н. В., МУСИХИН С. В.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

Увеличение энергоемкости при одновременном росте цен на энергоресурсы становится одним из основных факторов, лимитирующих развитие горного производства. Энергия жидкого, в основном, дизельного топлива является вторым по значимости видом энергии, используемым в горном производстве. Основным потребителем дизельного топлива на предприятиях с открытым способом добычи полезных ископаемых является карьерный автотранспорт. Одним из важнейших задач карьерного автомобильного транспорта является снижение расхода горюче-смазочных материалов, что связано в первую очередь с высокой дефицитностью жидкого топлива и невосполнимостью природных запасов нефти.

Объектом исследования являлись карьерные автосамосвалы БелАЗ-7540В, БелАЗ-7555В, БелАЗ-75125М, БелАЗ-7512 и специализированные автомашины (поливооросительные и тягачи) на шасси БелАЗ-540 и БелАЗ-548.

В результате выполненного исследования разработана методика расчета и нормирования расхода дизельного топлива карьерными автосамосвалами, учитывающая реальные режимы движения в глубоких карьерах. Методика базируется на экспериментально-аналитическом методе описания показателей топливной экономичности карьерных автосамосвалов.

Движение автосамосвалов осуществляется по дорогам, состоящим из участков с кратковременным сроком службы, выполненных без покрытия, с неровной поверхностью и высоким коэффициентом сопротивления качению, и относительно постоянных участков со сроком службы от одного года и более с щебеночными и асфальтобетонными покрытиями.

В связи с понижением горных работ и соответствующим повышением стесненности карьерного пространства усложнились трассы движения автосамосвалов. Наряду с увеличением числа поворотов и снижением их радиусов, появились трассы с перегибами в профиле, обуславливающими переподъемы горной массы. Так, на Южном карьере из 112 вариантов трасс 75 вариантов содержат участки с переподъемом от 8 до 60 м, а на Центральном карьере имеется 72 участка с переподъемом от 7 до 96 м. Действующие в настоящее время нормы расхода топлива для технологических автосамосвалов карьеров комбината "Ураласбест" недостаточно адекватно учитывают это, а также изменение горнотехнических и организационных условий со времени введения в действие существующих норм. По отчетным данным, на многих маршрутах, в особенности

таких, где имеет место переподем горной массы, фактический расход до 50-60 % отличается, как правило, в большую сторону от нормативных значений.

Согласно результатам замеров, выполненных в мае 2007 г., величина отклонения факта от нормы составляет для автосамосвалов БелАЗ-7555В от минус 17 до плюс 22 %; для автосамосвалов БелАЗ-7512 от плюс 7 до плюс 63 % и в среднем составляет, соответственно, минус 1,1 и плюс 34 %.

Одна из причин этого – недостаточно адекватный учет фактических условий работы технологических автосамосвалов в карьере.

В связи с этим на кафедре разработки месторождений открытым способом Уральского государственного горного университета (РМОС УГГУ) разработана методика автоматизированного планирования и нормирования расхода дизельного топлива, базирующаяся на геоинформационном методе моделирования автотранспортных коммуникаций. В основу методики положен расход топлива в транспортном цикле по различным автомобильным трассам в карьере.

Транспортный цикл состоит из операций движения с грузом и без груза, операций погрузки, разгрузки, ожидания очереди на погрузку и разгрузку и маневрирования при установке на погрузку и разгрузку. Автомобильные трассы, в целом характеризующиеся общим расстоянием транспортирования и высотой подъема горной массы, которая определяется как разница отметок пункта разгрузки и пункта погрузки.

Расход топлива автосамосвалом за транспортный цикл ($Q_{ц, л}$) складывается из расхода на потери мощности.

При расчете норм расхода топлива карьерными автосамосвалами эти затраты топлива учитываются по элементам транспортного цикла как функции от горнотехнических, дорожных факторов и конструктивных факторов.

Профиль трассы движения, как правило, простой: либо на подъем, либо на спуск, однако в условиях стесненного карьерного пространства движение по обоим направлениям может происходить по усложненному профилю, когда подъемы чередуются со спусками

При движении автосамосвала по горизонту или на подъем двигатель работает в тяговом режиме, а при движении на спуск – в тормозном режиме с использованием принудительного холостого хода.

Значительная вариация и динамика горнотехнических условий эксплуатации и структуры парка технологического автотранспорта на карьерах ОАО "Ураласбест" предопределяет необходимость корректировки действующих и разработки новых норм расхода топлива для осваиваемых моделей автосамосвалов БелАЗ-7555В и БелАЗ-75125М линейных дифференцированных (маршрутных) норм расхода дизельного топлива. Нормативные выражения объективно отражают физическую сущность изменения расхода топлива при варьировании высоты подъема горной массы, расстояния транспортирования и сложности трассы в плане и профиле.

1. Нормативные выражения описывают расход топлива практически в любом диапазоне изменения расстояния транспортирования и высоты подъема горной массы и при любом профиле трассы.

2. используя разработанную методику, можно получить дифференцированные значения нормы расхода топлива не только от расстояния транспортирования и высоты подъема горной массы, но и от загрузки автосамосвалов. При использовании автоматизированного варианта методики при необходимости можно расширить количество учитываемых факторов.

3. Определены пути дальнейшего совершенствования нормирования расхода дизельного топлива в условиях карьеров ОАО "Ураласбест", заключающиеся во внедрении спутниковой системы глобального позиционирования (*GPS*) и методики геоинформационного моделирования расхода дизельного топлива.

МОНИТОРИНГ ДЕФОРМАЦИЙ КРОВЛИ СТАНЦИИ "ТОРГОВЫЙ ЦЕНТР" ЧЕЛЯБИНСКОГО МЕТРОПОЛИТЕНА С ПОМОЩЬЮ ГЛУБИННЫХ РЕПЕРОВ

КАНКОВ Е. В.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

КРИНИЦЫН Р. В., СЕЛИН К. В.
Институт горного дела УрО РАН

Строительство станции "Торговый центр" Челябинского метрополитена ведется в сложных горно-геологических условиях. Массив представлен трещиноватой крупнообломочной системой, в которой кроме трещин имеются дайки. Данная осложненная система спровоцировала вывалы крупных структурных блоков из кровли выработки при частичном раскрытии калотты в южной и северной части свода станции. Для контроля геомеханической ситуации было решено создать систему мониторинга за деформациями кровли при строительстве станции [1].

Для выявления участков развития деформаций наиболее оптимальными являются наблюдения за смещениями глубинных реперов, позволяющие установить момент и контролировать процесс развития зоны разуплотнения массива, примыкающего к контуру станции.

Для наблюдения за смещениями реперов было решено использовать автоматическую систему деформационного мониторинга массива горных пород "Массив-II" (производство ЗАО НТЦ "Автоматика" г. Красноярск), позволяющую вести автоматическую запись смещений с интервалом от 20 мин. до одних суток и точностью измерений до 1 мкм. Автоматическая станция (АС) "Массив-II" основана на использовании бесконтактных датчиков измерения расстояний индуктивного типа. Сбор и передача данных наблюдения в АС "Массив-II" осуществляется территориально распределенной интеллектуальной цифровой системой сбора данных, с использованием интерфейса RS-485. Один комплект подобной аппаратуры позволяет установить 4 пары реперов (8 датчиков). Всего для наблюдения за деформацией кровли планируется использовать три комплекта наблюдательных станций, расположив датчики по всей длине станции на участках наиболее сложной геологической ситуации (см. рис.).



Рис. Расположение наблюдательных скважин в центральной части станции "Торговый центр"

Для наблюдения за деформацией массива в скважинах устанавливаются глубинные репера, от которых отходит став алюминиевых штанг. В конце става крепится отчетная площадка. Репера устанавливаются в отдельных близкорасположенных скважинах длиной 10 и 2 м. Кроме того, для исключения механических воздействий на репера и установленные датчики (т. к. вблизи от них ведутся взрывные работы), их закрывают металлическим коробом, кабели датчиков прокладываются в металлических каналах. Наблюдения за смещениями парных реперов также позволяют контролировать отслоения бетонной отделки от скального (окружающего) массива.

Признаком отслоения является превышение наблюдаемой разности смещений парных реперов расчетной величины.

Вертикальные деформации могут развиваться в виде трубы ("крысиной норы"). В этом случае смещения обоих реперов будут одинаковыми. В связи с этим, в соответствии с рекомендациями "Ленметрогипротранса", систему наблюдений следует дополнить наблюдениями за сдвижением земной поверхности. Для этого в русле р. Миасс устанавливают репера, равномерно расположенные по оси станции.

В настоящее время ведутся работы по установке станции автоматического наблюдения "Массив-II" в северной части станции.

Следует указать, что представленный метод не единственный. Для мониторинга при строительстве станции "Торговый центр" применяется широкий спектр методов наблюдений и контроля за напряженно-деформационным состоянием массива горных пород и бетонной отделки станции.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Запрудин А. Г., Передерий В. С., Зотеев О. В., Корнилков М. В. Система мониторинга напряженно-деформированного состояния массива при строительстве станции "Торговый центр" Челябинского метрополитена // Проектирование, строительство и эксплуатация комплексов подземных сооружений: Труды II Международной конференции. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2007. – С. 104-109.

ОПЫТНОЕ НАГНЕТАНИЕ АКТИВНЫХ РАСТВОРОВ В ПОРОДНЫЙ МАССИВ

СЫНБУЛАТОВ В. В.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

Борьба с горными ударами осуществляется в различных направлениях. Перспективным может быть использование растворов поверхностно-активных веществ (ПАВ) для направленного изменения свойств и состояния горных пород [1, 2]. Все это требует изучения вопросов доставки активных растворов в породный массив.

В общем случае характер процесса определяется проницаемостью породного массива и свойствами самого раствора. Применительно к специфике данной работы используемые растворы ПАВ в силу малой концентрации активных молекул (сотые и тысячные доли процента) можно считать обычной водой. Тогда эффективность фильтрации будет определяться законами гидравлики, т. е. ламинарным течением жидкости по открытым каналам. В этом случае в соответствии с законом Дарси коэффициент фильтрации массива определится выражение

$$k_{\phi} = \frac{x \cdot \gamma \cdot L}{\Delta p}, \quad (1)$$

где $v = Q/F$ – скорость движения жидкости; Q – расход жидкости через площадку нагнетания F при перепаде давления Δp на единицу длины L ; γ – удельный вес жидкости (для воды $\gamma = 10^4 \text{ Н/м}^3$).

Анализ методов и средств предварительного увлажнения породных массивов показывает, что в условиях монолитных удароопасных пород наиболее эффективным является режим ступенчатого многократного нагнетания растворов ПАВ при малых величинах напора. В этих условиях режим фильтрации служит лишь для доставки активного раствора по имеющимся макротрещинам в глубь массива. Дальнейшее же его насыщение раствором осуществляется за счет механизмов капиллярной конденсации и адсорбционной миграции активных молекул по микротрещинам и контактам минеральных зерен. Эти механизмы играют определяющую роль при воздействии поверхностно-активных веществ на горные породы.

Таким образом, применительно к решаемым задачам нет необходимости в создании повышенных давлений нагнетания. Это значительно упрощает технологическую схему и снижает затраты на процесс. Кроме того, имеющиеся исследования [3] свидетельствуют, что низконапорное нагнетание обеспечивает наиболее равномерное увлажнение массива при максимальном значении дебита. Эффективность процесса существенно возрастает при многократном нагнетании. Действительно, за период между предыдущим и последующим циклами нагнетания активный раствор взаимодействует с горной породой и за счет сил горного давления способствует развитию трещиноватости массива. Поэтому при повторном насыщении раствор имеет возможность фильтроваться уже по вновь образованным каналам.

Для опробования нагнетательного оборудования, отработки параметров насыщения и оценки фильтрационных характеристик породного массива на гор. – 800 м шахты №12-12 бис СУБРа проведено опытное нагнетание растворов ПАВ. Работы производились в забоях штрека, пройденного по пироксен-плаггиоклазовым порфирирам. Используемое поверхностно-активное вещество – раствор $AlCl_3$ в концентрации 0,001 %. Нагнетательные скважины бурились в два этапа – на глубину 500 мм диаметром 56 мм для установки кондуктора; рабочая часть до глубины 3,5 м диаметром 42 мм. Контрольные шпуров диаметром 42 мм бурились на глубину 1,7 м. В скважины устанавливались кондукторы (пакеры) для герметизации устья скважин закрепленные цементно-песчаным раствором. Время твердения раствора – 24 часа.

