

МАТЕРИАЛЫ УРАЛЬСКОЙ ГОРНОПРОМЫШЛЕННОЙ ДЕКАДЫ

9-18 апреля 2007 г.

ГЕОМЕХАНИКА И ГЕОТЕХНОЛОГИИ

ПРИМЕНЕНИЕ КРУТОНАКЛОННЫХ КОНВЕЙЕРНЫХ ПЕРЕГРУЖАТЕЛЕЙ В ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ НА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ В СФОРМИРОВАННОМ РАБОЧЕМ ПРОСТРАНСТВЕ КАРЬЕРА

КРАВЧЕНКО Ф. А.

Навоийский горно-металлургический комбинат, рудник “Мурунтау”, Республика Узбекистан

Особенностью открытых горных работ является постоянное усложнение, по мере разработки, горнотехнических и горно-геологических условий, выражающееся прежде всего в увеличении глубины карьера, расстояний транспортирования и объемов перемещаемых пород. Эти особенности ведут к снижению производительности транспортно-погрузочного оборудования и росту себестоимости перевозок, которые составляют 50-60 % в себестоимости 1 т добычи руды.

Применение на карьерах комбинированного транспорта создает предпосылки для гибкого ведения горных работ (особенно в сложных горнотехнических условиях). Создаются благоприятные условия для отработки месторождения по очередям, когда часть борта карьера временно консервируется и на ней располагаются транспортные коммуникации.

Отмеченные отрицательные тенденции, связанные с понижением горных работ, характерны и для карьера Мурунтау, горные работы в котором в настоящее время ведутся на глубине более 500 м и в перспективе должны опуститься до глубины 1000 м. Зарафшанский золотоизвлекательный комплекс (Узбекистан) сегодня является вторым по величине (после предприятия Грасберг в Индонезии) среди крупнейших в мире золотоизвлекательных комплексов. Карьер Мурунтау запроектирован до глубины 740 м. В этом контуре сосредоточены запасы, которые обеспечат работу предприятия до 2025 г. Кроме того, на основе дополнительно разведанных запасов построена финальная форма карьера Мурунтау 5-й очереди до глубины 1000 м, где рассмотрен вариант открыто-подземной отработки внекарьерных забортовых запасов. Объем горной массы, извлеченной из чаши карьера – 1200 млн. м³. Годовая производительность по горной массе составляет 35 млн. м³, а по руде достигла 30 млн. т.

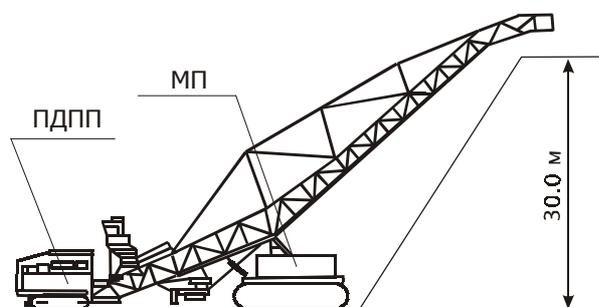
Опыт карьера Мурунтау может служить примером системного решения комплекса проблем, связанных с эксплуатацией технологического автотранспорта на открытых горных работах.

Недостаточная надежность автосамосвалов БелАЗ, проявившаяся с ростом глубины карьера, привела к переходу, начиная с 1993 г., на импортные самосвалы фирм “Юклид” и “Катерпиллар” грузоподъемностью соответственно 170 и 140 т, а в дальнейшем и 190 т, которые составляют сегодня весь списочный парк рудника. Внедрение этих самосвалов позволило увеличить выработку в 2,1 раза по сравнению с 1985 г. и сейчас она составляет 430-460 м³/год. Революционным шагом в транспортном звене карьера стало внедрение циклично-поточной технологии (ЦПТ). Строительство первой очереди ЦПТ началось в 1979 г. по проекту института УкрНИИпроект. Внедрение комплекса позволило сократить расстояние транспортирования и уменьшить парк автосамосвалов. В настоящее время при годовой производительности ЦПТ 19,2 млн. м³ горной массы удельный вес конвейерного транспорта в грузообороте карьера составляет 60 %. За 22 г. работы ЦПТ из карьера по конвейерной ленте выдано 350 млн. м³ горной массы. За последние годы темпы углубки в рабочих зонах карьера достигли 60 м/год, а раньше не превышали 30-40 м/год.

При достижении карьером глубины порядка 350-400 м эффективность использования ЦПТ также заметно снижается. Эта тенденция обусловлена тем, что строительство стационарных дробильно-перегрузочных пунктов (ДПП), как правило, отстает от развития горных работ и понижения рабочей зоны, вследствие этого к моменту их

ввода в эксплуатацию не происходит запланированного сокращения расстояния транспортирования горной массы и транспортных затрат.

При общей тенденции увеличения удельного веса конвейеров в транспортных схемах карьеров все больший интерес вызывают передвижные конвейеры для транспортирования насыпных грузов с углами наклона, превышающими угол естественного откоса транспортируемого материала. Эффективность таких конвейеров по сравнению с традиционными достигается за счет сокращения значительных горно-капитальных работ внутри карьера. В результате комплекса исследований наиболее эффективным было признано применение на карьере Мурунтау крутонаклонных конвейеров (КНК), способных осуществлять транспортировку горной массы под углом до 40° в составе мобильного дробильно-перегрузочного комплекса (МДПК).



Комплекс состоит из передвижного дробильно-перегрузочного пункта (ПДПП) на базе двухвалковой шнекозубчатой дробилки ДШЗ-1300/300 и межступенчатого крутонаклонного перегружателя (МП) (рис. 1).

Рис. 1. Автономный МП в комплексе с ПДПП

Автономный МП представляет собой передвижной крутонаклонный конвейер, рассчитанный на высоту подъема 30 м с производительностью $2000 \text{ м}^3/\text{час}$. Переезд МП на новое место осуществляется использованием самоходной гусеничной платформы от ЭКГ-8И. Для дробления горной массы до максимального размера 300 мм используется ПДПП на базе шнеко-зубчатой дробилки ДШЗ-1300/300.

Крутонаклонный межступенчатый перегружатель и передвижной дробильно-перегрузочный пункт разработан компанией "Howard Trading Inc" (г. Киев) совместно со специалистами НГМК.

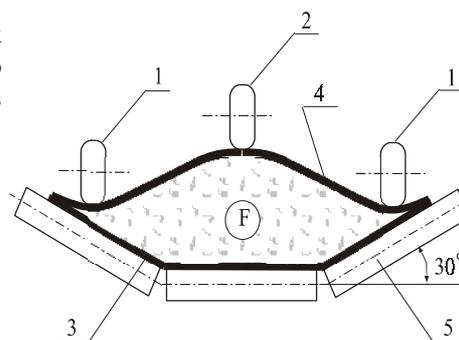
Конвейер состоит из грузонесущей и прижимной лент (рис. 2), что обеспечивает возможность транспортирования груза под углом 40° к горизонту.

При переводе МП в транспортное положение гусеничная тележка присоединяется к его базе посредством замков.

Дробящие элементы ДШЗ-1300/300 (зубья) расположены по винтовой линии и обеспечивают наличие просеивающей щели большой протяженности. В сравнении с известными дробилками (щекowymi, конусными и др.) шнеко-зубчатая имеет наименьшую высоту и массу. Мобильность дробилки и небольшой вес (до 400 т) позволяют за 1-2 недели произвести демонтаж и перенос ПДПП на новое место в соответствии с продвижением горных работ.

МДПК располагается на временно законсервированных участках рабочего борта карьера и перемещается вглубь карьера по мере его отработки с возможностью наращивания количества МП в комплексе до 2-3-х и более.

Рис. 2. Поперечное сечение конвейера: 1 – боковые прижимные катки; 2 – центральный прижимной каток; 3 – грузонесущая лента; 4 – прижимная лента; 5 – роликкоопера



Важное преимущество таких комплексов, по сравнению со стационарными, заключается в отсутствии значительных строительных объемов при сооружении перегрузочных пунктов, которые составляют до 40 % общих затрат и при переносе являются "бросовыми". По сравнению со стационарными конвейерно-перегрузочными пунктами мобильные комплексы позволяют избежать значительных дополнительных объемов вскрышных работ от разноса борта карьера при устройстве траншеи и перегрузочных площадок.

Применение на глубоких карьерах крутонаклонных конвейеров в комплексе с МДПК обеспечит техническую возможность отработки месторождения с увеличенными генеральными углами погашения бортов, существенного повышения скорости его углубки, сокращения средневзвешенного расстояния транспортировки и высоты подъема груза.

ОПЫТ СОЗДАНИЯ УЧЕБНЫХ ВИДЕОФИЛЬМОВ ПО МАРКШЕЙДЕРСКОМУ ДЕЛУ

ЛЯМИНА Е. А.

ГОУ СПО “Исовский геологоразведочный техникум”

В Исовском геологоразведочном техникуме за последние пять лет накоплен большой опыт использования на занятиях по предмету “Маркшейдерское дело” видеоматериалов собственного изготовления. Эти материалы представляют собой:

1. Видео- и фотосъемки во время экскурсий на горнодобывающие предприятия: карьеры и шахты.
2. Видео- и фотоматериалы с учебных практик, в том числе с практик, где учеба сочетается с договорными работами.
3. Видеосюжеты по определенной теме, подготовленные студентами, как реальное подтверждение к государственной аттестации (экзамену).
4. Учебные видеофильмы.

Для учебного процесса наибольшее значение имеют видеофильмы. Одним из таких фильмов является фильм “Геодезические рейки и работа с ними”. Он состоит из трех частей: “Лекция”, “Практическое занятие” и “Контрольная работа”.

Продолжительность “Лекции” – 15 мин. Но сейчас мы уже знаем, что это много. Продолжительность должна быть не более 7 мин.

Работая со второй частью видеофильма, студенты тренируются правильно и быстро брать отсчеты по рейке, проводить необходимые вычисления. Тренировка сопровождается комментариями преподавателя и проводится в убыстряющемся темпе.

Третья часть видеофильма, “Контрольная работа”, состоит их множества вариантов. В каждом варианте 10 вопросов (количество вопросов не ограничено). Вопросы сменяют друг друга в убыстряющемся темпе. Ответы записываются в журнал полевых измерений.

Фильмы в таком формате оказались наиболее эффективными для самоподготовки студентов.

Видеосюжеты, подготовленные временными студенческими творческими коллективами, имеют много недочетов, но они интересны как результат самостоятельной работы студентов и, кроме того, могут служить хорошим исходным материалом для учебных видеофильмов.