Испытания проводились в два этапа. На первом этапе в скважину № 1 подавался раствор ПАВ под давлением 0,5 МПа. За время нагнетания 11 мин. расход раствора составил 55 л. На втором этапе через скважины № 2 осуществлялось циклическое нагнетание раствора под давлением 0,1; 0,2 и 0,3 МПа. Продолжительность каждого цикла нагнетания – 10 мин. с перерывами в 20-30 мин. Площадь рабочей части скважин $F = 0,4 \text{ м}^2$. Расход раствора ПАВ в первом цикле 10 л, во втором – 21 л. В третьем цикле нагнетания через 4 мин. появилась течь из первого контрольного шпура, а через 2 мин. – из второго. Результаты опытов и расчета фильтрационных характеристик массива представлены в табл.

Таблица

Фильтрационные характеристики массива по отношению к раствору ПАВ

Продолжительность нагнетания, мин.	Расход раствора, л	Давление нагнетания, МПа	Скорость фильтрации, см/мин.	Коэффициент фильтрации k_{ϕ} , м/сут.
11	55	0,5	1,25	0,179
10	10	0,1	0,25	0,180
10	21	0,2	0,525	0,189

Полученные данные свидетельствуют об устойчивости результатов нагнетания при различных параметрах процесса. Коэффициент фильтрации массива достаточно устойчив и в среднем составляет 0,18 м/сут. или $2,08 \cdot 10^{-6}$ м/с. Вместе с тем, при повторных циклах его величина несколько возрастает, что свидетельствует о повышении эффективности последующих стадий нагнетания.

Таким образом, результаты опытно-промышленных испытаний свидетельствуют о возможности достаточно успешного нагнетания растворов ПАВ в породный массив из забоя горной выработки. При этом наибольший эффект дает серия последовательных циклов нагнетания. Скорость фильтрации можно регулировать давлением нагнетания. По результатам опытных закачек раствора можно оценить фильтрационные характеристики породного массива по отношению к данному раствору поверхностно-активных веществ.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Сынбулатов В. В. Повышение эффективности предотвращения горных ударов // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2005. – № 4. – с. 118-120.
2. Сынбулатов В. В. Воздействие поверхностно-активных веществ на деформационные свойства скальных горных пород // Труды II Международной конференции. Проектирование, строительство и эксплуатация комплексов подземных сооружений. – Екатеринбург, 22-24 мая 2007 г.
3. Панов Г. Е. Предварительное увлажнение массивов на угольных шахтах и карьерах. – М.: Недра, – 1970. – 129 с.

ИМИТАЦИОННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ОСНОВАНИЙ ШАХТНЫХ КОПРОВ

ТАИРОВ Т. Н.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

В настоящее время для расчета оснований шахтных копров используют ряд нормативных материалов [1-3]. Однако они базируются на детерминированных расчетах, что не позволяет количественно оценить надежность принимаемых решений или обратную величину – уровень риска. С этой целью в практике расчета оснований сооружений используются метод моментов, рассматривающий геотехнические модели оснований как функции нескольких случайных аргументов, в частности, простая и уточненная линеаризации функции [4, 5] на основе разложения в ряд Тейлора, линеаризация с использованием универсального закона распределения Грамма-Шарлье [6]. Указанные вероятностные методы реализованы для несложных геотехнических моделей, в которых аналитическое дифференцирование функции по случайным аргументам и получение производных высоких порядков не вызывает затруднений. Использование численного дифференцирования не дает достоверных оценок надежности оснований из-за погрешности вычислений, составляющей от 3 до 7 % для каждого случайного аргумента, причем увеличение числа узлов при дифференцировании отнюдь не обеспечивает необходимой точности. В этой связи имитационное моделирование, математической основой которого является машинная имитация по методу Монте-Карло, обладает несомненным достоинством.

Особенности разработанной методики имитационного моделирования оснований шахтных копров заключается в следующем:

1. Установление закономерностей распределения входных случайных чисел по "критерию χ^2 " Пирсона. По описанной методике была выполнена серия исследований. На их основании были отобраны три наиболее характерных закона распределения, обеспечивающих необходимую точность решения рассматриваемой задачи: нормальный, Грамма-Шарлье, экспоненциальный.

2. Разработка специальных процедур генерации случайных чисел в соответствии с таблицами и графиками, приведенными в нормативной литературе, например для значений удельного сцепления, угла внутреннего трения.

3. Генерация частных коэффициентов запаса (например, нормативных коэффициентов перегрузки), исходя их одностороннего нормального распределения с параметрами: среднее значение \bar{X} , стандарт $S = (k_3 - 1)/3$, в соответствии с предложением Н. Н. Ермолаева [6].

5. Многовероятностный расчет основания по методу круглоцилиндрических поверхностей скольжения – биаркам в следующих геомеханических ситуациях, предусмотренных СНиП: основание неоднородно по глубине; пригрузка основания с разных сторон фундамента неодинакова, причем интенсивность большей из них превышает $0,5R$; сооружение расположено на откосе или вблизи откоса; возможно возникновение нестабилизированного состояния грунтов основания.

6. Учет воздействия боковых нагрузок от шахтного копра на устье или крепь ствола подземного комплекса в породах коры выветривания в соответствии с рекомендациями СНиП [7], оценкой надежности или рисков для задаваемых размеров и материала крепи.

7. Имитационное моделирование деформации основания в мульде сдвижения при наличии достаточно мощной толщи, сложенной обводненными породами коры выветривания по "интегральному" методу З. Г. Тер-Мартirosяна [8].

8. Вероятностная оценка влияния "разгрузки" породного массива, вызванной горно-строительными работами, на деформации оснований шахтных копров по методике, комбинирующую методы конечных элементов и Монте-Карло, разработанную в УГГУ [9].

9. Выбор оптимального варианта, исходя из значимости сооружения, по современным критериям эффективности инвестиционных проектов (чистый дисконтированный доход – ЧДД, срок окупаемости – СО, внутренняя норма доходности – ВНД, индекс доходности – ИД, суммарные дисконтированные затраты – СДЗ) [10], учитывающего безопасность объекта, качество мониторинга сооружения на стадиях строительства и эксплуатации, размер страхования строительных и эксплуатационных рисков.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. СНиП 2.02.01-83. Основания зданий и сооружений / Минстрой России. – М.: ГП ЦПП, 1995. – 48 с.
2. Пособие по проектированию оснований зданий и сооружений (к СНиП 2.02.01-83)/НИИОСП им. Герсеванова. – М.: Стройиздат, 1986. – 415 с.
3. Руководство по расчету оснований башенных копров угольных и рудных шахт. – М.: Стройиздат, 1975. – 140 с. (Донецкий промстройиниипроект).
4. Бугров А. К., Шилин В. Г. Расчет надежности по осадке упругопластического основания методом статистических испытаний // Реконструкция городов и геотехническое строительство. – 2000. – № 3 (Интернет-журнал <http://www.georec.spb.ru/mag/2000n3/index.htm>).
5. Бугров А. К., Шилин В. Г. Определение вероятностных характеристик активного давления грунта методом Монте-Карло // Реконструкция городов и геотехническое строительство. – 2002. – № 5 (Интернет-журнал <http://www.georec.spb.ru/mag/2002n5/index.htm>).
6. Ермолаев Н. Н., Михеев В. В. Надежность оснований сооружений, 1976. – Л.: Стройиздат – Ленинградское отделение. – 152 с.
7. СНиП II-94-80. Подземные горные выработки / Госстрой СССР. – М.: Стройиздат, 1982. – 31 с.
8. Тер-Мартirosян З. Г., Нурджанян С. Ш. Прогноз механических процессов в массивах многофазных грунтов. – М.: Недра, 1986. – 292 с.
9. Половов Б. Д., Волков М. Н. Имитационная геомеханика // Известия Уральского государственной горно-геологической академии. – 2002, вып. 14. – С. 107-123.
10. Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов и их отбору для финансирования". – М.: НПКВЦ "Теринвест", 1994. – 80 с. (утвержденные Госстроем России, Минэкономики РФ, Минфином РФ, Госкомпромом России 31.03.94 № 7 - 12/47).

ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ С СОХРАНЕНИЕМ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ДЛЯ ПОВТОРНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ НА ШАХТАХ ЧЕРНОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

КОКАРЕВ К. В., ТЮЛЬКИН В. П.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

При выборе рациональной технологии бесцеликовой отработки угольных пластов и установлении ее рациональных параметров для конкретных условий Черногорского месторождения необходимо учитывать особенности проявлений горного давления в участковых подготовительных выработках.

Применяемый на шахтах способ охраны подготовительных выработок целиками угля приводит к значительным (120-150 тыс. т/г.) потерям угля.

Оставляемые в выработанном пространстве целики угля шириной 8-10 м, как правило, раздавливаются и при их подработке являются потенциальными источниками возникновения эндогенных пожаров.

Анализ горно-геологических и горнотехнических условий разработки Черногорского месторождения, отечественного опыта применения бесцеликовой отработки тонких и средней мощности угольных пластов позволяет сделать вывод о принципиальной возможности внедрения технологии отработки угольных пластов с сохранением конвейерных штреков для повторного использования в качестве вентиляционных на шахтах Черногорского месторождения.

Специфические горно-геологические условия Черногорского месторождения (незначительные глубины разработки, сравнительно высокие прочностные свойства угля и вмещающих пород, склонность углей к самовозгоранию и др.) требуют детальных исследований и опытно-промышленных испытаний для геомеханического обоснования данной технологии ведения горных работ.

Необходимость проведения исследований по геомеханическому обоснованию технологии ведения горных работ обуславливается тем, что игнорирование фактора горного давления при выборе технологии

отработки угольных пластов зачастую приводит к большим потерям угля, увеличению затрат на поддержание выемочных штреков, к поломкам и авариям механизированных комплексов, и существенному ухудшению технико-экономических показателей работы очистных забоев.

Исследования проявлений горного давления в экспериментальных подготовительных выработках, сохраняемых для повторного использования, на шахтах рассматриваемого месторождения носили комплексный характер и включали визуальные и натурные инструментальные наблюдения за смещениями вмещающих выработку горных пород и деформациями элементов крепи.

Наблюдения проводились в следующие периоды существования горной выработки: в период отсутствия влияния очистных и подготовительных работ; в период влияния очистных работ собственной лавы в зоне временного опорного давления впереди лавы; в период влияния собственной лавы позади ее; в период нахождения выработки в зоне влияния остаточного горного давления собственной лавы; в период влияния очистных работ смежной лавы в зоне временного опорного давления впереди лавы.

Инструментальные исследования в конвейерном штреке лавы № 21, пройденном по пласту Великан II (шахта "Хакасская"), показали, что возрастание скорости смещений пород кровли и почвы штрека начинается на расстоянии 8 м впереди очистного забоя. На большем расстоянии от лавы, т. е. вне зоны временного опорного давления, скорость деформирования горных пород не превышает 0,02-0,05 мм/сут. Скорость сближения кровли и почвы выработки в створе с лавой достигла величины 1 мм/сут., а величина смещений пород за весь период наблюдений впереди забоя лавы составила всего 6 мм. Наиболее интенсивно сдвигения пород происходили позади лавы в сохраняемой выработке на участке длиной 40 м. Максимальная скорость смещений зафиксирована на расстоянии 10-15 м позади забоя лавы и составила 2,7 мм/сут. Величина смещений пород кровли и почвы на участке активных сдвижений пород достигла 74 мм, что составляет 79 % от суммарной величины смещений за весь период наблюдений. Полная стабилизация горного давления наступила после удаления очистного забоя на расстояние 60-70 м. При этом скорость смещения пород кровли и почвы на данном участке не превышала 0,1 мм/сут. Суммарная величина смещений пород за весь период наблюдений в конвейерном штреке № 21 составила 94 мм.

Наблюдения в конвейерном штреке лавы № 51, пройденном по пласту Мощному (шахта "Енисейская"), позволили установить, что зона временного опорного давления впереди лавы равна 15-20 м, при этом наибольшие деформации пород происходили на участке длиной 10 м. Максимальная скорость смещений пород достигла 8 мм/сут. на сопряжении с лавой. Зона активных сдвижений пород позади лавы имеет длину 30-35 м. Величина смещений пород на этом участке составила 80 мм. При удалении лавы на 40 м процесс деформирования пород стабилизировался, и скорость смещений уменьшилась до 0,05-0,10 мм/сут. Суммарная величина смещений пород за период наблюдений (8 мес.) составила 115 мм. Через 1,5 мес. после окончания работ в лаве № 51 скорость смещений пород не превышала 0,02-0,07 м/сут. При отработке смежной лавы № 52, использующей бывший конвейерный штрек лавы № 51 в качестве вентиляционного, установлено, что зона временного опорного давления впереди также составляет 15-20 м. На расстоянии до лавы 810 м скорости смещения пород в сохраняемом конвейерном штреке № 51 равны 0,8-1,2 мм/сут. Максимальная скорость смещений пород кровли и почвы на сопряжении с лавой № 51 не превышала 4,2 мм/сут. Общая величина смещений пород в сохраняемой выработке за период подвигания лавы № 52 на 30 м составила 24,5 мм. При этом скорости смещений пород в зоне временного опорного давления ниже, чем в рельсовом штреке № 52, охраняемом целиком угля шириной 7-10 м. Суммарная величина смещений горных пород за весь период наблюдений в экспериментальном штреке № 51 составила 140 мм, что значительно ниже технологической податливости деревянной и металлической крепи.