Видеоматериалы по экскурсиям и с учебных практик, кроме демонстрации их на уроках, успешно используются при профориентации школьников, сопровождают внеклассные мероприятия.

По нашему мнению, наибольшее значение имеют не результаты (видеофильмы), а творческий процесс их создания.

РАЗРАБОТКА КОНСТРУКЦИЙ СКВАЖИНЫХ ЗАРЯДОВ ДЛЯ ДРОБЛЕНИЯ БОКСИТОВ

КАРАПЕТЯН Э. А.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

При разработке типового проекта производства буровзрывных работ на Средне-Тиманском бокситовом руднике возникла необходимость разработки конструкций скважинных зарядов в зависимости от физико-механических свойств горных пород, типа применяемых взрывчатых материалов, глубины и обводненности скважин, типа забойки, а также времени года.

Конструкция зарядов представляет собой сплошной или рассредоточенный вертикальный колонковый заряд ВВ. Длина заряда определяется из расчета фактической вместимости ВВ в 1 п. м. скважины различного диаметра.

В качестве боевиков рекомендуется применять шашки-детонаторы Т-400 Г или другие, допущенные Госгортехнадзором России к постоянному применению. При их отсутствии в качестве промежуточного детонатора – патронированные ВВ: аммонит 6ЖВ-32, -60, -90, аммонит 6ЖВ-200. Боевики изготавливаются на месте производства взрывных работ либо централизованно в здании подготовки ВМ к применению.

При зарядании частично обводненных скважин нижняя их часть заполняется водоустойчивым ВВ, перекрывающим высоту столба воды, а остальная часть скважины неводоустойчивым ВВ. Зарядка сухой части скважины производится после полной усадки водоустойчивого гранулированного ВВ.

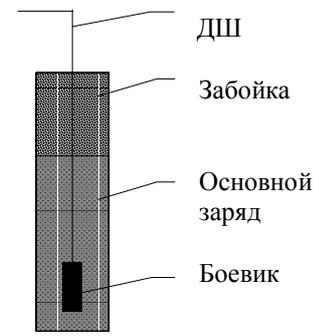
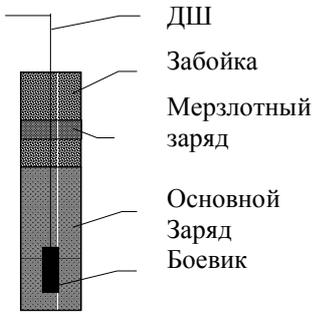
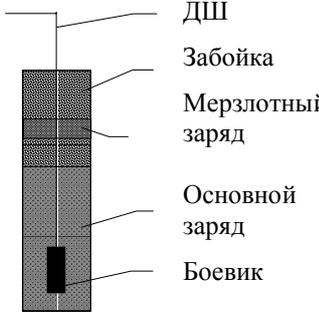
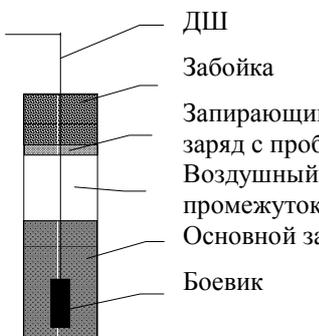
Инициирование гранулированных, водосодержащих ВВ осуществляют промежуточными детонатором, состоящим из двух шашек Т-400 Г или патронированным аммонитом 6ЖВ массой 1-3 кг. Промежуточный детонатор в сплошных зарядах располагается, как правило, выше подошвы уступа на 1-1,5 м. Для лучшей проработки подошвы уступа промежуточный детонатор допускается размещать в донной части скважины в средней части перебура. При

рассредоточенных зарядах из гранулированных ВВ промежуточные детонаторы располагаются в каждой части заряда.

Всего предложено тридцать три типа конструкций заряда, основные из них приведены в табл.

Таблица

Классификация конструкций заряда

Тип Заряда	Условия Применения	Забойка	Типы применяемых ВВ	Конструкция заряда
СЗ-Ш	Сухие скважины в теплое время года	Буровой шлам	Основной заряд – неводостойкое ВВ заводского изготовления Боевик – тротиловые шашки, патронированный аммонит	
СЗМ-И	Сухие скважины в зимнее время года	Буровой шлам	Основной заряд – неводостойкое ВВ заводского изготовления Мерзлотный заряд – Аммонит 6ЖВ Боевик – тротиловые шашки, патронированный аммонит	
ВЗМ-Ш	Обводненные скважины с уровнем воды более 1,5м в зимнее время года	Буровой шлам	Основной заряд – гранулированное водостойкое ВВ заводского изготовления Мерзлотный заряд - аммонит 6ЖВ Боевик – тротиловые шашки	
ВВ-Ш	Обводненные скважины с уровнем воды более 1,5м в любое время года	Запирающий заряд	Основной заряд – водостойкое ВВ заводского изготовления Запирающий заряд - аммонит 6ЖВ Боевик – тротиловые шашки	

АНАЛИЗ ОПЫТА ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГИДРАВЛИЧЕСКИХ И КАНАТНЫХ ЭКСКАВАТОРОВ НА КАРЬЕРАХ РОССИИ И УЗБЕКИСТАНА

ИЛЬБУЛЬДИН Д. Х.
АК “АЛРОСА”

КАРИМОВ Ф. Р., МАВЛОНОВ О. А.
ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

В настоящее время на ряде предприятий России и государств СНГ эксплуатируются гидравлические экскаваторы зарубежного производства. Наиболее крупные их парки сосредоточены на карьере “Мурунтау” Навоийского горно-металлургического комбината (Республика Узбекистан) и на карьерах компании “АЛРОСА” (Саха-Якутия, Россия). Наличие опыта использования гидравлических машин на этих предприятиях, одновременно с отечественными канатными экскаваторами, позволяет выполнить анализ и сравнение эффективности их применения. Безусловным преимуществом гидравлических машин является дизельный привод, обеспечивающий их независимость от линий электропередачи. Подвижность ковша, стрелы и рукояти обеспечивают возможность селективной выемки и в конечном счете более высокое качество добываемого полезного ископаемого. Масса гидравлического экскаватора в 1,8-2,0 раза ниже, чем у канатного.

Однако, как показал опыт эксплуатации гидравлических экскаваторов на карьере “Мурунтау”, они часто имеют довольно низкий коэффициент использования. Это связано со значительными аварийными простоями, продолжительность которых существенно возрастает на 6-7-й год работы машины, в то время как у канатного экскаватора изменение длительности аварийных простоев незначительно и на 6-7-й год эксплуатации ниже, чем у гидравлического.

Рост аварийных простоев гидравлических экскаваторов приводит к тому, что темпы снижения их производительности существенно выше, чем у канатных машин. В то же время средние затраты на содержание и ремонт гидравлического экскаватора в 3-4 раза больше, чем у канатного с той же вместимостью ковша.

В результате после 6-7 лет работы себестоимость погрузки горной массы гидравлическими экскаваторами существенно увеличивается и превышает этот показатель у канатного почти в 3 раза. Сказанное выше можно проиллюстрировать данными о работе экскаваторов на карьере “Мурунтау”.

Таблица 1

Показатели работы экскаваторов на карьере “Мурунтау”

Показатель	Гидравлические			Канатный
	<i>CAT 5230</i>	<i>EX 3500</i>	<i>RH 170</i>	ЭКГ-15
Вместимость ковша, м ³	15,1	13,7	14,8	15,0
Количество, шт.	2	1	2	2
Аварийные простои, ч	16870	11010	23230	6460
Средний коэффициент использования	0,47	0,59	0,46	0,59

На карьерах компании “АЛРОСА” производительность гидравлических экскаваторов на 1 м³ вместимости ковша ниже, чем у канатных машин, несмотря на ее постепенное увеличение (табл. 2).

Таблица 2

Показатели работы экскаваторов на карьерах “АЛРОСА”

Показатель	Гидравлические		Канатные	
	<i>CAT 5130B</i>	<i>H 285S</i>	ЭКГ-8И	ЭКГ-12,5
Вместимость ковша, м ³	11,3	15,6	8,0	12,5
Количество, шт.	2	2	3	2
Объем работ, тыс. м ³	3859	3794	3676	4813
Производительность на 1 м ³ ковша, тыс. м ³	170	148	153	193

Опыт показал, что канатные экскаваторы проще в обслуживании и ремонте, так как целый ряд деталей для них может быть изготовлен на РМЗ предприятия. Изготовление деталей для гидравлических машин часто невозможно, так как требуется высокая чистота обработки поверхностей для гидравлических систем, достигнуть которую в условиях горного предприятия весьма затруднительно. В связи с этим требуется выделение значительных и с каждым годом возрастающих средств на приобретение оригинальных запчастей у фирмы-производителя гидравлического экскаватора.

На эффективность использования экскаваторов влияет и такой показатель, как срок их службы, составляющий у канатных машин 20-25 лет, а у гидравлических 7-8 лет. Соответственно за время эксплуатации одного экскаватора ЭКГ-15 необходимо 2-3 раза заменить близкие ему по вместимости ковша гидравлические машины CAT 5230, RH 170, EX 3500, что приведет к существенным дополнительным капитальным затратам.

ПРОЧНОСТНЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ РУДЫ В ШТАБЕЛЕ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

КУЗНЕЦОВ И. В.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

В исследовании рассматриваются прочностные характеристики руды Березняковского месторождения, необходимые для оценки устойчивости откосов штабеля кучного выщелачивания (КВ).

Основные исходные данные, необходимые для проектирования КВ, принимают на основании результатов технологического исследования, которое проводят в лабораторном и укрупненном лабораторном масштабах, а также на опытно-промышленной установке. Специальных исследований для оценки устойчивости откосов не проводится, обычно определяется прочность материала после окомкования – прочность окатышей. Согласно результатам исследований [1]:

– окомкование происходит у частиц крупностью до 1 мм, предел прочности гранул на раздавливание – 0,36-0,38 МПа;

– при выщелачивании происходит разрушение гранул частично или полностью, прочность неразрушенных гранул снижается до 0-0,18 МПа;

Значительно меньшие значения прочности окатышей получены при окомкования руд месторождения Куранах (Россия) – 0,069-0,072 МПа [2].

Для оценки устойчивости откосов необходимо специальное определение прочностных характеристик: угла внутреннего трения φ ; удельного сцепления C . Измерение прочностных характеристик пород нарушенной структуры должно производиться в условиях, максимально соответствующих условиям сдвига откосов при кучном выщелачивании. Это требование удовлетворяется при соблюдении соответствия по критерию плотности – влажности.