Инструментальные исследования проявлений горного давления на шахтах "Хакасская" и "Енисейская" по сохранению конвейерных штреков для повторного использования в качестве вентиляционных при отработке смежных лав доказывают техническую возможность применения рассматриваемой технологии ведения горных работ на шахтах Черногорского месторождения.

ВЛИЯНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ НА РАСПОЛОЖЕНИЕ И ШИРИНУ ПОЖАРООПАСНОЙ ЗОНЫ В ВЫРАБОТАННОМ ПРОСТРАНСТВЕ

КОКАРЕВ К. В., ТЮЛЬКИН В. П.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

Одной из наиболее распространенных аварий на угольных шахтах являются подземные эндогенные пожары. Они создают большую опасность для работающих в шахтах, так как выделяющиеся при их возникновении ядовитые газы с большой скоростью распространяются по горным выработкам. На шахтах с высокой метанообильностью подземные пожары часто являются причиной взрыва метана. Затраты на

ликвидацию подземных пожаров составляют более 80 % от затрат на ликвидацию всех аварии на горных предприятиях.

Успех борьбы с подземными эндогенными пожарами зависит от ряда факторов и, в первую очередь, от своевременного обнаружения места очага самонагревания угля и принятия экстренных мер по его подавлению. Однако ни один из существующих способов обнаружения эндогенных пожаров на шахтах – визуальный и химико-аналитический – неприемлем для обнаружения очагов самонагревания в их ранней стадии возникновения, тем более для их прогнозирования на стадии проектирования горных работ. Одни способы улавливают признаки уже развитого эндогенного пожара, другие не могут указать место расположения очага опасного самонагревания угля.

Эндогенные подземные пожары по месту их возникновения можно разделить на три типа: 1) в выработанном пространстве; 2) в целиках, прилегающих к горным выработкам; 3) в горных выработках.

Пожары первого типа характеризуются тем, что они зарождаются в отработанной части выемочного поля вследствие оставления угля и утечек воздуха через выработанное пространство. Они составляют, например, в Кузбассе – 76 %, в Челябинском бассейне – 50 %, на месторождениях Средней Азии – 30 %, Приморья – 40 % от общего их числа. Пожары этого типа возникают в выработанных пространствах действующих и отработанных участков.

Если на отработанных участках предупредить эндогенные пожары можно за счет их надежной изоляции, то в действующих очистных забоях устранить их удастся путем своевременного обнаружения очага самонагревания угля и установления его размеров на ранней стадии и применения эффективных мер по его подавлению.

Исследованиями В. М. Маевской [1] установлено, что если утечки воздуха через разрыхленный уголь больше $0,9 \text{ м}^3/(\text{мин} \cdot \text{м}^2)$ или меньше $0,1 \text{ м}^3/(\text{мин} \cdot \text{м}^2)$, окислительные процессы в угле не могут привести к возникновению эндогенного пожара.

Непосредственные замеры скоростей фильтрации воздуха в выработанном пространстве связаны с большими трудностями и могут дать лишь приближенные значения с большой погрешностью. Поэтому для расчета скоростей фильтраций воздуха в обрушенных породах и раннего обнаружения местоположения возможного очага возникновения эндогенного пожара была разработана математическая модель выработанного пространства, которая реализована с применением математического пакета *Mathcad*.

Моделирование фильтрационных потоков воздуха в обрушенных породах позволяет установить местоположение пожароопасной зоны и ее размеры при изменении режима проветривания и основных параметров технологической схемы.

Установлено, что наибольшее влияние на скорость фильтрации воздуха в обрушенных породах оказывает скорость подвигания очистного забоя и перепад давления воздуха по лаве.

С увеличением скорости подвигания очистного забоя от 20 до 50-60 м/мес. на расстояние 10 м от очистного забоя при перепаде давления равном 4 даПа наблюдается увеличение скорости фильтрации с 1,2 до 2,1 $\text{м}^3/(\text{мин} \cdot \text{м}^2)$; на расстоянии более 70-80 м влияние данного фактора снижается. Ширина пожароопасной зоны при этом увеличивается с 20 до 50 м, а сама зона перемещается вглубь выработанного пространства на 15-20 м. При продолжительности инкубационного периода самовозгорания угля 1 мес. пожаробезопасной скоростью подвигания лавы можно считать скорость более 40 м/мес.

Изменение перепада давления по лаве от 2 до 8 даПа приводит к возрастанию скорости фильтрации воздуха в обрушенных породах на расстоянии 10 м от лавы примерно в 2 раза, а ширины пожароопасной зоны с 27 до 56 м и смещению ее вглубь выработанного пространства с 20 до 35 м.

Расход воздуха в лаве определяет величину перепада давления воздуха по лаве, поэтому влияние данного фактора аналогично влиянию перепада давления по лаве. Увеличение расхода воздуха с 3 до 8 $\text{м}^3/\text{с}$ приводит к увеличению ширины пожароопасной зоны с 35 до 45 м и смещению ее вглубь выработанного пространства примерно на 10 м.

С увеличением расстояния между лавами наблюдается уменьшение ширины пожароопасной зоны по верхнему слою и увеличение ее по нижнему слою, что указывает на уменьшение аэродинамической связи между подготовительными и очистными горными выработками смежных слоев.

Разработанная методика компьютерного моделирования фильтрационных потоков воздуха в выработанном пространстве позволяет на стадии проектирования горных работ прогнозировать, а на стадии ведения горных работ производить оперативную оценку эндогенной пожароопасности действующих выемочных участков при изменении их технологических параметров.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Линденану Н. Н., Маевская В. М., Крылов В. Ф. Происхождение, профилактика и тушение эндогенных пожаров в угольных шахтах. – М.: Недра, 1977. – 320 с.

ОЦЕНКА АКУСТИЧЕСКОГО СОПРОТИВЛЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПО ПАСПОРТАМ ПРОЧНОСТИ

СОКОЛОВ В. В., КАРАСЕВ К. А.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

Ранее выполненными исследованиями нами обоснована работоспособность показателя $k_r=1/k_c$, где k_c – мера сплошности горных пород. Величина k_r , вычисляемая по паспорту прочности горных пород, надежно характеризует степень их трещиноватости, можно предположить наличие связи данного показателя и с упругими свойствами пород, зависящими от трещиноватости.

При проектировании параметров буровзрывных работ важнейшим показателем является акустическое сопротивление (жесткость) горных пород $Q=\rho C_m$, где ρ – плотность пород; C_m – скорость распространения продольной упругой волны. Она определяет преобладающий механизм разрушения. В соответствии с данными А. Н. Ханукаева [1]:

– $\rho C_m=(0,2-0,5)10^6 \text{ кг/м}^2\text{с}$ – основной вклад в процесс разрушения пород вносит поршневое действие газов;

– $\rho C_m=(5-15)10^6 \text{ кг/м}^2\text{с}$ – в разрушении пород участвуют оба фактора в примерно одинаковой пропорции;

– $\rho C_m=(15-25)10^6 \text{ кг/м}^2\text{с}$ – определяющим фактором является распространение взрывной волны.

С целью установления взаимосвязи $Q=f(k_c)$ нами произведено определение акустического сопротивления для тех же пород, для которых производилось построение паспортов прочности.

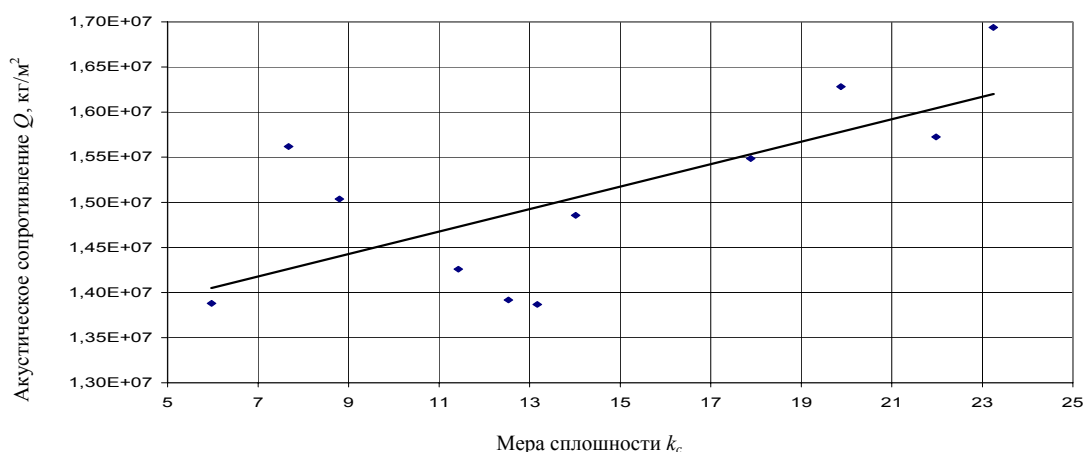


Рис. Зависимость акустического сопротивления от меры сплошности для горных пород месторождения "Юбилейное"

Корреляционный анализ, выполненный по данным, полученным для различных пород месторождения "Юбилейное", показал следующее. Зависимость может быть описана линейным уравнением:

$$Q=(1+0,012k_c)10^7, \text{ кг/м}^2\text{с}.$$

Коэффициент корреляции $r=0,70$ свидетельствует о существовании статистически значимой взаимосвязи между показателями.

Таким образом, процедура построения паспорта прочности, обязательная при инженерно-геологическом обосновании строительства шахт, позволяет получить информацию не только о прочностных характеристиках горных пород, но и о степени их нарушенности (трещиноватости), а также о характере разрушения пород при проходке выработок буровзрывным способом.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ханукаев А. Н. Физические процессы при обработке горных пород взрывом. – М.: Недра, 1974. – 224 с.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ФРАКТАЛЬНЫХ РАЗМЕРНОСТЕЙ ТРЕЩИН ПРИМЕНИТЕЛЬНО К ГОРНЫМ ПОРОДАМ СЕВЕРОУРАЛЬСКИХ БОКСИТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

ОСИПОВ И. С.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

Известно, что прочность горных пород, безотносительно к способу их разрушения, определяется наличием и развитием нарушений (трещин). Так, в соответствии с кинетической теорией прочности С. Н. Журкова [1], долговечность тел обусловлена накоплением повреждений, зарождением и последующим развитием микротрещин. Согласно теории А. А. Гриффитса [2], разрушение материала происходит в результате роста "магистральной" трещины, расположенной наиболее энергетически выгодно по отношению к линии действия внешней нагрузки. Многочисленные гипотезы о механизме разрушения горной породы под действием энергии удара или взрыва также основываются на учете существующих и вновь возникающих микродефектов.

В указанных выше концепциях трещины представляются в виде линейных объектов без учета их реальной конфигурации, что вносит определенную погрешность в математические расчеты. Для определения истинной длины трещин является целесообразным привлечение аппарата фрактальной геометрии [3].

Для решения этой задачи нами были исследованы образцы андезито-базальтового туфа Североуральских бокситовых месторождений. Фрактальная размерность каждой трещины, необходимая для вычисления реальной длины, определялась методом "покрытия" [4]. Анализ полученных результатов позволяет заключить следующее.

Установлено, что величина фрактальной размерности не является постоянной для трещин различной длины. В частности, для исследованных образцов андезитобазальтового туфа с ростом длины трещины наблюдается рост величины ее фрактальной размерности, причем указанная закономерность сохраняется как для трещин, рассматриваемых в виде линейных, так и для реальных длин (см. рис.). Рост величины d_f с достоверностью $R^2=0,9603$ для трещин в линейном представлении может быть описан функцией $y=0,0139\ln(x)+0,9483$.

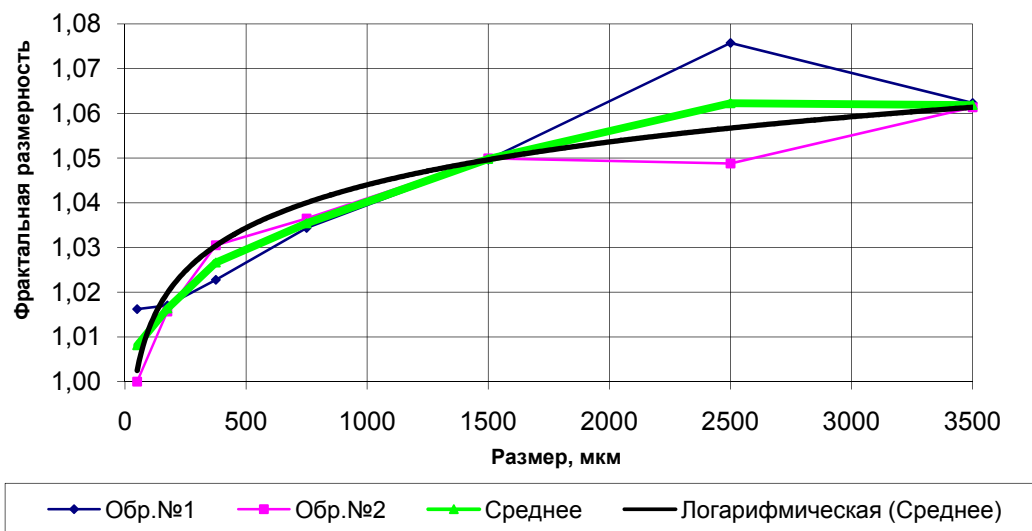


Рис. Зависимость фрактальной размерности от линейного размера трещин

Указанное явление роста величины d_f с ростом l_{mp} можно объяснить тем, что процесс роста трещины происходит в неоднородной среде, характеризуемой величиной зернистости. Поскольку локальное нарушение развивается, в первую очередь, на контактах зерен, слагающих породу, то, начиная с определенной длины (сравнимой с размером зерна), трещина приобретает большую степень изломанности по сравнению с той, которая определяется только квантовыми скачками распространения.

Данный характер изменения величины d_f приводит к росту реальной длины трещин с увеличением ее линейного размера. При этом существенный скачок прироста наблюдается для трещин размером более 200 мкм.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Журков С. Н. Кинетическая концепция прочности твердых тел. // Вестн. АН СССР. 1968. – Вып. – 3. – С. 46-52.
2. Латышев О. Г. "Разрушение горных пород". – М.: Теплотехник, 2007. – 672с.
3. Мандельброт Б. Фрактальная геометрия природы. Пер. с нем. – М.: Изд-во ИКИ, 2002. – 656 с.
4. Добыча, обработка и применение природного камня. Вып. 8: Сб. науч. тр. – Магнитогорск: ГОУ ВПО "МГТУ", 2008. – 296 с.

ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА РУДНИКЕ "МУРУНТАУ"

ИСЛОМОВ А. Н.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

Существующие методы расчета скважинных зарядов при взрывном разрушении массивов скальных пород в карьерах ориентируют специалистов на упрощенное решение задачи с элементами неопределенности используемых исходных данных и получаемых результатов. В частности, максимально допустимый размер куска разрушенной породы принимают в зависимости от геометрических параметров горнотранспортного и дробильного оборудования, без учета степени дробления пород и энергосиловых характеристик выемочно-погрузочной техники. При этом предполагается, что расчетные параметры скважинных зарядов и их размещение в горном массиве обеспечат требуемое качество взрывного разрушения пород. Однако эти расчетные данные, как правило, не подтверждаются практикой работы и требуют уточнений по результатам опытно-промышленных взрывов. Рассматриваемый в данной статье расчет скважинных зарядов при взрывном разрушении пород в карьерах во многом устраняет отмеченные недостатки. Он базируется на результатах последних достижений в области взрывного дела и на современных представлениях о роли взрывных работ при добыче и переработке минерального сырья.

Общепризнанной оценкой степени взрываеомое пород является удельный расход ВВ, который во всех классификациях напрямую связан с абсолютными значениями горно-технологических характеристик пород. Это обуславливает определенную взаимосвязь между классификациями пород по разным технологическим признакам (буримости, взрываеомости), что позволяет с определенной степенью надежности совместить расчетные методики при переходе от одной классификации к другой. Известные классификации построены по усредненным горно-технологическим характеристикам пород, отклонения в определении которых даже для одной и той же породы на месторождении достигают 40-50 % и более. Поэтому такие классификационные признаки, как предел прочности на сжатие, сдвиг и растяжение, блочность массива, скорость распространения продольных волн и т. д., требуют корректировки применительно к конкретному месторождению.

Оценку предрасположенности горных пород к взрывному разрушению осуществляют на основе геологических исследований месторождений. Результатом таких исследований является районирование карьерного поля по взрываеомости на основе общепринятой классификации, которую адаптируют к условиям конкретного карьера и согласуют с классификациями по другим технологическим признакам, например буримости. Районирование карьерного поля по взрываеомости пород имеет особое значение для месторождений со сложными горно-геологическими условиями, при разработке которых невозможно применять однородную технологию горных работ в связи с разнообразием геологических особенностей строения массива, широким диапазоном изменения физико-механических свойств и блочности пород.

Требования к качеству дробления пород взрывом формируются на основе геометрических параметров применяемого оборудования и энергетических характеристик процессов в технологических потоках карьеров. Геометрические характеристики применяемого оборудования определяют допустимый размер куска породы. В идеальном случае негабаритные куски породы после взрыва должны отсутствовать, однако это маловероятно, и при проектировании взрывных работ расчетный выход негабаритов не должен превышать 5 %. Энергетические затраты на выполнение работы зависят не столько от выхода негабаритных кусков, сколько от среднего размера куска породы в развале взорванной массы d_{cp} . Средний размер куска влияет на эффективность работы оборудования в технологических потоках горного и перерабатывающего производств через удельное сопротивление копания (выемочно-погрузочные машины), коэффициент разрыхления (транспортные средства) и степень дробления (дробилки и мельницы). Поэтому начальным этапом расчета скважинных зарядов в карьерах является определение целевой задачи взрывных работ. Поскольку взрывное разрушение пород значительно дешевле механического дробления, целесообразно "сместить" энергетические затраты в сторону взрыва [3].

В карьерах следует выделить четыре основных вида технологических работ, каждый из которых предъявляет специфические требования к взрывному рыхлению массива:

- выемочные работы (экскавация) без применения транспортных средств;
- выемочно-погрузочные работы с последующей доставкой горной массы в пункты назначения, автомобильным или железнодорожным транспортом (циклично-поточная технология);
- выемочно-погрузочные работы с последующей доставкой горной массы к пунктам назначения автомобильно-конвейерным транспортом, что предполагает механическое дробление пород перед их погрузкой на конвейер (циклично-поточная технология);
- выемочно-погрузочные работы с доставкой рудной массы на переработку с механическим дроблением и измельчением руды (система "карьер – завод") [2].

Задача качественной подготовки пород к экскавации является начальным звеном всех дальнейших расчетов. Оптимальный (по энергетическим затратам экскавации) размер среднего куска разрушенной взрывом породы назван авторами базовым (оптимальным) размером среднего куска $d_{ср.опт}$. Его определяют по формуле

$$d_{ср.опт} = 0,08 + 0,75 \times 10^{-3} \sigma_{сж} + 2 \times 10^{-3} E_k, \text{ м}, \quad (1)$$

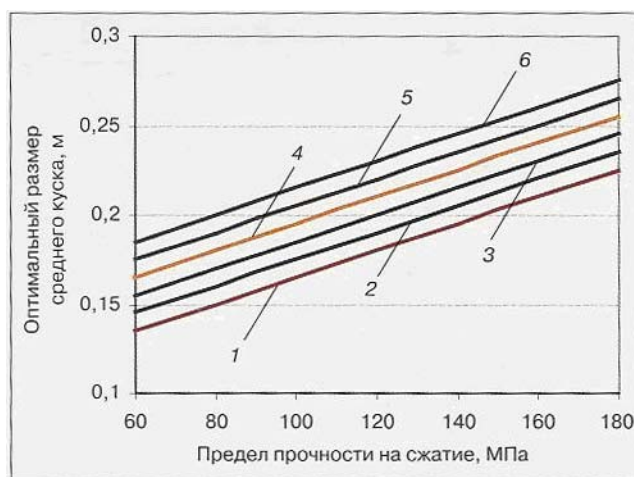
где $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие, МПа; E_k – вместимость ковша экскаватора, м³.

Рис. Зависимость оптимального размера среднего куска взорванной горной массы от предела прочности пород на сжатие при экскавации с ковшом вместимостью, м³:

1 – 5; 2 – 10; 3 – 15; 4 – 20; 5 – 25; 6 – 30

Установленная зависимость (1) позволяет с помощью соответствующих коэффициентов [1] перейти к оптимальному размеру среднего куска породы для цикличной, циклично-поточной технологий и в системе "карьер-завод".

Эти коэффициенты с достаточной для практического применения точностью могут быть приняты равными соответственно: $K_{цт}=1,2$; $K_{штт}=1,6$ и $K_{кз}=3,5$. Например, при разработке пород с $\sigma_{сж}=140$ МПа экскаватором с ковшом вместимостью 15 м³ базовый размер среднего куска составляет 0,23 м, а оптимальный для цикличной технологии – 0,2, циклично-поточной – 0,14, в системе "карьер – завод" – 0,07 м. Этим значениям соответствует минимум энергетических затрат в технологическом потоке.



БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Толстов Е. Д., Сытенков В. Н., Филиппов С. А. Процессы открытой разработки рудных месторождений в скальных массивах. – Ташкент: ФАН, 1999.
2. Справочник взрывника / Б. Н.Кутузов, В. М. Скоробогатов, И. Е. Ерофеев и др. – М.: Недра, 1988.
3. Кук М. А. Наука о промышленных взрывчатых веществах. – М.: Недра, 1980.

РАЗРАБОТКА РЕКОМЕНДАЦИЙ ПО СЕЙСМОБЕЗОПАСНОЙ ТЕХНОЛОГИИ БВР НА ПРОМПЛОЩАДКЕ СЕВЕРСКОГО ГРАНИТНОГО КАРЬЕРА

ЛАПШОВ А. А.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

Целью данной работы является разработка рекомендаций по сейсмической безопасности охраняемых объектов вблизи промплощадки карьера от действия массовых взрывов.

Идея работы заключается в определении параметров БВР, обеспечивающих сейсмическую безопасность охраняемых объектов при различных расстояниях от массовых взрывов.

На предприятии принят открытый способ отработки месторождения.

Горные работы на месторождении ведутся уступами высотой 12 м с применением буровзрывных работ и погрузкой взорванной горной массы на автотранспорт.

Буровзрывные работы на Северском гранитном карьере ведутся с целью разрыхления горной массы, дробления негабарита, ликвидации порогов, козырьков и навесей на уступах карьера.

Для рыхления горной массы применяется метод скважинных зарядов, а для дробления негабаритного камня и ликвидации порогов – метод шпуровых зарядов.

Рыхление скального массива гранодиоритов производится методом вертикальных скважинных зарядов. Бурение скважин производится станками шарошечного бурения СБШ-250. Для бурения используется долото шарошечное ОКАПВ-244,5 и ОКАПВ-214,9.

Учитывая гидрогеологические условия месторождения и свойства горных пород при взрывании скважин, применяются следующие виды ВВ: аммонит 6ЖВ, граммонит 30/70, гранулотол, граммонит 79/21.

Для взрывания серии скважин применяются:

1. Короткозамедленное взрывание с помощью неэлектрической системы инициирования ЭДИЛИН.
2. Инициирование взрывной сети производится электрическим способом с применением электродетонаторов короткозамедленного действия марки ЭД-8Ж.

Конструкция боевиков: 2 шашки Т-400г на одной нити ЭДИЛИНА марки ДБИ-1.

В настоящее время взрывные работы на Северском гранитном карьере ведутся вблизи ответственных зданий и сооружений промплощадки. Ближайшие охраняемые объекты от сейсмического действия массовых взрывов в карьере находятся на расстоянии 200-500 м. При производстве взрывных работ на Северском гранитном карьере возникла необходимость в проверке параметров БВР с целью обеспечения сейсмотехнической безопасности охраняемых объектов.

Существует некий минимальный интервал замедления T , достаточный для получения минимального сейсмического эффекта. Расчетные значения этого интервала T приведены в табл. для параметров взрывания на Северском гранитном карьере. Расчеты произведены по формуле:

$$T = 2W \cdot \sqrt{\frac{z}{q}} = 2 \cdot 7,4 \cdot \sqrt{\frac{2,71}{1}} = 24,4 \text{ , мс.}$$

Сейсмический эффект короткозамедленного взрывания (КЗВ) при достаточной величине интервалов замедления эквивалентен действию мгновенного взрыва зарядов одной ступени короткозамедленного взрыва. Общая масса заряда во всех ступенях замедления при этом не определяет интенсивность сейсмических колебаний, и на нее ограничения не накладываются.