Применительно к условиям выщелачивания в штатном режиме соответствующей будет схема консолидированно-дренированных испытаний (медленный сдвиг). В аварийных ситуациях при полном влагонасыщении, когда дренажный слой не успевает отвести воду, соответствующей будет схема недренированных (ускоренных) испытаний.

Испытания по указанным схемам выполняются на приборах трехосного сжатия (в стабилометрах), однако их можно выполнить и на приборах одноплоскостного среза при разной скорости приложения сдвигающих усилий.

По данным исследования [3], примерно 75 % показателей может быть вычислено по результатам простейших определений физических свойств породы, особенно при наличии гранулометрического состава исследуемого материала.

Разработаны научно-обоснованные рекомендации по определению прочностных φ и C и деформативных (модуля общей деформации – E_0) показателей крупнообломочных грунтов с глинистым заполнителем и глинистых грунтов с крупнообломочными включениями по их физическим характеристикам [4]. Рекомендации рассчитаны на содержание в грунтах фракции +2 мм (R_2) 20 % и более. Для грунтов, в которых содержание фракции +2 мм меньше, значения φ и C рекомендуется принимать по заполнителю – глинам и суглинкам. В соответствии с этими рекомендациями для определения φ и C нами предлагаются формулы:

– для оценки устойчивости в штатном режиме выщелачивания

$$\varphi = 46(0,3)^{M_{\tau}} \quad , \quad C = 61,8M_{\tau}^{0,32} \quad (\text{кПа}); \quad (1)$$

– в аварийном

$$\varphi_B = 37(0,234)^{M_{\tau}} \quad , \quad C_B = 26M_{\tau}^{0,51} \quad (\text{кПа}), \quad (2)$$

где M_{τ} – обобщенный показатель физических свойств руды; $\hat{i}_{\sigma} = 0,084 \frac{D_2}{R_2}$; $D_2 = 100 - R_2$ (%).

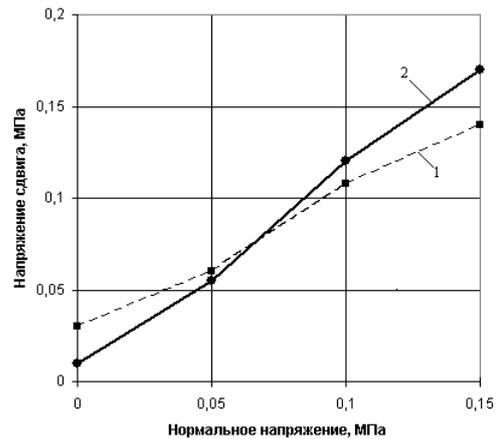


Рис. График зависимости сопротивления руды сдвигу: 1 – по результатам измерений на сдвиговом приборе ($C = 0,014$ МПа, $\varphi = 45^\circ$), 2 – расчетный по формулам ($C = 0,025$ МПа, $\varphi = 37^\circ$, $R = 80\%$).

Соответствие расчетных и измеренных значений прочности руды (см. рис.) позволяет рекомендовать формулы (1), (2) для определения φ и C по гранулометрическому составу руды после дробления.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Кучное выщелачивание благородных металлов / Под ред. М. И. Фазлуллина. – М.: Изд-во Академии горных наук, 2002. – 647.
2. Дружина Г. Я., Строганов Г. А., Зырянов М. Н. Кучное выщелачивание золота из предварительно окомкованных руд // Цветные металлы, 1997. – № 9. – 17-19 с.
3. Ржевский В. В. Физико-технические параметры горных пород. – М.: Наука, 1975. – 212 с.
4. Методика оценки прочности и сжимаемости крупнообломочных грунтов с пылеватым и глинистым заполнителем с крупнообломочными включениями / ДальНИИС. – М.: Стройиздат, 1989. – 24 с.

МЕТОДИКА ОБОСНОВАНИЯ ГЛУБИНЫ ПЕРЕХОДА НА НОВУЮ МОДЕЛЬ АВТОСАМОСВАЛА ПРИ ДОРАБОТКЕ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ

ЯКОВЛЕВ А. М., МУСИХИН С. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Современное состояние и развитие транспортных систем карьеров в перспективе свидетельствуют о том, что автомобильный транспорт остается одним из основных видов карьерного транспорта, и 60–70 % горной массы с учетом вторичных перевозок будет перевозиться автосамосвалами. Вместе с тем, существующая тенденция применения на карьерах мощных автосамосвалов большой грузоподъемности, позволяющих существенно снизить себестоимость автоперевозок и повысить производительность труда, осложняется необходимостью выемки дополнительных объемов вскрыши для размещения транспортных коммуникаций значительных параметров. Размещение вскрывающих выработок ведет к выполаживанию бортов карьеров по сравнению с их устойчивыми значениями. Особенно это характерно для глубоких, ограниченных в плане карьеров, к которым относится карьер «Н» АК «АЛРОСА». Одним из направлений решения указанной проблемы является переход с определенной глубины на автосамосвалы меньшей грузоподъемности.

В результате выполненного исследования разработана методика расчета оптимальной глубины карьера «Н», при которой эффективна замена автосамосвалов *Cat-777D* (91 т) на автосамосвалы БелАЗ-754831 (42 т).

Обоснованы рациональные параметры транспортных коммуникаций при эксплуатации автосамосвалов БелАЗ-754831 и *Cat-777D*. Установлено, что в условиях карьера «Н» рационально применение транспортных берм переменной ширины. Рекомендуемая ширина транспортных берм ($B_{т.б}$) в зависимости от горизонта расположения, интенсивности движения автосамосвалов и объема перевозки составляет: для автосамосвалов *Cat-777D* 23,4-29,2 м, для автосамосвалов БелАЗ-754831 – 19,8-25,3 м.

Таким образом, использование автосамосвалов БелАЗ-754831 позволит сократить ширину транспортных берм на 4,7-10,2 м в зависимости от горизонта расположения по сравнению с проектным вариантом, предусматривающим применение автосамосвалов *Cat-777D* с $B_{т.б} = 30$ м.

Установлено, что общее сокращение объемов вскрыши в конечных контурах при внедрении БелАЗ-754831 составит 8,2 млн. м³, т. е. 13,4 %. Разница в погоризонтных объемах вскрыши изменяется от 0-3 % на нижних горизонтах до 10,3-20,3 % – на средних и верхних горизонтах.

Эффективность перехода на новую модель автосамосвала в значительной степени определяется технологической схемой перехода. Проведенная систематизация позволила выделить три группы таких схем и определить наиболее приемлемую для условий карьера “Н” (схема А с переходной зоной).

К достоинствам схемы можно отнести простоту ее реализации на практике, возможность принятия решения о переходе в любой период разработки карьера, а также возможность организации внутреннего отвалообразования в переходной зоне при вывозке вскрышных пород с глубоких горизонтов.

В переходной зоне можно организовать перегрузку горной массы в автосамосвалы большей грузоподъемности и тем самым повысить эффективность транспортного процесса.

Недостаток схемы заключается в том, что объемы вскрыши, которые можно сократить при переходе на автосамосвалы меньшей грузоподъемности, резко падают с увеличением глубины карьера.

На основании установленных календарных планов вскрышных работ по вариантам перехода установлено, что разница в объемах вскрыши при переходе на новую модель автосамосвала в 2006 г. ($H_n = 120$ м) по сравнению с проектным вариантом составляет 8,2 млн. м³ (21,9 % от оставшихся объемов вскрыши), при переходе в 2010 г. ($H_n = 180$ м) разница сокращается до 3,09 млн. м³ (8,98 %), а при переходе в 2013 г. ($H_n = 225$ м) – до 0,3 млн. м³ (0,8 %). Таким образом, после 2012 г. эффективность перехода на автосамосвалы БелАЗ-754831 маловероятна в связи с резким сокращением разницы в объемах вскрыши по базовому и рассматриваемым вариантам.

В качестве критерия выбора оптимальной глубины перехода обосновано применение суммы дисконтированных капитальных и эксплуатационных затрат за период оптимизации. Учитывались эксплуатационные затраты на выемку вскрыши, технологические автоперевозки и капитальные затраты на автотранспорт.

Установлено, что зависимость суммарных дисконтированных затрат от глубины перехода на автосамосвалы БелАЗ-754831 имеет характер, близкий к экстремальному. Оптимальная область перехода (наиболее низкие затраты) соответствует глубинам перехода 150-165 м (2007-2009 гг.). В этой области суммарные дисконтированные затраты на 9,5-11,2 % меньше затрат базового (проектного) варианта с автосамосвалами *Cat-777D*, что в денежном выражении составляет 515-607 млн. руб. Эффективность перехода резко снижается с увеличением глубины карьера. Так, при глубине перехода 180 м (2010 г.) разница в затратах с базовым вариантом сокращается до 3,8 %, а при глубине 210 м (2011 г.) – до 2,05 %, что находится в пределах точности расчетов.

Оптимальной областью перехода можно считать глубину 150-165 м (2007-2009 гг.). Наиболее приемлемым является переход на автосамосвалы БелАЗ-754831 в 2009 г. ($H_n = 165$ м), так как к этому времени существующий парк автосамосвалов *Cat-777D* выработает нормативный срок эксплуатации и встанет вопрос о техническом перевооружении автопарка.

Основные положения разработанной методики можно использовать при обосновании глубины перехода на повышенные уклоны автотранспортных коммуникаций, на применение специализированных автосамосвалов и для решения других технико-экономических задач.

МЕТОДИКА АВТОМАТИЗИРОВАННОГО РАСЧЕТА И НОРМИРОВАНИЯ РАСХОДА ДИЗЕЛЬНОГО ТОПЛИВА КАРЬЕРНЫМИ АВТОСАМОСВАЛАМИ

ИЛЬБУЛЬДИН Д. Х.
АК “АЛРОСА”

НИКОЛАЕВ Н. А.
ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Совершенствование нормирования расхода дизельного топлива является одним из основных факторов повышения топливной экономичности карьерного автотранспорта. Значительная вариация горнотехнических условий эксплуатации технологического автотранспорта на карьере “Комсомольский” Айхальского ГОКа АК “АЛРОСА” предопределяет необходимость разработки и внедрения линейных дифференцированных (маршрутных) норм расхода дизельного топлива автосамосвалами БелАЗ-754831 и БелАЗ-75473. Действующие в настоящее время “Нормы расхода ...” не учитывают специфических условий эксплуатации технологического автотранспорта в глубоких карьерах и характеризуются значительными расхождениями с фактическими показателями расхода. Анализ динамики удельного расхода топлива автосамосвалами БелАЗ-754831 на карьере “Комсомольский” показывает ежегодный его рост на 5-11 % вследствие усложнения условий эксплуатации при увеличении глубины горных работ.