Таблица

Расчетные значения интервалов замедления, при которых достигается минимальный сейсмический эффект

Коэффициент крепости, f	Высота уступа H , м	Максимальная ЛНС, м	Удельный расход ВВ q , кг/м ³	Интервал замедления по проекту T_{ϕ} , мс	Расчетный интервал замедления T , мс
16-17	12	7,4	0,96-1,08	25-30	24,4

Рекомендации по обеспечению сейсмотехнической безопасности охраняемых объектов сводятся к следующему:

1. При применении неэлектрической системы ЭДИЛИН с интервалами замедления между скважинными зарядами в ряду и между рядами должен составлять не менее 24,4 мс;
2. Величина заряда в каждой скважине не должна превышать определенных значений, в зависимости от расстояния до охраняемых объектов;
3. Общая масса ВВ взрываемого блока не должна превышать 40 тонн.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПАСПОРТОВ ПРОЧНОСТИ ДЛЯ ОЦЕНКИ СТЕПЕНИ НАРУШЕННОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД

СОКОЛОВ В. В., КАРАСЕВ К. А., КАИПОВ Р. Г.
ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

Комплексной оценкой разрушаемости горных пород служит их паспорт прочности. Кроме описания предельного напряженного состояния анализ паспорта прочности позволяет получить дополнительную информацию о состоянии пород.

Величина сцепления τ_c представляет собой прочность горной породы на срез и определяется соотношением силы к единичной площадке. Реальная порода всегда имеет значительное количество трещин, пор и других дефектов. Поэтому сопротивление срезу оказывает не вся геометрическая площадь сечения образца S , а только ее часть S_0 . При опытным определении величины сцепления разрушающая сила делится на

все сечения образца $\tau_c = P/S$, а поскольку $S > S_0$, мы получаем заниженное сопротивление срезу. Истинное значение сцепления τ_0 может определить положение асимптоты огибающей кругов напряжений Мора. В общем случае такая асимптота представляет собой наклонную прямую, и точка пересечения ее с осью ординат даст действительную прочность породы на срез τ_0 (см. рис. 1). Отношение $k_c = S/S_0 = \tau_0/\tau_c$ характеризует степень бездефектности (ненарушенности) горной породы, которая может быть названа мерой сплошности. По мере увеличения сжимающих напряжений σ трещины и поры смыкаются, и истинная площадь контакта S_0 приближается к фактической площади образца S . Напротив, в области растяжения трещины раскрываются, и при $\sigma = \sigma_p$ истинное значение среза S_0 падает до нуля, а горная порода разрушается от отрыва.

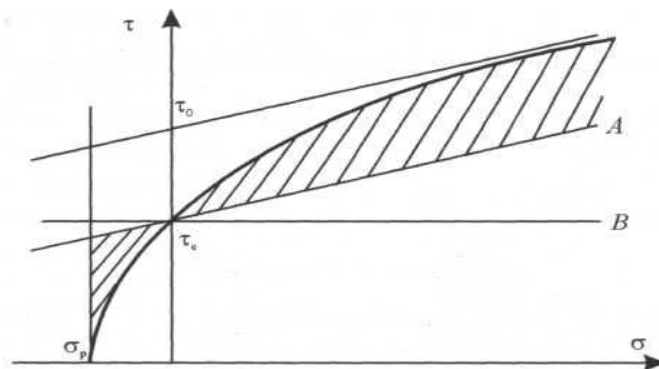


Рис. 1. Огибающая кругов напряжений Мора

Перенесем асимптоту огибающей в точку τ_c . Тогда разность ординат огибающей и линии A (заштрихованные участки на рис. 1) будут соответствовать изменению прочности породы за счет смыкания или раскрытия трещин. Следовательно, график огибающей кругов напряжений Мора в координатах $[\tau; -A]$ можно интерпретировать как характеристику трещиноватости пород в зависимости от действующих напряжений [1].

Для оценки данного положения использованы результаты проведенных нами исследований по обоснованию инженерно-геологических условий строительства шахты на месторождении Юбилейное (Башкортостан).

Исследования проводились над 66 образцами, для которых были построены паспорта прочности, причем эксперимент проводился как над сухими, так и над влажными образцами (образцы выдерживались в воде в течение 48 ч).

В ходе исследований была обнаружена связь между снижением прочности горных пород во влажном состоянии и степенью их трещиноватости. С ростом величины трещиноватости снижение прочности горных пород происходило интенсивнее.

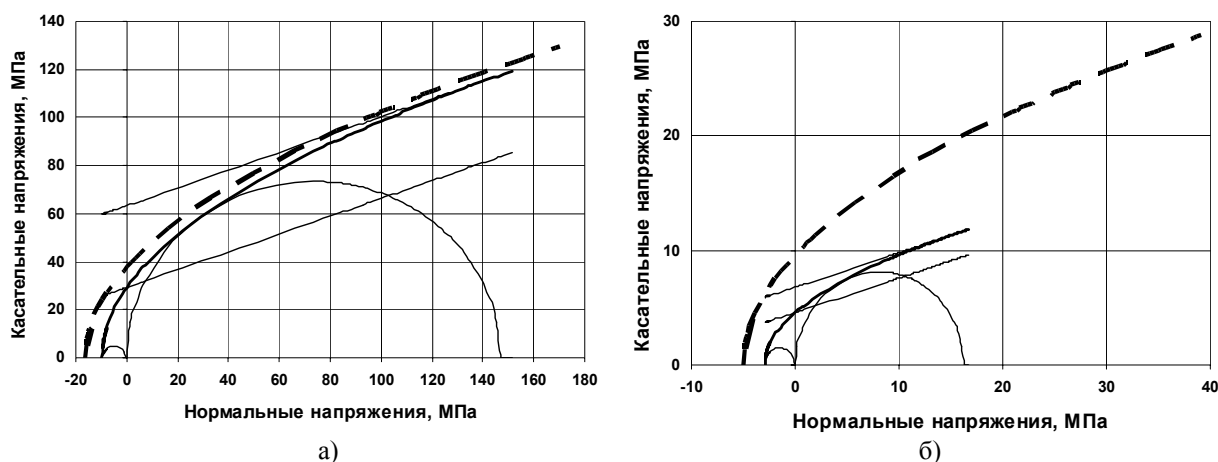


Рис. 2. Паспорта прочности горных пород

Действительно, на рис. 2 а огибающая кругов напряжений Мора исходной горной породы (пунктир на графике) практически совпадает с паспортом прочности увлажненной породы (сплошная линия). Коэффициент трещиноватости этой породы $k_T = 1/k_C = 0,463$. На рис. 2 б приведены паспорта прочности более нарушенной породы ($k_T = 0,673$). Здесь ясно видны значительные нарушения горной породы. Это обусловлено тем, что по трещинам и порам образца проникает существенно большее количество воды, что сопровождается ослаблением породы.

Таким образом, паспорт прочности горной породы помимо комплексной характеристики ее прочности может дать количественную информацию о степени трещиноватости породы.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

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

АНАЛИЗ СЛОЖНОСТИ УПРАВЛЕНИЯ ЭКСКАВАТОРНО-АВТОМОБИЛЬНЫМИ КОМПЛЕКСАМИ

ПАНФИЛОВ Д. С., МЕНЬШИКОВ А. А.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

Важным обстоятельством при управлении какой-либо системой является обоснованность принимаемых решений – управленческих, организационных, оперативных – в огромной степени зависит от того, какими данными пользовались при обосновании решений, как их интерпретировали, каково было качество этих данных. При работе с системой объектов принять наиболее верное управленческое решение можно при условии, что основные условия и факторы, влияющие на работу системы, учтены.

Любой карьер можно представить как сложную систему объектов. Если рассматривать экскаваторно-автомобильный комплекс (ЭАК) как основной объект, определяющий сложность управления всем карьером, то все существующие карьеры можно распределить на группы по сложности управления, что позволит выделить основные факторы, влияющие на сложность управления, достаточно обоснованно конструировать и применять ту или иную автоматизированную систему управления, эффективную в конкретных условиях работы ЭАК.

На сложность управления комплексом влияют следующие факторы:

1). Количество автосамосвалов (а/с); 2). Количество экскаваторов; 3). Количество технологических схем; 4). Сложность технологических схем (сложность трассы, расстояние); 5). Разновидность моделей оборудования; 6). Объем перевозок; 7). Скорость поступления информации; 8). Точность поступающей информации; 9). Техническая надежность оборудования; 10). Пространственные размеры зоны работы оборудования.

Как правило, определяющим фактором сложности управления является производительность, то есть чем выше производительность, тем больше перечисленные факторы оказывают влияние на неопределенность принятия управленческого решения, так как возрастает объем потока информации.

В н. в. наибольшее распространение получила методика измерения количества информации, предложенная американским ученым Клодом Шенноном. Разработанная им концепция измерения информации связана с мерой неопределенности (энтропии) событий, которые происходят или будут происходить.

Таким образом, горные предприятия можно разбить на группы по объему потока информации и соответствующему ему уровню энтропии (см. табл.).

Таблица

Название	Объем перевозок		Среднесписочное кол-во а/с		Средневзвешенное расстояние перевозок, км	Производительность, тыс. т/г.		Себес. 1 ткм перевозки гм, руб.	Уровень энтропии
	млн. т	млн. ткм	ед.	автотонн		Среднесписочного а/с	на 1 т его грузо-подъемности за год		
Михайловский ГОК	69,7	137,9	45,4	4096	1,98	1534,5	17	3,02	большой
Карельский окатыш	62,7	184,8	39,5		2,95	1586,9	12,3		большой
Ковдорский ГОК	60,7	165,2	39,6	4516	2,72	1532	13,4	3,59	большой
Ингулецкий ГОК	62,9	156,7	79	6357	2,49	796	9,9		большой
Полтавский ГОК	50,11	137,59	60	6108	2,75	835,2	8,2	0,51	большой
Лебединский ГОК	39,9	60,5	23,6	2956	1,83	1691	13,5		средний
Качканарский ГОК	10,1	12,8	19	850	1,3	534	11,9	3,77	средний
Коршунувский ГОК	20,7	35,9	24,7	2960	1,73	840,1	7	3,45	средний
Центральный ГОК	24,6	40	41,9	3469	1,6	586,5	6,5	0,58	средний
Южный ГОК	3,7	5,5	23	1797	1,64	172	2,2	1,14	средний
Северный ГОК	44,6	109,8	47	5768,8	2,35	949	7,78	0,55	средний
Сафьяновская медь	10,3	25	19,2		2,43	535,6	13,8		средний
Ураласбест	51,6	106,5	87		2,79	292,8	6,8		средний
Оренбургские минералы	10,7	17,5	17,6	739,2	1,74	570,3	13,6	3,17	средний
Комбинат "Магнезит"	22,41	72,62	63	2466	3,24	356	9,09		средний
Бакальские рудники	2	4,3	13,5		2,15	148	3,1		малый
Златоустовское РУ	0,38	1,04	6		1,9	91,4	2,3	1,2	малый
Гуканский рудник	0,147	0,37	10		2,5			3,65	малый
Щелковское РУ	0,69	1,5	7	280	2,17	98,8	2,5	4,64	малый
Гургоярское РУ	3,1	4,4	6	252	2,1	355	8,4		малый
Билимбаевский рудник	2,2	4,5	11,6	396,4	2,1	187	5,5	2,25	малый

Мера неопределенности (энтропия) определяется по формуле:

$$H = - \sum_{s=1}^l \sum_{i=1}^{k_s} \sum_{j=1}^{m_{si}} P_{sij} \log_2 P_{sij}, \text{ бит},$$

где P_{sij} – вероятность получения сообщения от i -го объекта s -й технологической схемы о переходе в j -е состояние:

$$P_{isj} = \frac{n_{isj}}{n},$$

где n_{isj} – число сообщений от i -го объекта s -й технологической схемы о переходе в j -е состояние;
 n – число сообщений от всех объектов в карьере экскаваторно-автомобильного комплекса о смене их состояний.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ржевский В. В. Процессы открытых горных работ. Изд. 2-е. – М.: "Недра", 1974. – 520 с.
2. Актуальные проблемы управления / Под общей редакцией проф. В. Г. Шорина. – М.: "Знание", 1972. – 282 с.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПОТЕНЦИАЛЬНОЙ ПОВЕРХНОСТИ СКОЛЬЖЕНИЯ В ОДНОРОДНОМ ИЗОТРОПНОМ ОТКОСЕ

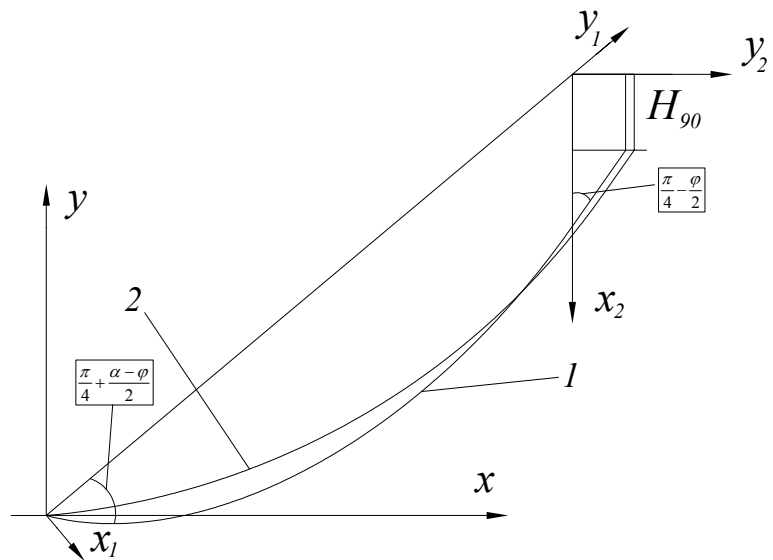
ЖАБКО А. В.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

Наиболее распространенным инженерным методом расчета устойчивости откосов является метод алгебраического сложения сил. Однако его главным недостатком является то, что для произвольной поверхности скольжения суммирование векторных величин (сил) осуществляется как скалярных. И как следствие – невыполнение ни одного условия предельного равновесия.