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.

Предложенный методический подход имеет следующие преимущества по сравнению с существующими методиками разработки дифференцированных норм расхода топлива:

1. Нормативные выражения объективно отражают физическую сущность изменения расхода топлива при варьировании высоты подъема горной массы и расстояния транспортирования.

2. Нормативные выражения описывают расход топлива практически в любом диапазоне изменения расстояния транспортирования и высоты подъема горной массы.

3. 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.

Разработанные линейные дифференцированные (маршрутные) нормы расхода дизельного топлива автосамосвалами БелАЗ-754831 и БелАЗ-75473 представлены в двух видах:

– табличном, устанавливающим норму расхода (л/100 км и г/ткм) в зависимости от расстояния транспортирования, высоты подъема горной массы и загрузки автосамосвала;

– автоматизированном в виде программного комплекса “ART” (автоматизированный расчет топлива).

Программа создана в редакторе электронных таблиц *MS Excel* и состоит из четырех основных функциональных элементов:

– таблиц ввода постоянных данных;

– таблицы ввода исходных данных из путевых листов;

– расчетных таблиц;

– таблицы вывода результатов.

Программа производит автоматизированный расчет линейной нормы, нормируемого расхода по каждому маршруту и в целом за смену (сутки) и отклонение фактического расхода от нормируемого.

Проведена апробация разработанных “Норм ...” путем обработки данных путевых листов и сравнения фактического расхода с нормативным. В результате апробации установлено, что разработанные “Нормы ...” характеризуются удовлетворительной сходимостью с фактическими показателями расхода ($\bar{\epsilon} \leq 5,0\%$) и более полным учетом условий эксплуатации. Среднее отклонение действующих в настоящее время норм расхода от фактических показателей составляет 14,2%.

Определены пути дальнейшего совершенствования нормирования расхода дизельного топлива в условиях карьера “Комсомольский” Айхальского ГОКа, заключающиеся во внедрении спутниковой системы глобального позиционирования (*GPS*) и методики геоинформационного моделирования расхода дизельного топлива.

МЕТОДИКА ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОГО ОПРЕДЕЛЕНИЯ РЕОЛОГИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ГОРНЫХ ПОРОД

СЫНБУЛАТОВ В. В., ТОКМАНЦЕВ М. С.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Реологические свойства (ползучесть, релаксация напряжений) определяют изменение механических характеристик пород во времени и в этом качестве играют исключительно важную роль в описании поведения горного массива. Эффективным инструментом управления реологическими характеристиками являются поверхностно-активные вещества (ПАВ).

Для исследований ползучести сконструирован и опробован испытательный стенд (по трехточечной схеме изгиба), разработана процедура опытов и компьютерная программа обработки их результатов. Образцы в виде балки прямоугольного сечения нагружаются центрально приложенной силой.

Прогиб балки описывается выражением

$$Y(t) = Y_0 + Y_0 \cdot \left(\frac{\delta}{1 - \alpha} \right) \cdot t^{1 - \alpha}. \quad (1)$$

В логарифмических координатах это выражение преобразуется в уравнение прямой

$$\ln \left(\frac{\Delta}{Y_0} \right) = \ln \left(\frac{\delta}{1 - \alpha} \right) + (1 - \alpha) \cdot \ln(t) \quad (2)$$

По данной методике проведены исследования пироксен-плагиоклазового порфирита Североуральских бокситовых месторождений (гор. -860 м шахты №12-12 бис). В качестве поверхностно-активной среды принят 0,16 % раствор доделсульфата натрия (ДС). Образцы в естественном состоянии и обработанные раствором ПАВ нагружались в течение 48 ч.

Уже на стадии обработки экспериментальных данных (при представлении опытных точек в логарифмических координатах) было установлено, что ползучесть образцов, обработанных раствором ДС, имеет две явно выраженные стадии (см. рис.). На первой стадии повышенная скорость ползучести, по всей видимости, обусловлена классическим механизмом межзеренного скольжения. За счет двумерной миграции активные молекулы раствора ПАВ проникают в межзеренное пространство, тем самым снижая прочность контакта минеральных зерен, что сопровождается их подвижками и, следовательно, значительной деформацией и уплотнением горной породы. После затухания первой стадии наступает более медленная вторая. Здесь определяющим фактором является процесс развития под действием ПАВ имеющихся в горной породе трещин и зарождения новых.

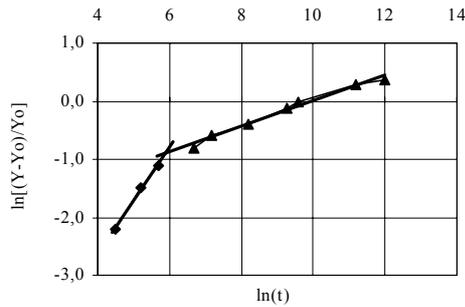


Рис. Двухстадийный характер ползучести горных пород в ПАВ

Уравнение Больцмана-Вольтерра со степенным ядром ползучести в виде выражений (1, 2) достаточно точно описывает процесс деформирования горных пород во временном диапазоне до 48 ч. Однако это уравнение не имеет асимптоты, т. е. строго говоря, пригодно лишь для описания незатухающей ползучести, когда деформация непрерывно растет вплоть до разрушения горной породы.

В реальных же производственных ситуациях при разработке скальных пород ползучесть имеет затухающий характер, и деформация не превышает определенного предела. Опыт показывает, что финишные участки кривых ползучести (при $t > 24$ ч) хорошо аппроксимируются гиперболической зависимостью вида [1]

$$\varepsilon_i = \frac{t_i}{A \cdot t_i + B}. \quad (3)$$

При t_p , стремящемся к бесконечности, функция имеет асимптоту

$$\varepsilon_{\max} = 1/A. \quad (4)$$

Величина периода релаксации может быть определена по результатам испытания горных пород на ползучесть с помощью уравнения [2]

$$t_0 = \frac{t}{\ln \frac{\varepsilon_0 - \varepsilon_{\max}}{\varepsilon - \varepsilon_{\max}}}. \quad (5)$$

Для вычисления периода релаксации по данным опыта на ползучесть последнее уравнение можно записать в виде

$$\ln \frac{Y_{\max} - Y_0}{Y_{\max} - Y_i} = \frac{1}{t_0} \cdot t_i. \quad (6)$$

График этого уравнения, построенного по данным эксперимента, в полулогарифмических координатах представляет собой прямую линию с угловым коэффициентом $1/t_0$.

Таким образом, предлагаемая методика и компьютерные программы обработки опытных данных создают основу для экспериментального определения реологических характеристик горных пород при воздействии на них различных поверхностно-активных сред.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Львовский Е. Н. Статистические методы построения эмпирических формул. – М.: Высшая школа, 1982. – 224 с.
2. Ямщиков В. С. Методы и средства исследования и контроля горных пород и процессов. Учебник для вузов. – М.: Недра, 1982. – 296 с.

КОНТРОЛЬ ВЛАЖНОСТИ ПОРОДНОГО МАССИВА

ЕРЕМИЗИН А. Н.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Одним из способов управления свойствами и состоянием горных пород является насыщение массива поверхностно-активными веществами. При осуществлении данного процесса необходимо вести непрерывный контроль влажности обрабатываемых горных пород.

Методы измерения влажности принято делить на прямые и косвенные.

Наиболее распространенным прямым методом является метод высушивания (термогравиметрический), заключающийся в воздушно-тепловой сушке образца материала до достижения равновесия с окружающей средой; это равновесие условно считается равнозначным полному удалению влаги.

В косвенных методах оценка влажности материала производится по изменению различных его свойств [1].

Наиболее эффективным методом контроля влажности меняющего свое строение массива является высококачественный диэлектрический метод, основанный на зависимости относительной диэлектрической проницаемости ϵ от влажности горных пород W . Данный метод является наиболее чувствительным, и его результаты зависят только от наличия влаги и практически не искажаются различием в строении горных пород [2]. При реализации данного метода могут измеряться как диэлектрическая проницаемость, так и тангенс диэлектрических потерь $\operatorname{tg} \delta$. В любом случае процесс измерения сводится к определению электрической емкости горных пород. Емкость зависит помимо влажности пород от их минерального состава, температуры, электрохимического потенциала границы электрод-материал и др. Однако влияние этих факторов на порядок ниже, чем влажности [2]. Кроме того, при насыщении массива требуется определять не абсолютную влажность, а ее приращение в процессе нагнетания раствора. В этом случае влияние всех постоянных факторов нейтрализуется и не сказывается на конечном результате.

В общем случае диэлектрическая проницаемость горных пород определяется поляризацией слагающих породу минералов и дипольной поляризацией молекул воды. Причем вклад каждого вида поляризации аддитивен, тогда

$$\epsilon = \epsilon_{\text{гп}} + \alpha \cdot W,$$

где $\epsilon_{\text{гп}}$ – относительная диэлектрическая проницаемость слагающих породу минералов; α – абсолютная скорость прироста диэлектрической проницаемости при увлажнении.

Учитывая необходимость оценки лишь относительного прироста влажности, в качестве $\epsilon_{\text{гп}}$ может быть принята диэлектрическая проницаемость горной породы в естественном состоянии (до увлажнения). Перейдя к относительной оценке $\delta\epsilon = [(\epsilon - \epsilon_{\text{гп}}) / \epsilon_{\text{гп}}] \cdot 100\%$ и обозначив $1/\alpha = \beta$, получим $W = \beta \epsilon_{\text{гп}} \delta\epsilon$.

Для проверки применимости данного выражения и оценки его параметров была выполнена серия экспериментальных исследований применительно к Североуральским бокситовым месторождениям. Пробы измельчались до крупности 0,5 мм с тем, чтобы максимально нейтрализовать фактор строения пород. Измерение относительной диэлектрической проницаемости и тангенса угла диэлектрических потерь производилось резонансным методом [4] с помощью измерителя добротности типа Е9-4 и заключалось в определении изменения характеристик колебательного контура при внесении в него изучаемой породы. В качестве измерительной ячейки использовался цилиндрический конденсатор с радиусом внешнего и внутреннего электродов, соответственно 38,6 и 7,25 мм и собственной емкостью 2,0 ρF . Для исключения влияния миграционной поляризации рудных минералов измерения производились на достаточно высокой (15 МГц) частоте.

Изучение изменчивости диэлектрических характеристик эффузивных и осадочных пород СУБРа в диапазоне влажности до 15 % показало, что зависимости носят линейный характер (см. рис.)

$$W = 0,044 \epsilon_{\text{гп}} \delta\epsilon;$$

$$W = 0,58 \operatorname{tg} \delta_{\text{гп}} \delta \operatorname{tg}.$$

Высокая точность (погрешность не превышает 5 %) и устойчивость полученных уравнений позволяет использовать их для косвенного определения влажности при насыщении пород растворами ПС.

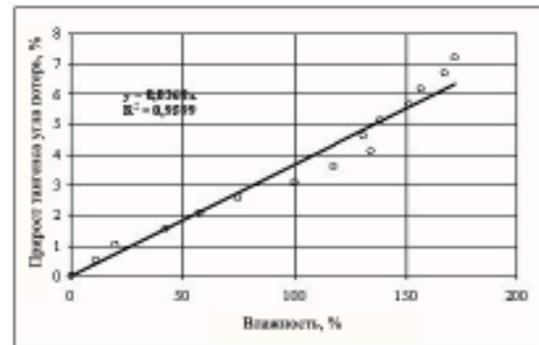
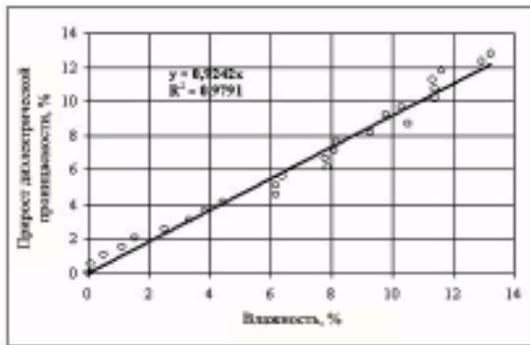


Рис. Графики зависимости диэлектрических характеристик от влажности:
 а) диэлектрическая проницаемость; б) тангенс диэлектрических потерь

Таким образом, полученные расчетные соотношения являются основой для методики неразрушающего контроля влажности породного массива в ходе его насыщения поверхностно-активными веществами.

Измерение ϵ и $\text{tg}\delta$ обрабатываемых горных пород может быть измерено непосредственно в забое горных выработок с помощью измерителей добротности.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Берлинер М. А. Измерения влажности. Изд. 2-е, перераб. и доп. – М.: “Энергия”, 1973. – 400 с.
2. Кричевский Е. С. Высокочастотный контроль влажности при обогащении полезных ископаемых. – М.: Недра, 1972. – 215 с.
3. Тарасов Б. Г., Дырдин В. В., Иванов В. В. Геоэлектрический контроль состояния массивов. – М.: Недра, 1983. – 216 с.
4. Турчанинов И. А., Медведев Р. В., Панин В. И. Современные методы комплексного определения физических свойств горных пород. – Л.: Недра, 1967. – 199 с.

ПРОГНОЗ СМЕЩЕНИЙ ПОРОД В УЧАСТКОВЫХ КВЕРШЛАГАХ

ВАНДЫШЕВ А. М., ПАВЛОВ Д. Ю.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Проблема охраны и поддержания участков квершлагов в рабочем состоянии на буроугольных шахтах при разработке мощных пластов стоит очень остро. Несмотря на сравнительно небольшой срок службы выработок и применение рамных крепей из специального профиля СВП-27, объемы ремонтных работ и затраты на их выполнение остаются большими. Это связано с интенсивным развитием деформаций вмещающих пород.

Заметного снижения затрат на крепление и поддержание участков квершлагов можно достичь за счет выбора рационального вида крепи и способа их поддержания. Это можно осуществить на базе прогноза ожидаемых величин смещений вмещающих выработку пород.

Прогноз ожидаемых величин смещений пород в участках квершлагах осуществляется с учетом специфики их поддержания и закономерностей проявлений в них горного давления. При разработке мощных пластов наклонными слоями и отработке выемочных участков на передний квершлаг выделяются, с точки зрения проявления горного давления, несколько различных периодов поддержания участков квершлагов: 1 – период поддержания квершлага в зоне влияния его проходческого забоя; 2 – период поддержания вне влияния проходческого забоя и опорного давления действующих лав; 3 – период поддержания квершлага в зоне действия временного опорного давления нарабатывающей лавы первого слоя; 4 – период поддержания квершлага вне зоны влияния очистного забоя второго слоя; 5-период поддержания квершлага в зоне влияния временного опорного давления нарабатывающей лавы второго слоя.

С учетом изложенного, суммарная величина смещений пород за все время поддержания участка квершлага может быть определена по следующей формуле:

$$U_{\text{общ}} = (U_1 + V_2 \cdot T_2 + U_3 \cdot K_1 + V_2 \cdot T_4 \cdot K_2 + U_3 \cdot K_2) \cdot K_S \cdot K_B \cdot K_{\text{кр}},$$

где – U_1 величина смещений пород кровли и почвы в 1-й период, мм;

V_2 – средняя скорость смещения пород во 2-й период, м/сут.;

T_2 – продолжительность 2-го периода, сут.;
 U_3 – величина смещения пород в 3-й период, мм;
 K_1 – коэффициент, учитывающий интенсивность влияния опорного давления нарабатывающей лавы;
 T_4 – продолжительность 4-го периода, сут.;
 K_2 – коэффициент, учитывающий влияние первичной надработки;
 K_s – коэффициент, учитывающий влияние размера поперечного сечения выработки;
 $K_{кр}$ – коэффициент, учитывающий влияние свойств пород основной кровли нарабатываемого пласта;
 K_B – коэффициент, учитывающий влияние обводненности пород.

Отдельные участки квершлага испытывают неодинаковое влияние надработки, так как они расположены на различных расстояниях от нарабатываемого пласта. Значения коэффициента K_1 , учитывающего интенсивность влияния опорного давления нарабатывающей лавы, принимают-ся следующие: при расстоянии от пласта по нормали до кровли квершлага до 10 м $K_1=2,0-1,6$; от 10 до 20 м – $K_1=1,6-1,3$; от 20 до 30 м – $K_1=1,3-1,0$.

При больших расстояниях по нормали от пласта до кровли квершлага влияние надработки на проявление горного давления в них практически не сказывается.

Вследствие отработки лавы первого слоя происходит снижение напряженного состояния в массиве пород в зоне влияния надработки, поэтому скорости и величины смещения пород после окончания влияния первичной надработки будут несколько ниже. Это положение учитывается коэффициентом K_2 , значения которого рекомендуется принимать равным 0,7-0,9 при разрыве во времени между отработкой первого и второго слоев до полутора лет. При большем разрыве, как показали инструментальные наблюдения за проявлением горного давления, эффект надработки практически исчезает, и поэтому K_2 можно принимать равным единице. Большое влияние на интенсивность проявления горного давления в горных выработках оказывает размер их поперечного сечения. Этот фактор при расчете ожидаемых смещений пород учитывается коэффициентом K_s , определяемым по формуле (Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. – Л.: ВНИМИ, 1981. – 222 с.): $K_s = 0,2 \cdot (B - 1)$, где B – ширина выработки в черне, м.

Вследствие попадания воды в выработки интенсивность смещения пород возрастает. Особенно сильно это явление наблюдается при наличии глинистых пород. Данное положение учитывается коэффициентом K_B , значения которого принимаются для песчаников 1,0-2,0.

Интенсивность влияния надработки в определенной степени зависит от характера обрушения пород кровли нарабатываемого пласта. При расчете величины смещения пород в квершлагах целесообразно введение коэффициента $K_{кр}$, принимаемого равным для легкообрушающихся пород кровли 0,8; среднеобрушающихся – 1,0 и труднообрушающихся – 1,2.

Так как величины смещений пород на различных участках квершлага существенно различаются, то естественно нужен дифференцированный подход к выбору средств их крепления и поддержания. Выбор типа крепи для отдельных участков квершлагов осуществляется по рекомендациям ВНИМИ (Инструкция по выбору рамной металлической податливой крепи горных выработок. Л.: ВНИМИ, 1986. – 49 с.) с учетом ожидаемых смещений пород, определяемых по вышеизложенной методике.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ИСПОЛНИТЕЛЬНОГО ОРГАНА ПРОХОДЧЕСКОГО КОМБАЙНА С ГОРНЫМИ ПОРОДАМИ

ПАВЛОВ Д. Ю., ГАБИГЕР В. В.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

На шахтах Кузбасса проходятся 1000 км выработок, что требует рационального использования проходческих комбайнов и его узлов.

Оборудование проходческих комбайнов, подверженное большим внешним возмущениям и возмущениям через режущий инструмент, следует отнести к классу сложных многосвязных динамических систем. Отсутствие современных математических моделей динамики проходческого комбайна сдерживает дальнейшее совершенствование конструкции и установление оптимальных режимов эксплуатационного нагружения. Решение задач, связанных с расчетом проходческого оборудования, является актуальным для горного производства. В передовых отраслях уже имеется опыт разработки методологических и теоретических положений по исследованию сложных систем.

При исследовании процесса резания можно выделить принципиально различные динамические процессы: микропроцессы, происходящие в небольшой области контакта режущего инструмента с породой и сопровождающиеся местными деформациями вдавливания и разрушения (контактные нагрузки), и макропроцессы, обусловленные движением органов и механизмов и позволяющие определить конечные скорости и перемещения

некоторых точек, взаимодействующих тел и связанные с ними динамические усилия на рабочем органе и в элементах комбайна.

Как правило, решение задач, связанных с исследованием динамических процессов, приводит к системам дифференциальных уравнений и с учетом взаимодействия режущего инструмента с породой строится на существенных упрощениях, и аналитически возможно только в редких случаях. Невозможность во многих случаях организации экспериментов во всех реальных условиях их функционирования диктует необходимость перехода к экспериментально-теоретическому методу с широким применением средств математического (имитационного) моделирования и вычислительного эксперимента.

Как правило, узлы гидропривода заменяют после их наработки до предельного состояния, которое характеризуется допустимым изменением одного из параметров технической характеристики. Для насосов обычно регламентируется снижение объемного КПД, для распределителей и двигателей – утечки, для дросселей – минимальный расход масла. Таким образом, реальная долговечность узлов определяется не только их износом, но и допустимым для конкретного гидропривода изменением параметра, соответствующим предельному состоянию.

Моделирование взаимодействия исполнительного органа с породой

Процесс резания сопровождается значительными динамическими нагрузками в элементах исполнительного органа и опорно-поворотного механизма.