Достаточно обоснованными являются методы расчета устойчивости откосов, основанные на составлении условий равновесия отдельных элементарных блоков – способы А. Бишопа и Н. Янбу. С данными способами можно ознакомиться, например [1, 2]. В дальнейшем будем рассматривать упрощенный способ Н. Янбу – предельное равновесие сил без учета междублочных реакций. Вопрос о величине и направлении междублочных реакций остается до настоящего времени открытым.

На рис. под цифрой 1 изображена поверхность скольжения, она реализует минимум разности сил на горизонтальную ось, при соблюдении расчетной схемы упрощенного способа



Н. Янбу. Эта поверхность построена при следующих значениях геометрических и физико-механических характеристик:
 $k=0,839$, $f=0,363$, $C=27$ т/м², $\gamma=1,87$ т/м³, $H=240$ м.

Данная поверхность скольжения имеет различные функциональные уравнения на участке откоса (первый) и на участке горизонтальной площадки (второй участок). Методами вариационного исчисления были найдены уравнения этой кривой для двух участков, а также условия, которым должны удовлетворять функции на концах. Рассмотрим уравнение на первом участке.

$$x_1 = t \frac{C \sqrt{1+k^2} [(1+kf)y_1'^2 + 2(k-f)y_1' - (1+kf)]}{\gamma(k-f)(1+kf)y_1'^2 + 2(k-f)^2 y_1' + f + k^3 - k^2 f + 2kf^2 + k^3 f^2}, \quad (1)$$

где C – сцепление массива горных пород; γ – объемный вес; f – коэффициент внутреннего трения; k – тангенс угла наклона откоса – $\operatorname{tg} \alpha$; t – параметр; x_1 , y_1' – абсцисса и производная функции поверхности скольжения на первом участке в системе координат (x_1, y_1) (см. рис.).

Рис. Поверхности скольжения:
 1 – минимизирующая разность сил по оси x ;
 2 – круглоцилиндрическая

Условие трансверсальности в нижней точке определяет угол между линией откоса и поверхностью скольжения, равный $\frac{\pi}{4} + \frac{\alpha - \varphi}{2}$. Второе условие определяет абсциссу точки стыка:

$$x_1(y_2 = 0) = t \frac{2C}{\gamma} \operatorname{ctg}\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}\right) \cos \alpha = tH_{90} \cos \alpha, \quad (2)$$

где φ – угол внутреннего трения, H_{90} – высота вертикальной трещины отрыва.

На втором участке поверхность скольжения описывается уравнением прямой.

$$y_2 = \operatorname{tg}\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}\right)(tH_{90} - x_2). \quad (3)$$

Таким образом, уравнения (1), (2) и (3) полностью определяют положение потенциальной поверхности скольжения.

Кроме этого теми же методами была определена поверхность скольжения, обеспечивающая минимум коэффициенту устойчивости по методу алгебраического суммирования.

Сравнение полученных поверхностей скольжения и круглоцилиндрической (см. рис.) для различных физико-механических характеристик и геометрических параметров отдает безусловное предпочтение найденным поверхностям скольжения.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Гордеев В. А. Расчетные способы метода предельного равновесия при оценке устойчивости карьерных откосов / В. А. Гордеев, М. Х. Бобаев // Изв. вузов. Горный журнал. – 2008. – №1. – С. 66-73.
2. Федоров И. В. Методы расчета устойчивости склонов и откосов. – М.: Госстройиздат, 1962.

ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ И ВЫБОР ПОРЯДКА ОТРАБОТКИ ЗАПАСОВ РУДНОГО ТЕЛА № 5 ВЕРХНЕГО ЯРУСА УЗЕЛЬГИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ.

ШЕЛКОВЫЙ И. С.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

ФОМИНЫХ В. И.

ОАО "Уралмеханобр"

Для геомеханической оценки способов управления горным давлением и определения параметров конструктивных элементов систем разработки в верхнем рудоносном ярусе необходимо иметь более детальные сведения о геологическом строении массива горных пород, особенно вблизи контактов с рудного тела, поскольку в кровле рудного тела (5) залегает толща массива, участками закарстованного и обводненного известняка.

Рудное тело представлено линзовидной пологопадающей залежью с относительно сложной конфигурацией кровли и почвы. Глубина залегания рудного тела, в зависимости от рельефа земной поверхности, изменяется: по кровле от 114 до 380 м, по почве достигает 390 м.

Основные запасы руды верхнего яруса сосредоточены в рудном теле 5 (см. рис.), являющихся, по существу, одной рудной залежью, разделенной пропластком слабо-устойчивых, видоизмененных кварц-серицит-хлоритовых пород по липаритовому порфиру с интенсивной вкрапленностью сульфидов и следами гематитизации. Глубина залегания рудного тела 5 (по кровле) уменьшается, в направлении с юга на север: по западному крылу (со стороны восстания) с 305 до 114 м; по восточному крылу (со стороны падения) – с 390 до 130 м.

На устойчивость земной поверхности и рудовмещающей толщи пород влияет (в той или иной мере) отработка всех рудных тел, расположенных как в нижнем, так и в верхнем рудоносных ярусах. На состояние устойчивости горных выработок верхнего яруса влияет отработка лишь рудного тела 4 нижнего яруса, подрабатывающего рудного тела 5 в верхнем ярусе.

Данной работой предусматривается в качестве основной системы разработки принять камерную систему со сплошным способом отработки рудных тел и полной закладкой выработанного пространства. На отдельных участках рудных тел возможно применение камерной системы разработки с определенной очередностью отработки камер и междукамерных целиков и полной закладкой выработанного пространства (камерно-целиковый порядок отработки).

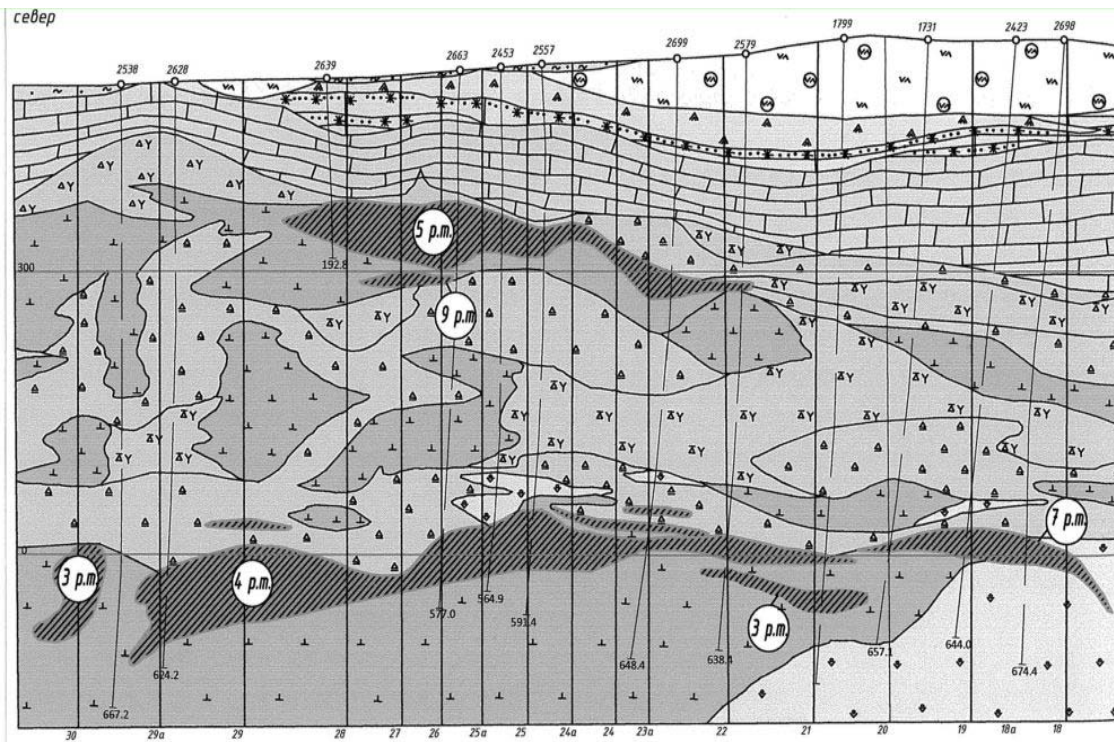


Рис. Разрез Узельгинского месторождения верхнего яруса

С начала отработки рудного тела 4 были поставлены инструментальные наблюдения за сдвижением земной поверхности, которые не зафиксировали каких-либо ее подвижек из-за относительно ограниченных размеров отработанного пространства.

В научной работе дана лишь прогнозная оценка состояния устойчивости земной поверхности, рудовмещающей толщи пород и горных выработок верхнего яруса.

Прогнозом влияния отработки рудных тел Узельгинского месторождения с закладкой выработанного пространства на промежуточную толщу горных пород и земную поверхность занимались сотрудники институтов "Унипромедь", ВНИМИ, МГМИ.

В прогнозных расчетах размеров оседаний и деформаций пород существуют различия, вызванные неодинаковым учетом влияющих факторов: свойств вмещающих пород (чаще учитываемых коэффициентом K); размеров выработанного пространства в плане (эквивалентный пролет); эффективной мощности рудных тел; коэффициента усадки закладки; неполноты закладки выработанного пространства и др.

Расчетами было определено, что отработка рудных тел нижнего яруса не вызовет опасных деформаций земной поверхности. При отработке рудного тела 4, с полной закладкой выработанного пространства, опасные деформации толщи пород, разделяющих верхний и нижний рудные ярусы, не достигнут почвы рудных тел верхнего яруса, если мощность этой толщи – H_{ϕ} , будет больше расчетной величины – H_p , определяемой согласно "Правилам охраны ... при разработке меднорудных месторождений Урала":

$$H_p = K (m_3 L_n L_{np})^{0,5} / (L_n + L_{np})^{0,5}, \quad (1.1)$$

где K – коэффициент пропорциональности, для 1 категории охраны равный 6; L_n – проекция размера рудного тела на разрезе вкрест простирания на горизонтальную плоскость, м; L_{np} – длина рудного тела по простиранию, м; m_3 – эффективная мощность, м;

$$m_3 = m_b (1 - A + AB), \quad (1.2)$$

где m_b – вертикальная мощность рудного тела, м; A – коэффициент заполнения закладкой выработанного пространства, B коэффициент усадки закладки.

Приняв $K = 6$, $L_n = 275$, $L_{np} = 910$, $m_b = 36$ м, $A = 0,95$, $B = 0,05$, получим $m_3 = 3,4$ м и $H_p = 161$ м, что меньше величины фактической мощности горных пород между ярусами ($H_{\phi} = 280$ м). Исходя из этого, был сделан вывод о возможности первоочередной отработки рудных тел нижнего яруса системами разработки с закладкой (при $m_b = 60$ м значение H_p увеличится в 1,3 раза и будет $H_p = 208$ м, что также меньше $H_{\phi} = 280$ м).

Расчеты ВНИМИ, показали, что полная отработка рудного тела 4 этажно-камерной системой с твердеющей закладкой вызовет на земной поверхности образование зоны плавных сдвижений, ограниченной углами $\beta_0 = \gamma_0 = \delta_0 = 62^\circ$.