Так как большинство конструкций комбайнов однотипны (4ПУ, ГПКС, 4ПП2 и др.) и можно выделить массы корпуса, стрелы и коронки, то при моделировании за основу принята трехмассовая модель комбайна ГПКС. Система уравнений, описывающих состояние каждой из масс, будет состоять из трех дифференциальных уравнений вида:

$$P \frac{\partial^2 u}{\partial t^2} = \operatorname{div}(p \operatorname{grad} u) - qu + F(x, t), \quad (1)$$

где u – неизвестная функция положения; p , q , c – коэффициенты, определяющиеся свойствами среды; F – внешнее силовое воздействие; x – координата.

Моделирование гидравлической системы

Гидравлические системы проходческих комбайнов также схожи. Схема типа “нерегулируемый насос – система клапанов и гидрораспределителей – цилиндры” является наиболее характерной. Рассмотрим явление гидравлического удара, которое происходит в момент остановки коронки при соприкосновении с породой (комбайн ГПКС). В качестве базовой примем одномерную модель микроуровня в виде:

$$\frac{\partial M(t, x)}{\partial t} = -A(t, x) \frac{\partial P(t, x)}{\partial t}. \quad (2)$$

где M – расход жидкости; A – поперечное сечение; P – давление жидкости; t – время; x – координата гидравлической системы.

Исходя из уравнения (2), давление жидкости на перекрытом конце трубопровода (цилиндры подачи) определится так:

$$P(t, 0) = P_0 + \frac{4M_0 a}{\pi A} \sum_{k=1}^{\infty} \frac{1}{2k-1} \sin \frac{2k-1}{2l} \pi a t \quad (3)$$

где: M_0 – начальный массовый расход; l – длина трубопровода.

Подобный процесс происходит и при резании породы.

Основные выводы:

1. Резание сопровождается колебательными процессами, носящими нелинейный характер. Колебания в зависимости от режимов резания (начальной фазы, скорости резания, давления на забой) и параметров гидравлической системы (длина трубопровода, тип насоса и др.) могут привести к возникновению резонансных явлений.

2. При соприкосновении коронки с породой происходит явление так называемого гидравлического удара.

3. При резании за короткий промежуток времени происходит разрушение некоторого объема породы, что сопровождается динамическими процессами в гидравлической системе. Такие процессы характеризуются небольшим расходом жидкости и изменением давления.

ПРОБЛЕМЫ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ПРОЕКТНЫХ РАБОТ В ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

КРАВЧЕНКО А. П.

ГОУ ВПО “Уральская государственной горный университет”

Современные тенденции развития горнодобывающей промышленности в последние десятилетия, а также экономическая ситуация в стране, привели к существенному изменению ситуации на рынке проектных услуг.

Большинство крупных горных компаний имеют в своем составе проектные подразделения, которые занимаются перспективными проектами и календарными планами, поскольку процесс планирования и рабочего проектирования непрерывен, требует постоянного пополнения информации и корректировок множества документов, взаимосвязи проекта и планов разной продолжительности и назначения. Необходимо регулярно обновлять и создавать новые проекты как на освоение новых месторождений, так и на реконструкцию мелких объектов. Тем не менее, эти компании в ряде случаев пользуются услугами специализированных проектных организаций для выполнения специальных проектов или при перегруженности собственного штата.

Ресурсный потенциал проектирования складывается из трех основных показателей: кадров, оснащенности основными фондами и информационного обеспечения.

Основу кадрового потенциала проектных организаций в настоящее время составляют специалисты либо предпенсионного и пенсионного возраста, либо молодые сотрудники. Происходит потеря кадровой преемственности. Воспроизводство же кадров осложняется тем, что уровень квалификации проектировщика определяется степенью его адаптации к специфике такого рода интеллектуальной деятельности, что является результатом многолетней практики в среде, неразрывно связанной с наукой, проектированием и производством горных работ.

Однако в последнее время произошли существенные структурные изменения в проектно-исследовательском комплексе, был ликвидирован ряд крупных проектных организаций; часть из сохранившихся изменили свои организационные формы, были приватизированы или вошли в состав крупных горно-промышленных объединений. В то же время, сейчас предлагают свои услуги по проектированию горных работ множество мелких организаций и предприятий, которые зачастую имеют слабое материально-техническое оснащение, не имеют достаточного опыта и специалистов, и лишь единицы обеспечены оборудованием и являются конкурентоспособными. Зачастую такие предприятия пользуются устаревшей нормативной базой.

Из-за отсутствия материальных средств во многих проектных организациях функции контроля качества в большинстве случаев переданы главным специалистам или главным инженерам проектов; они же отслеживают изменение в нормативной базе, ведут нормоконтроль. Технические библиотеки недостаточно пополняются нормативной литературой из-за ее высокой цены. Существенно ослабли связи с отраслевыми научно-исследовательскими и высшими учебными заведениями.

Вместе с тем низкий уровень квалификации служб заказчика и вызванная этим нетребовательность к выполнению проектной продукции зачастую не позволяют избежать низкого технического уровня и низкого качества проектной продукции. Значительная часть проектов возвращается экспертизой на доработку.

Сложившееся невысокое качество проектной продукции и острая конкурентная борьба объективно заставляют вырабатывать новые механизмы управления качеством. В данных условиях необходимы объективные показатели, позволяющие оценивать не только сиюминутные способности организации выполнить ту или иную проектную документацию с необходимыми технико-экономическими показателями, но и гарантировать стабильное качественное изготовление проектной продукции и осуществление оказываемых услуг в течение всего времени действия лицензии.

Гарантом качественного выполнения проектной продукции может стать система качества, основанная на определенных требованиях.

Сложившаяся практика информационного обеспечения проектирования не отвечает его реальным потребностям. Анализ показывает, что проектные организации и заказчики по-прежнему испытывают информационный голод при избытке источников некачественной и, подчас, малопригодной информации. Назрела необходимость создания единой информационно-справочной системы-библиотеки нормативных актов и регулирующих документов с обеспечением к ней широкого доступа, в том числе и на коммерческой основе.

РАСЧЕТ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ УЧАСТКА ОТКРЫТО-ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ

ГУБАНОВ Д. В., ПАВЛОВ Д. Ю., ФЕКЛИСТОВ Ю. Г.
ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Выбор электрического оборудования является неотъемлемой частью конструктивно технологического решения. На опытно промышленном участке разреза “Баин-Зурхе” (Республика Бурятия) планируется выемка запасов, оставленных в бортах, подземным способом при помощи комбайна ГПКС. По этому возникла необходимость расчета и выбора электрооборудования по приведенным ниже пунктам:

- выбор мощности питающей подстанции;
- расчет кабельной сети;
- определение приведенных длин кабелей;
- расчет токов короткого замыкания;
- расчет сети по потере напряжения при нормальной работе электроприёмников;
- проверка параметров сети по условию пуска;
- выбор аппаратуры управления и защиты;
- выбор и проверка уставок максимальной токовой защиты низковольтных аппаратов;
- выбор и проверка уставки срабатывания защиты высоковольтного распределительного устройства.

По результатам расчетов получены следующие результаты сопротивлений цепи к. з. $Z_k^{(3)}$ и $Z_k^{(2)}$, токов к. з. $I_k^{(3)}$ и $I_k^{(2)}$ в кабельных сетях напряжением 6300 и 660 В. Результаты приведены в табл.

Результаты сопротивлений цепи к. з.

$Z_k^{(3)}$ и $Z_k^{(2)}$, токов к. з. $I_k^{(3)}$ и $I_k^{(2)}$

Расчетная точка к. з.	Суммарная приведенная длина кабелей до точки к. з. $l_{вн}^*$ и L^* , км	Полное сопротивление цепи к. з., Ом		Токи к. з., А	
		$Z_k^{(3)}$	$Z_k^{(2)}$	$I_k^{(3)}$	$I_k^{(2)}$
КВ1	$l_{КВ1} = 0$	0,496	0,496	8082,9	7000
КВ2	$l_{КВ2} = 0,394$	0,545	0,551	6674	5717
К1	$l_{К1}^* = l_{вн-вн}^* = 0,0052$	0,04873	0,05057	8584,7	6480,6
К2	$l_{К2}^* = 0,0052 + 0,00394 = 0,0446$	0,05687	0,0612	7355,7	5355,5
К3	$l_{К3}^* = 0,0446 + 0,04925 = 0,5371$	0,22354	0,2587	1871,2	1266,8
К4	$l_{К4}^* = 0,5371 + 0,0492 = 0,5863$	0,24146	0,2796	1732,4	1172,3
К5	$l_{К5}^* = 0,0052 + 0,0394 = 0,0446$	0,05687	0,0612	7355,7	5355,5
К6	$l_{К6}^* = 0,0446 + 0,765 = 0,8096$	0,3232	0,37466	1294,1	874,8
К7	$l_{К7}^* = 0,0446 + 0,765 = 0,8096$	0,3232	0,37466	1294,1	874,8
К8	$l_{К8}^* = 0,0052 + 0,0612 = 0,06239$	0,06239	0,06818	6704,3	4807,1
К9	$l_{К9}^* = 0,0664 + 0,0306 = 0,097$	0,07098	0,07882	5893,2	4158,3

По полученным данным была принята схема электроснабжения, приведенная на рис.

Подвод питания КТП		КТП	Фидерные кабели	Распредел. пункты	Электроприемники напряжением 660В и 127В									
Данные кабелей	Данные кабеля к КТП		Длина, м		Длина кабеля, м	Условные обозначения тип	$P_{ном}$ кВт	$I_{ном}$ А	КПД %	$\cos\phi$	$\frac{I_{\Sigma}}{I_{ном}}$	$\Sigma P_{ном}$ кВт	В том числе	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
	ЭВТ-6 4x25 200	КТП				Комбайн 1ГТКС	106	-	-	-	-	106	106	
			ГРШЭ-1 4x25 20			Бушера перегружатель БП-14	30	34	90	0,88	5,7	30	30	
			ГРШЭ-1 4x25 20			Самоходный вагон СВС-15М	127				4	127		127
			ГРШЭ-1 4x16 20			Насос	22	23	90	0,88	7	22		22
			ГРШЭ-1 4x16 20			Вентилятор СВМ-6М	24	27	91	0,87	6	24		24

Рис. Расчетная схема электроснабжения

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Правила безопасности в угольных шахтах ПБ-05-618-03 от 5.07.03.
2. Мельников Ю. Ф., Пендуров О. В. Инструкция по оформлению принципиальных схем и расчету электроснабжения подземных участков калийных рудников. – Пермь: 1995. – 89 с.

АЛМАЗОКАНАТНОЕ РЕЗАНИЕ НА КАРЬЕРАХ УРАЛА

КОКУНИНА Л. В.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

В последние годы все более расширяются объемы алмазочанатного резания на карьерах блочного камня средней прочности. Ранее мы могли оперировать в основном зарубежными данными по производительности и стойкости алмазного каната фирмы *Diamant Boart* и ряда других фирм.

В процессе исследований резания алмазным канатом горных пород средней прочности на карьерах Урала нами выявлена зависимость износостойкости от скорости резания массива. Целью наших исследований была увязка режимов работы камнерезной машины с износостойкостью алмазного каната. Сегодня с уверенностью можно отметить, что в российской практике наиболее целесообразно применение каната, изготавливаемого методом порошковой металлургии. Стойкость этих канатов значительно превышает стойкость канатов, у которых алмазы на корпусе втулки закреплены электролитическим способом.

Изучение производительности резания и износостойкости алмазного каната на карьерах Урала показало, что значительный разброс данных обусловлен не только различием физико-механических свойств горных пород, но и тем, что предприятиями часто покупались канаты, изготавливаемые случайными производителями, с суррогатными или неопределенными связками, стойкость которых на одних и тех же горных породах изменялась более чем в 2 раза.

По данным, полученным с уральских карьеров, была построена среднестатистическая зависимость между производительностью (скоростью резания) и стойкостью алмазного каната на уральских карьерах мрамора и серпентинита (см. рис.). Из-за отсутствия данных при скоростях резания более 8 м²/ч для построения линии тренда был задан прогноз на 4 периода. По форме эта кривая аналогична линии средних значений, приведенных для зарубежных карьеров, однако работы канатных машин на уральских карьерах ведутся на восходящей части кривой, причем значительно ниже максимальных значений износостойкости каната.

Зависимость износостойкости (Z_k^y , м²/м) от скорости резания для уральских карьеров характеризуется следующим аналитическим выражением ($R^2 = 0,9898$)

$$Z_k^y = -0,6786V_{pp}^2 + 13,02V_{pp} + 0,1,$$

где V_{pp} – расчетное значение скорости резания горной породы, м²/ч; $V_{pp} = V_p - 3$; V_p – истинное значение скорости резания горной породы, м²/ч.



Рис. Среднестатистическая зависимость между производительностью (скоростью резания) и стойкостью алмазного каната на уральских карьерах мрамора и серпентинита

Обобщение результатов исследований позволило сделать следующие выводы.

1. При канатно-алмазном резании для каждого вида горной породы необходимо не только подобрать соответствующий вид связки, тип, зернистость и концентрацию алмаза, но и правильно выбрать рабочие параметры: линейную скорость движения каната, скорость подачи на забой, количество и место подачи воды в рез.

2. Недостаточная или завышенная скорость резания, обусловленная одновременно линейной скоростью каната и скоростью подачи его на забой, нарушает режим самозатачивания алмазных элементов. Максимальная износостойкость алмазного каната на мраморах типа коелгинского достигается при производительности машины 8...12 м²/ч, когда режим самозатачиваемости алмазоносных элементов является наиболее оптимальным.

3. Очень часто рациональные параметры резания не обеспечиваются из-за конструктивных недостатков камнерезных машин, имеющих малую мощность главного привода (менее 30 кВт) или не имеющих обратной связи между приводом подачи и главным приводом алмазного каната, а также не имеющих устройств для регулирования линейной скорости движения каната в процессе резания. Большинство отечественных машин и отдельные зарубежные этих связей не имеют, поэтому значительно уступают лучшим зарубежным машинам не только по производительности резания, но и по износостойкости алмазного каната. Это следует иметь в виду при конструировании новых и эксплуатации имеющихся на карьерах канатно-алмазных камнерезных машин.

5. Номенклатура выпускающихся в настоящее время канатов по разнообразию связок крайне ограничена и не обеспечивает эффективного резания всего разнообразия горных пород. Так, например, ОАО «Московское производственное объединение» по выпуску алмазного инструмента выпускает всего 4 типоразмера алмазных втулок для канатов: прессованные на связках М6-23, М6-24, М6-25 и гальванические втулки из алмазов марок АС50-АС80 зернистостью 500/400-315/250. Другие отечественные предприятия выпускают 1-2 типоразмера канатов с неизвестными данными по виду связки, типу алмаза и зернистости.

Хорошей репутацией пользуются алмазные канаты бельгийской фирмы *Diamant Boart*, итальянских фирм *Diamant-D*, *Indiam*, *Bendiam* и некоторых других. Эти фирмы для подбора вида связки, типа алмаза и зернистости берут у потребителя образцы горных пород, на которых будет использоваться алмазный канат.

ОСОБЕННОСТИ РАЗРАБОТКИ САФЬЯНОВСКОГО МЕДНО-КОЛЧЕДАННОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

МАТВЕЕВ Д. С.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Сафьяновское медно-колчеданное месторождение разрабатывается по проекту, разработанному институтом «Унипромедь» (Вскрытие и разработка Сафьяновского месторождения, 1990 г.). Проект прошел государственную экологическую экспертизу.

Горные работы были начаты в 1994 г. Проектом предусматривалось вскрытие внутренними спиральными

съездами до 265 м. В качестве выемочно-погрузочного оборудования проектом предусматривались канатные экскаваторы ЭКГ-5А с объемом ковша 5 м³, горно-транспортного оборудования – карьерные автосамосвалы БелАЗ-7523 грузоподъемностью 40 т; для буровзрывной подготовки предусматривались станки шарошечного бурения СБШ - 250 МН.

Проектом предусматриваются следующие параметры системы разработки:

- высота уступа – 10 м (строенный уступ высотой 30 м с бермами 8-10 м);
- ширина рабочей площадки – 30 м по рыхлым породам;
- ширина рабочей площадки – 30 м по скальным породам;
- углы погашения бортов карьера – 37°.

В процессе отработки месторождения было выявлено, что при конкретных условиях селективной выемки полезного ископаемого есть возможность применения карьерных автосамосвалов с большей грузоподъемностью. При применении данных самосвалов не увеличивается разубоживание и возрастает производительность. Также было выявлено, что этот тип самосвалов сочетается с имеющимся парком экскаваторов, поэтому в 2000 г. в существующий проект и принятый в нем геологический комплекс механизации горных работ были внесены коррективы. Были приобретены новые карьерные автосамосвалы БелАЗ-7547 грузоподъемностью 45 т.

Для бурового комплекса был приобретен буровой станок *ROC8L* производства *ATLAS COPCO*, который используется для приконтурного бурения и бурения технологических сважин. Преимуществом данного станка является возможность бурения скважин приконтурного ряда с отрицательным углом или “под себя”, что достигается благодаря подвижному манипулятору. Также у станка есть возможность бурения на всю высоту строенного уступа.

В процессе строительства и ввода в эксплуатацию карьера по результатам анализов проб было выявлено, что в покрывающих породах содержатся золото и серебро в количестве, экономически выгодном для извлечения. В целях комплексного использования полезного ископаемого месторождения в 1998 г. был организован участок по кучному выщелачиванию “железной шляпы” для извлечения золота и серебра, что не предусматривалось проектом. В результате было произведено золото и серебро. Также была приобретена самоходная дробильная установка *LOCOTRAK L 125* производства Финляндии для получения щебня из скальных пород вскрыши.

Проектом предусматривалось внешнее двухъярусное отвалообразование с высотой яруса 20 м. Необходимая площадь по проекту должна была составлять 300 га. В процессе эксплуатации данные параметры были пересмотрены в целях сокращения общих площадей, для чего был проведен комплекс работ, по результатам которых высота отвалов была увеличена на 15 м, что позволило сократить планируемую площадь отвала на 50 га. Это стало возможным благодаря исследованиям и испытаниям пород на прочность, которые показали, что породы достаточно устойчивы, и высота отвала не окажет никаких негативных влияний на устойчивость.

Проектом предусматривалось строительство подъездного железнодорожного пути от карьера до станции примыкания железной дороги МПС. Однако, учитывая сложившееся экономическое положение, было принято решение отказаться от строительства и транспортировать карьерными автосамосвалами БелАЗ к существующей станции примыкания железной дороги МПС. Данное решение позволило значительно сэкономить на капитальных затратах в строительстве.

При производстве взрывных работ проектом предусматривалось штатное использование граммонита 79/21 для сухих и слабообводненных скважин и гранулолота – для обводненных. Иницирование зарядов – тротильными шашками с применением детонирующего шнура и капсулей-детонаторов. С 2004 г. для производства взрывных работ в обводненных скважинах используется эмульсионное взрывчатое вещество типа Эмуласт производства Калиновского химического завода, а также взрывчатое вещество Кемеровского производства. С 2005 г. для иницирования взрывчатого вещества используется система СИНВ завода “Искра”, Новосибирск. Данные мероприятия позволили повысить безопасность взрывных работ и увеличить качество подготовки горной массы. Для механизации погрузочно-разгрузочных работ взрывчатых материалов используется вилочный погрузчик “*Hitachi*” производства Японии, что позволило значительно сократить долю физического труда и увеличить производительность.

В 2004-2005 гг. была выполнена корректировка угла наклона бортов карьера в сторону его увеличения: с гор. 160 средний угол погашения борта будет составлять 46°, что позволит уменьшить объемы вскрышных работ и увеличить глубину карьера до 330 м. При этом экономически выгодным открытым способом будет добыто до 1 млн. т медной руды.

Глядя на опыт отработки Сафьяновского месторождения можно сделать вывод, что отработка происходит комплексно и эффективно с точки зрения принятого парка оборудования и системы отработки. Комплексность заключается в том, что пустая порода используется для производства щебня, и производятся работы по извлечению золота и серебра. Эффективность выражается в применении оптимального парка оборудования в конкретных условиях работы.

ОСОБЕННОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ БЕСТРАНШЕЙНОГО ВСКРЫТИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

КОКУНИН Р. В.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

В настоящее время в России месторождения природного камня вскрываются традиционными схемами, то есть наклонными траншеями, полутраншеями и съездами уклоном не более 13 %, с применением колесного транспорта, глубиной карьера не более 50 м.

В большинстве случаев грузотранспортная связь рабочих горизонтов с поверхностью осуществляется по следующей схеме: блоки грузятся в автотранспорт с помощью стреловых кранов и доставляются на поверхность по наклонным съездам.

Снижение себестоимости блочного камня возможно осуществить за счет более совершенных транспортных связей забоев с поверхностью. Используя специфику добычи блоков, где для погрузки блочной горной массы применяются различные стреловые краны, вскрытие месторождений можно сделать максимально простым и исключить из технологической цепочки доставку груза от забоя к поверхности любыми видами колесного транспорта.