Принимая мощность рудного тела 4 равной (в среднем) 36 м, при усадке проектного состава закладочной смеси не более 3,5 % и коэффициенте заполнения камер не менее 0,97, авторами, по формуле (1.3), определены

возможные максимальные оседания земной поверхности над центром выработанного пространства, которые составят 1,3 м:

$$\eta_m = m_3 \cos \alpha / 2NK_0 = 2,3 \times \cos 5^\circ \times 0,63 \times 0,9 = 1,3 \text{ м}, \quad (1.3)$$

где m_3 – эффективная мощность, м; α – средний угол падения залежи, градусы; N – степень подработанности земной поверхности; K_0 – эмпирический коэффициент, учитывающий влияние систем разработки на развитие процесса сдвижения вышележащей толщи пород.

Заметим, что для месторождений с неизученным процессом сдвижения горных пород, расчеты по ним должны содержать определенный запас надежности. Можно предположить, что, согласно [1], коэффициент запаса надежности составляет около 1,2 -1,5.

Поскольку на Узельгинском месторождении процесс сдвижения налегающей толщи пород и земной поверхности в настоящее время не изучен, логичнее расчеты производить с достаточным запасом надежности.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Технический проект. Учалинский ГОК. Узельское месторождение. т. II, кН. 1-5. – Свердловск: "Унипромедь", 1979.

НОРМИРОВАНИЕ ОПЕРЕЖЕНИЯ ВСКРЫШНЫХ РАБОТ ПРИ ДОБЫЧЕ РУД ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

КАРАПЕТЯН Э. А., БАХИН В. В.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

В настоящее время нет документов, регламентирующих нормирование объемов вскрышных работ. Исходя из этого нами рекомендуется нормативные объемы вскрышных работ рассчитывать по нормативу вскрытых запасов руды с учетом геологических условий месторождения и принятой технологии его отработки.

При установленном значении норматива вскрытых запасов руды нормативный объем вскрышных работ будет равен:

$$V_H = K_B^T \left(0,23 \sqrt{\frac{P}{0,4K_B^T + P}} + P \right), \quad (1)$$

где V_H – нормативный объем вскрышных работ, млн. м³; K_B^T – текущий коэффициент вскрыши в карьере, т/м³; P – производственная мощность карьера, млн. т/г.

На начало планируемого периода опережение вскрышных работ в зависимости от норматива вскрытых запасов руды и нормативных объемов вскрышных работ составит:

$$A = \frac{(1-\delta)^{-1}}{H_{P.3} L_H} (V_H + K_B^T Q_B), \quad (2)$$

где A – опережение вскрышных работ, м; $A = a_1 + a_2$; a_1, a_2 – опережение вскрышных работ в зависимости от нормативов вскрытых запасов руды и нормативных объемов вскрышных работ, м; δ – неподтверждение вскрытых запасов; $H_{P.3}, L_H$ – высота и длина рабочей зоны, в которой сосредоточены нормированные запасы, м; Q_B – нормативная обеспеченность карьера вскрытыми запасами руды, мес.

$$L_H = 0,8 + 0,2H_{P.3} + 0,003H_{P.3}^2, \quad (3)$$

$$H_{P.3} = \frac{[V_H - (V' + V'')] + V'''}{\Delta S_\Gamma}, \quad (4)$$

где V' ; V'' – объем вскрышных работ по разному вышележащих уступов на вскрываемом участке и на участках расположения траншей и съездов, тыс. м³; V''' – дополнительный объем вскрышных работ для обеспечения необходимого угла наклона рабочего борта, тыс. м³; ΔS_Γ – требуемое приращение площади рабочей зоны на вскрываемом участке, тыс. м².

Регрессионный анализ результатов расчета, выполненного для условий меднорудных карьеров, позволил установить закономерность изменения опережения и объемов вскрышных работ, площади и высоты рабочей зоны в зависимости от основных горнотехнических параметров карьера:

$$a_1 = 22,81 + 0,18H_{P.3} + 0,13L_H - 1,73Q_B + 0,16K_B^T; a_2 = 16,74 + 0,08V_H + 0,1H_{P.3};$$

$$V' = 1,12m_\Gamma - 0,01m_\Gamma^2 - 8,5; V'' = 2,01\alpha - 0,03\alpha^2 - 0,96; V''' = 4,14 - 0,274\varphi + 0,03\varphi^3;$$

$$\Delta S_\Gamma = 14,9H_K - 0,01H_K^2 - \frac{447}{118}; H_{P.3} = 19,9 + 0,46H_K,$$

где $m_{г}$ – горизонтальная мощность залежи на вскрываемом участке, м; φ – угол наклона рабочего борта карьера на участке расположения траншей и съездов и рабочего карьера на данном этапе его функционирования, град; $H_{к}$ – глубина карьера на вскрываемом участке, м.

Таблица

Рекомендуемая обеспеченность нормативными запасами, мес.

Период эксплуатации карьера	Руда			Вскрышные породы		
	вскрытые	подготовленные	готовые к выемке	вскрытые	подготовленные	готовые к выемке
Ввод карьера в эксплуатацию	12,0–6,0	6,0–4,0	1,5–0,5	17,0–5,0	8,0–4,0	2,0–0,5
Работа с проектной мощностью	7,0–4,5	3,0–2,0	1,5–1,0	5,5–2,5	2,5–1,0	1,0–0,5
Затухание горных работ	4,5–3,5	3,5–1,5	1,0–0,5	2,4–1,0	1,5–0,5	0,8–0,5

На основании выполненных расчетов установлены обоснованные пределы изменения нормативных объемов горной массы (см. табл.). Это позволит улучшить технико-экономические показатели добычи руд открытым способом и будет способствовать рациональному использованию минерального сырья и горного оборудования.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ БЕРЕЗОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

ФОГЕЛЬ А. В.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

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

Рельеф района месторождения слабо всхолмленный, местами болотистый. Березовское месторождение по своим масштабам одно из наиболее крупных объектов золотой промышленности. За 250 лет эксплуатации добыто более 130 т золота.

Рудное тело Березовского месторождения представлено в виде даек. Простираение даек преимущественно меридиональное. Угол падения 80 градусов, мощность – 10. До глубины 260 м по эксплуатационным данным горизонтальная мощность даек 9-12 м. По горным выработкам 314 и 512 отмечается уменьшение мощности всех даек. Гидрогеологические условия отработки Березовского месторождения в основном благоприятные; подземные воды дренажируются в основном в этажные штреки; в очистных камерах притоки незначительны, общий водоприток по шахте северная составляет 900 м³/ч. Воды нейтральные.

В настоящее время рудник имеет на месторождении две административные единицы: шахта Южная и Северная. Шахта Северная эксплуатирует три золотосодержащие дайки, расположенные в ее поле. Выемка запасов идет снизу вверх. Руда отбивается скважинами большого диаметра (105 мм), разбуренным веером. Выемка руды сплошная с оставлением междукамерных целиков на участках с минимальным содержанием металла.

Поле шахты Северная вскрыто тремя капитальными стволами шахт "Северная", "Вентиляционная" и шахты № 6, на фланге – вентиляционным шурфом "Рефевской". На самом месторождении получили распространение несколько систем разработки.

Пути усовершенствования отработки у этого месторождения было два: улучшение уже существующей системы разработки или поиск альтернативной. Мною было решено пойти по второму пути и попытаться найти более подходящий вариант.

По постоянным и переменным факторам были выбраны две конкурентоспособные системы разработки:

1). Этажно-камерная; 2). Горизонтальными слоями.

Учитывая показатели сравнения вариантов системы разработки, для дальнейшей разработки принимаем первый вариант этажно-камерной разработки: вариант с полевой подготовкой рудного тела и доставкой руды ПДМ. Этот вариант оказался экономически более выгодным

Этажно-камерная система разработки с отбойкой руды вертикальными скважинами, выпуском руды через заезды и последующей закладкой. Отрабатывается с оставлением временных междукамерных целиков. Руду отбивают скважинной отбойкой из буровых выработок. Подготовка рудного тела при этой системе заключается в проведении полевого транспортного штрека в лежачем боку дайки и бурового штрека по рудному телу. Эти штреки проходят на основном горизонте и выше откаточного горизонта. Они выполняют

двойную роль: нижний – для погрузки, верхний – для бурения и отбойки. Бурение производится станками НКР-100. Обрушенную руду грузят погрузочно-доставочной машиной ТОРО-250, из заездов их доставляют к рудоспуску, где отгружают через вибролюки в вагоны и электровозами откатывают к стволу, после чего производят следующий взрыв. После отбойки и выпуска всей руды камеру изолируют перемычками и закладывают из полевого транспортного штрека.

Принятые параметры системы: высота блока – 50 м; длина – 100 м; ширина – 10 м; длина камеры 1-47 м, 2-45 м; ширина междукамерного целика – 8 м; высота камеры равна высоте блока.

Сравнительные показатели для 1-й и 2-й системы разработки соответственно: себестоимость – 38,75 и 61,63 руб./т; потери – 25 и 3,5 %; разубоживание – 21 и 4 %.

Все сравнения были проведены аналитически и требуют подтверждения на практике

ТУРБОВЗРЫВАНИЕ НА КАРЬЕРАХ

АНДРЕЕВА Н. Е., КЕМ У. В., ДАНИЛЮК Е. С., БЕЛЬСКИХ Д. С., ПОПОВА М. А.
ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

Деятельность горнодобывающих предприятий является причиной загрязнения окружающей среды. При проведении взрывных работ на карьерах зачастую возникает ситуация, когда горно-геологические условия оказывают неблагоприятное влияние на качество взрывной подготовки горной массы. В ряде случаев это связано с перемежающейся слоистостью, обусловленной чередованием по высоте уступа легко взрывающихся пород с весьма трудновзрываемыми. В этих условиях сплошной колонковый заряд взрывчатого вещества (ВВ) не обеспечивает должной степени дробления и проработки подошвы уступа ввиду опережающего прорыва взрывных газов по слабому слою. В связи с этим необходимо перераспределить энергию взрыва по длине скважины, она преимущественно должна выделяться в зоне пересечения скважиной наиболее трудновзрываемого слоя, тогда как на рыхление легко взрывающихся пород следует отводить лишь необходимый минимум энергии. При этом выбранная конструкция заряда должна сочетаться с принятой на предприятии технологией заряжания скважин и не приводить к заметному росту трудоемкости работ. Этим требованиям в наибольшей степени соответствует разработанная в ИГД СО РАН технология турбовзрывания скважинных зарядов ВВ.

Технология турбовзрывания представляет собой один из эффективных способов решения целого комплекса задач технического, экономического и экологического характера, возникающих при проведении массовых взрывов в карьерах. Сегодня выдвигаются проблемы удешевления взрывных работ за счет перехода на относительно недорогие взрывчатые вещества без снижения качественных показателей; актуально также улучшение экологической обстановки в районе карьеров.

Технология турбовзрывания основана на принципе перемещения (вынужденной конвекции) газообразных продуктов детонации, сопровождающихся их нарастанием в глухую цепь. В конструкцию заряда включено простейшее устройство, названное "турболизатором".

В основе турбовзрывания лежат процессы вихреобразования (вынужденной конвекции) газообразных продуктов детонации и одновременного их турбонадува в глухую часть скважины. Они достигаются путем включения продуктов детонации в конструкцию заряда турболизатора, представляющего собой стальную пластину размером 2×2 (М8) мм, скрученную вокруг продольной оси на один полный оборот. При глубине скважин более 15 м или при использовании высокобризантных ВВ целесообразно применять составной (утяжеленный) турболизатор, состоящий из двух пластин толщиной по 1,5 мм с теми же параметрами. Нарастание газов вниз по скважине способствует повышению импульса взрыва. При зарядании скважин после изготовления промежуточного детонатора производят подвеску турболизатора, после чего их совместно опускают в скважину и производят зарядание в обычном порядке. В рабочем положении пластина должна быть полностью вертикально погружена в ВВ и находиться под промежуточным детонатором (при обустройстве блока вертикальными скважинами). Турболизатор приводится в действие проходящей по заряду ВВ детонационной волной. Ее головная часть и поток продуктов детонации воздействуют на него в течение времени переменной по времени силой $F(t)$, которая на винтообразной поверхности турболизатора разлагается на две составляющие: $F_z(t)$, направленную вдоль оси скважины, и $F_a(t)$, создающую крутящий момент. Вследствие этого при прохождении детонационной волны под воздействием турбонадува продуктов детонации турболизатора придается импульс вращательно-поступательного движения, и он устремляется вслед за прошедшей детонационной волной. При этом создается ряд факторов, повышающих как теплоту взрыва, так и его полезное действие. В частности, вращение турболизатора приводит к образованию вихрей, которые обеспечивают вынужденную конвекцию продуктов детонации и тем самым способствуют более полному их сгоранию в скважине в ходе вторичных химических реакций (дефлаграции).

Конструкция заряда для скважин диаметром 250 мм при турбовзрывании с применением СИНВ.

Турболизатор размещается в колонковом заряде ВВ под верхним боевиком. Данная конструкция заряда отличается от типовой местоположением основного и резервного боевиков, имеющих время внутрискважинного замедления 450 и 500 мс соответственно, а также наличием турболизатора. Установка двух боевиков обеспечивает надежность инициирования заряда: первым срабатывает боевик с замедлением 450 мс, а в случае отказа – второй с замедлением 500 мс. При турбовзрывании осуществляется прямое инициирование заряда, тогда как обычно применяют обратное, которое по сравнению с прямым имеет хорошо известные преимущества. При проведении массовых взрывов в атмосферу выбрасывается большое количество токсичных газов и пыли. Применение турбовзрывания способствует более полному сгоранию ВВ (до водяного пара, азота и углекислого газа); особым расположением верхнего боевика можно добиться взрывания без выстрела забойки.

Видеосъемкой установлено, что при турбовзрывании облако взрывных газов сильно обесцвечивается через 30-40 с, тогда как на контрольной части блока взрыв сопровождается образованием большого количества оксида азота NO , который в кислороде воздуха окисляется до NO_2 характерного желтого цвета. В виде так называемого лисьего хвоста этот ядовитый газ распространяется на большие расстояния. Также во взрывных газах отмечена значительно меньшая доля CO . Отметим, что технология турбовзрывания снимает проблему "слабых" ВВ, поскольку теплота последних в данных условиях взрыва превышает ее значения у дорогих аналогов, и во избежание нежелательного переизмельчения камня появляется необходимость увеличить выход горной массы со скважины и соответственно снизить удельный расход ВВ.

Возможность с ее помощью перераспределять энергию взрыва по высоте уступа значительно увеличивает сброс вскрышных пород во внутренний отвал при бестранспортной системе разработки, улучшает взрывную подготовку горной массы. Экономическая эффективность турбовзрывания складывается из двух составляющих: повышается выход горной массы с погонного метра скважин (показатель БГМ) и снижается удельный расход ВВ и объем бурения (показатель БВВ). Не маловажно, что при турбовзрывании возможно применение дешевых видов ВВ, например граммонита ГШ.

Способ позволяет снизить расход взрывчатых веществ на 20-25 % при взрыве на рыхление и в 1,5-1,6 раз – при взрыве на выброс.

ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПЕРЕХОДНОГО СОПРОТИВЛЕНИЯ АНКЕРА В ЭЛЕКТРОЛИТИЧЕСКОЙ ВАННЕ

МЕЛЬНИКОВ А. В., ПЕТРЯЕВ, В. Е., КОРНИЛКОВ М. В.
ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

В работе [1] рассматривались физические предпосылки моделирования поля анкера на электропроводной бумаге с использованием установки МУСГ-1 [2]. В настоящей работе приведены результаты физического моделирования поля анкера в трехмерном варианте. В качестве вмещающей среды использована электролитическая ванна размером 100×70×70 см, заполненная водой.

Модель анкера представляла собой металлический стержень диаметром 5 мм различной длины (рис. 1) и различной степени электрической изоляции от электролита (рис. 2), соответствующего различной степени заполнения шнура раствором.

Технология измерения заключалась в следующем.

В электролитической ванне на горизонтальном профиле был установлен металлический стержень, подсоединенный одним концом к источнику питания напряжением 12В, а другим – к прибору Щ 4313. Ток в питающей цепи (АВ) регистрировался с помощью микроамперметра.

Результаты исследований заключаются в следующем:

1. Показана принципиальная возможность дифференцирования анкеров различной длины на основе электрометрических измерений переходного сопротивления в электролитической ванне.
2. Характер зависимости переходного сопротивления анкера различной длины остается одинаковым, но существенно отличается асимптотическим значением в пределах участка измерений.
3. Предложена модель анкера с различной степенью заполнения шнура раствором. На основе использования этой модели получены зависимости, аналогичные результатам моделирования анкера различной длины.
4. Характер полученных зависимостей в трехмерном варианте отличается от результатов двумерного моделирования на электропроводной бумаге [1] и значительно ближе соответствует реальному анкерному креплению в горных выработках.

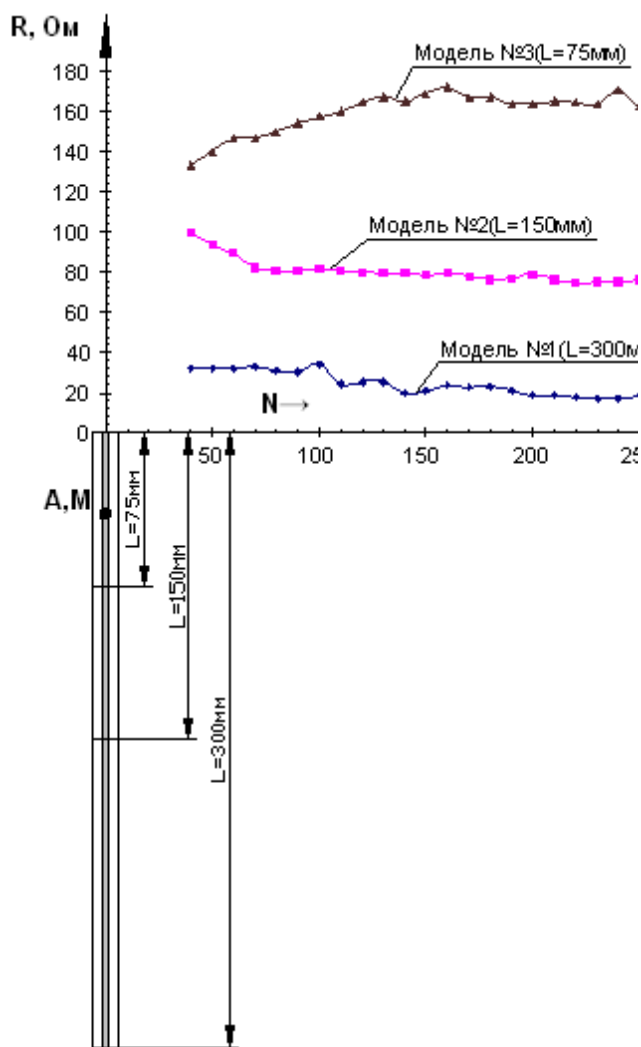


Рис. 1. Физическое моделирование переходного сопротивления анкера различной длины в трехмерном варианте: вмещающая среда – водопроводная вода

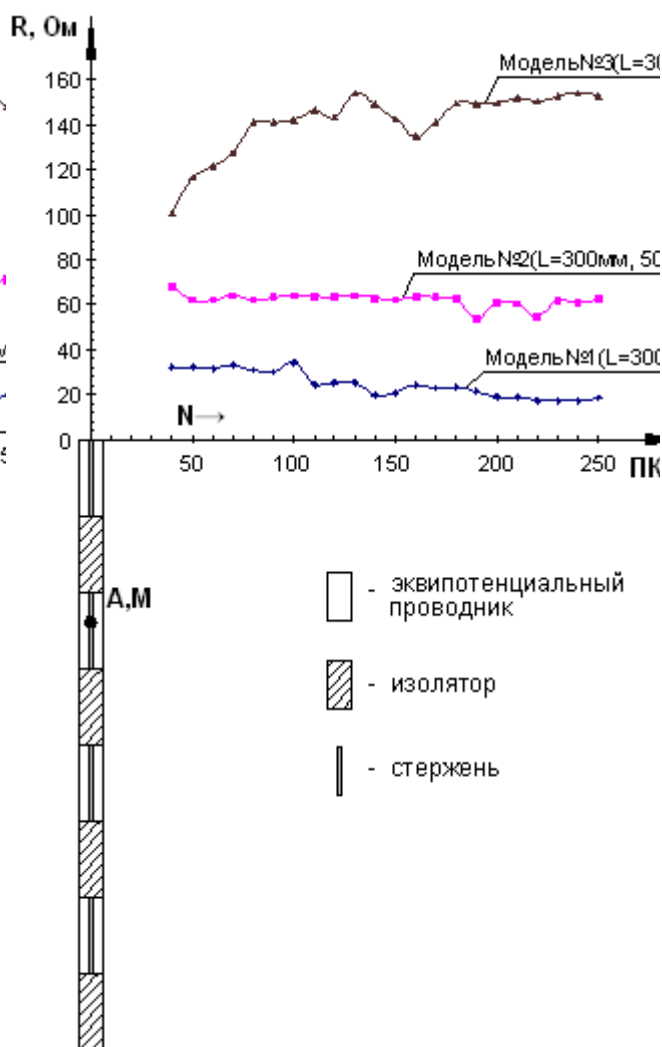


Рис. 2. Физическое моделирование переходного сопротивления анкера с разным качеством заполнения в трехмерном варианте: вмещающая среда – водопроводная вода

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Мельников А. В., Петряев В.Е., Корнилков М. В., Боликов В. Е. Лабораторные исследования контроля качества железобетонных анкеров, установленных в скальном массиве // Проблемы недропользования. Материалы II Всероссийской молодежной научно-практической конференции, 12-15 февраля 2008 г. – Екатеринбург: УрО РАН. – 2008. – 171-177 с.
2. Авдевич М. М., Фокин А. Ф. Электромоделирование потенциальных геофизических полей. – Санкт-Петербург: Недра. 1992. – 111 с.

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ МЕЖРЕМОНТНЫХ СРОКОВ КОЛЛЕКТОРНЫХ ТОННЕЛЕЙ

ЛАПТЕВ К. В.

ГОУ ВПО "Уральский государственный горный университет"

Прогнозирование межремонтных сроков коллекторных тоннелей необходимо для увеличения срока эксплуатации, предупреждения аварий и экономии денежных средств.

Прогнозирование долговечности неизбежно связано с изучением и анализом изменения характеристик (свойств) применяемых в конструкции материалов тоннельной обделки – бетона, а также арматуры железобетонных элементов.

Необходимо выделить следующие временные показатели, которые влияют на свойства материала тоннельных обделок:

- момент, с которого начинается коррозия конструкции;
- момент достижения допустимого снижения надежности, то есть характеризующий истощение работоспособности и необходимость выполнения ремонта конструкций;
- момент достижения такого состояния, когда восстановление конструкций становится экономически нецелесообразным, а дальнейшая эксплуатация – практически невозможной даже при введении ограничений по массе транспортных средств и скорости [5].

Прогнозирование межремонтных сроков будет осуществляться на основании нормативных документов. Вероятностные системы оценки надежности могут осуществляться по:

- фактору (индексу) безопасности [2];
- методам линеаризации функций случайных аргументов [1] и разложению случайной функции в ряд Шарлье [2];
- методу случайных процессов [4];
- методу Монте-Карло [2].

При прогнозировании межремонтных сроков необходимо анализировать ситуации любой степени сложности, условия эксплуатации коллекторных тоннелей, которые отличаются следующими особенностями:

- разнообразие коллекторных тоннелей по назначению, конструктивному исполнению, используемым материалам, техническим и экономическим условиям строительства и эксплуатации;
- наличие ряда сверхнормативных (места над автодорогами, расположение в непосредственной близости от зданий и сооружений) нагрузок;
- разнообразие оснований по составу, свойствам горных пород, структуре, характеру залегания;
- разнообразие применяемых технологий строительства;
- многообразие применяемых материалов и их свойства.

Основные положения прогнозирования межремонтных сроков коллекторных тоннелей указаны на блок-схеме (см. рис.).



Рис. Схема прогнозирования межремонтных сроков

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Вентцель Е. С. Теория вероятностей. – М.: Высшая школа, 1998. – С. 252-285.
2. Половов Б. Д., Таиров Т. Н. Оценка надежности оснований шахтных копров // Проектирование, строительство и эксплуатация комплексов подземных сооружений: Труды II Международной конференции. Екатеринбург, 22-24 мая 2007. – С. 176-179.
3. Половов Б. Д. Решение задач устойчивости в условиях риска // Известия вузов. Горный журнал. – 1981. – № 4. – С. 31-33.
4. Синицын А. П. Расчет конструкций на основе теории риска. – М.: Стройиздат, 1985. – 304 с.
5. Шестериков В. И. Прогнозирование срока службы железобетонных конструкций автодорожных мостов при планировании их ремонта // Бетон и железобетон – пути развития. Научные труды II Всероссийской (Международной) конференции по бетону и железобетону. 5-9 сентября 2005 г. Москва. В 5 томах. Том 5. Железобетон в транспортном строительстве. – М.: Дипак, 2005. – С. 78-91.