На сегодняшний день актуальным является применение бестраншейных схем вскрытия на строительстве опытных карьеров. Практически во всех случаях опытные карьеры вскрываются с помощью наклонных траншей с применением колесного транспорта. При этом на проходку опытного карьера уходит 2-3 года, на это уходят существенные затраты, так как необходимо обеспечить безопасность работ. Для снижения затрат на проходку и содержание транспортных коммуникаций внутри опытного карьера грузотранспортную связь в этом случае целесообразно производить с помощью различного грузоподъемного оборудования. В большинстве случаев это можно сделать с помощью деррик-кранов и стреловых кранов.

На Восточном месторождении мрамора возникла необходимость пройти опытный карьер для добычи опытной партии блоков и дальнейшей оценки месторождения. В связи с этим руководством карьера было принято решение о проходке опытного карьера. При этом затраты на вскрытие составили 4,65 млн. руб. Расчет показывает, что проведение этих работ можно осуществить наиболее выгодно и за меньший срок с применением бестраншейного вскрытия, при этом срок проходки опытного карьера в 3 раза меньше, а общие затраты на проходку снижаются в 4,1 раза по сравнению с традиционным способом.

Бестраншейные схемы вскрытия нашли применение в зарубежной практике и на Урале на Султаевском месторождении, где для этих целей используются стационарные деррик-краны, установленные либо на бортах карьера, либо на разных горизонтах при кратной перевалке груза. Недостатком таких схем является ограниченная зона обслуживания, в связи с чем для доставки груза в эту зону используются тяговые лебедки или погрузчики. Для правильного выбора крана, длина стрелы должна обеспечить эффективную зону обслуживания, которая зависит от ширины рабочих площадок. Так как деррик-кран является стационарным, то периодически необходимо производить его перестановки.

Изучив серийно выпускающиеся в настоящее время грузоподъемные машины, можно сделать вывод, что во многих случаях при разработке месторождений природного камня более целесообразно применять перемещающиеся вдоль фронта работ различные грузоподъемные машины. Например, на месторождениях небольшой мощности с крутым падением залежи или в горной местности целесообразно применение козловых и полукозловых кранов, длина пролета которых определяется, исходя из глубины месторождения, устойчивости горных пород и мощности залежи. На месторождениях со значительной зоной обслуживания до 100 м и глубиной отработки до 70 м возможно применение башенных кранов грузоподъемностью до 50 т на конце стрелы. Башенный кран может быть установлен на почве вскрышного уступа либо на промежуточной площадке. В отдельных случаях на месторождениях с большой мощностью полезной толщи целесообразно применение кабельных кранов, перемещающихся вдоль фронта работ.

Преимущество бестраншейного вскрытия достигается за счет снижения до минимума ширины рабочих площадок, так как не требуется проходка траншей, съездов, широких транспортных площадок внутри карьера, все это ведет к резкому снижению горно-капитальных работ. Кроме того применение этих схем позволяет уже в первые годы эксплуатации месторождения при незначительных объемах вскрышных работ приступить к добыче кондиционных блоков и тем самым скомпенсировать часть затрат на капитальные работы. Также следует отметить снижение энергетических затрат на доставку горной массы на поверхность карьера, повышение коэффициента использования грузоподъемного оборудования и снижение затрат на отвалообразование.

ОЦЕНКА СТАТИЧЕСКОГО МОДУЛЯ ДЕФОРМАЦИИ МАССИВА ОСАДОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

ГОЛОТВИН А. Д.
УФ ВНИМИ

ГУБАНОВ Д. В., ФЕКЛИСТОВ Ю. Г.
ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Выбор конструктивно-технологических решений при подземном строительстве во многом определяется деформационными свойствами массива горных пород. На основе экспериментально-аналитических исследований выполнена оценка статического модуля деформации массива сравнительно слабых трещиноватых пород. Исследования включали натурные наблюдения за деформациями поверхности в краевой части мульды сдвижения и аналитические решения о вторичном (дополнительном) поле напряжений впереди лавы. Затем поинтервально просчитывались сжатия толщи пород с различным модулем деформации массива и принимался тот, при котором рассчитанные оседания были наиболее близки к фактическим. Исходные данные и результаты приведены в табл.

Таблица

Исходные данные и результаты оценки статического модуля деформации массива

№ п/п	Породы	σ_0 , МПа	$K_{тр}$, шт./м	E_0 , ГПа	μ_0	λ	μ_m	E_m , ГПа	K_E	Регион, объект
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	Песчаник	12-20	5-20	10-15	0,2	0,15 - 0,2	0,2-0,5 0,5 0,35	0,6 -0,9	0,04- 0,10	Челябинский угольный бассейн, H=50-200 м
2	Алевролит	15-17	(3-6	10-15	0,2					
3	Аргиллит	9-14	систем	5-10	0,2					
4	Уголь	4-11	трещин)	4-6	0,3					

Условные обозначения: σ_0 – прочность образцов на одноосное сжатие, МПа; $K_{тр}$ – коэффициент трещиноватости, шт/пм; E_0 – статический модуль упругости образцов, ГПа; μ_0 – коэффициент Пуассона образцов при испытаниях на одноосное сжатие; λ – коэффициент структурного ослабления; μ_m – принятый коэффициент Пуассона массива; E_m – статический модуль деформации массива пород, полученный при расчетах, ГПа; $K_E = E_m / E_0$ – коэффициент снижения статического модуля деформации массива.

Выполненные исследования показали, что статический модуль деформации сравнительно слабого трещиноватого массива осадочных горных пород ($\sigma_0=10-20$ МПа и $K_{тр} = 5-20$ шт./м) в 10-25 раз, преимущественно в 15-20, меньше, чем статический модуль упругости образцов.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Барсуков И. В. Голотвин А. Д. Расчет деформаций в краевой части мульды сдвижения при выемке пологих пластов угля // Изв. вузов. Горный журнал . – 1986. – №3. – С. 42-44.
2. Рекомендации по управлению горным давлением в очистных забоях на шахтах ОАО “Челябинскуголь”. – Екатеринбург: 2000. – 92 с.
3. Карташов Ю. М., Матвеев Б. В., Михеев Г. В., Фадеев А. Б. Прочность и деформируемость горных пород. – М.: Недра, 1979. – 269 с.

АНАЛИЗ АВТОМАТИЗИРОВАННЫХ СИСТЕМ УПРАВЛЕНИЯ И УСЛОВИЙ ИХ ПРИМЕНЕНИЯ

ПАНФИЛОВ Д. С.
ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

В мире на сегодня существует большое количество автоматизированных систем управления (АСУ), см. табл. 1. Цель разработки и применения этих систем состоит в том, чтобы управлять каким-либо оборудованием. Если же рассматривать горное предприятие, то управление в большей степени касается экскаваторно-автомобильных комплексов.

Основные производители систем автоматизированного управления, применяемые на карьерах для управления погрузочно-транспортным процессом

№	Предприятие, фирма	Род деятельности фирмы
1	ЗАО "Русские Навигационные Технологии"	Разработка и внедрение систем мониторинга транспорта
2	ООО "Вист Групп"	Разработка программ диспетчеризации горно-транспортного оборудования
3	ООО "М2М Телематика"	Разработка охранных, интеллектуальных систем
4	"Спутник – Авто"	Разработка систем учета топлива и навигации
5	<i>GuardMagic</i>	Спутниковые системы мониторинга и охраны транспорта
6	Научно производственный концерн <i>Barl</i>	Разработка систем мониторинга и контроля транспорта
7	СП "Технотон"	Разработка автомобильных систем
8	Промтех АСУ	Разработка электронных систем
9	Адис	Разработка программ диспетчеризации горно-транспортного оборудования
10	<i>Wenco</i>	Разработка программ диспетчеризации горной промышленности
11	<i>Micromine</i>	Разработка программ диспетчеризации горной промышленности
12	Союзтехноком	Разработка программ диспетчеризации горно-транспортного оборудования

Современные АСУ, представленные на российском рынке, достаточно просты. Большинство состоит из обычных охранных или навигационных систем, так как это дает возможность при минимальных затратах времени и средств получить новый продукт. Основными элементами этих систем являются:

1. Аппаратные средства: комплекс приборов слежения за оборудованием (местоположение и работоспособность);

2. Программные средства: цифровая карта, на которой отслеживается оборудование; база данных, где сохраняется информация; специализированные программы, такие как расчет топлива, шин и т. д.

Одной из ведущих организаций по разработке автоматизированных систем управления экскаваторно-автомобильными комплексами в горнопромышленной сфере является компания «ВИСТ-Групп». Но созданная ими АСУ «КАРЬЕР» выполняет лишь функции мониторинга горно-транспортного оборудования.

Если же рассматривать такие АСУ, как *Wenco System*, *Pit Ram*, можно сказать, что в основе этих систем лежит анализ накопленной информации, с помощью которого производится прогнозирование и планирование дальнейшей работы. Помимо этого они в себя включают очень большой набор аппаратных средств, которые позволяют управлять каждой рабочей единицей в отдельности. Такие системы должны применяться на карьерах I, II и III групп по классификации В. В. Ржевского (табл. 2).

Таблица 2

Классификация карьеров по сложности управления (по В. В. Ржевскому)

Номер группы	Название группы	Оценка в баллах
I	Карьеры с особо сложным управлением	90 и выше
II	Карьеры с весьма сложным управлением	75-89
III	Карьеры со сложным управлением	60-74
IV	Карьеры с управлением средней сложности	45-59
V	Карьеры с простым управлением	30-44
VI	Карьеры с весьма простым управлением	15-29

Однако внедрение этих систем требует значительных вложений, и позволить это себе могут только очень крупные и «богатые» карьеры, где прибыль от повышения в эффективности управления будет значительной.

Внедрение российских разработок стоит гораздо дешевле, и позволить это себе могут горные предприятия I-IV групп. Но и эффект от внедрения будет не такой значительный, как при внедрении *Wenco System* или *Pit Ram*.

Для карьеров V и VI групп приобретение АСУ компаний *Wenco*, *Micromine* будет экономически не оправданно, а отечественные не дадут практически никакого эффекта.

Поэтому на сегодня для карьеров V и VI групп актуально разрабатывать АСУ, которая будет содержать в себе принципы работы импортных АСУ, а по стоимости сможет конкурировать с российскими аналогами.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ржевский В. В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. – М.: Недра, 1968. – 640 с.
2. Топунов Д. В., Аверкин В. В., Шляга С. М. Автоматизированные системы, повышающие эффективность управления карьерным транспортом // Проблемы карьерного транспорта: Материалы VIII Международной научно-практической конференции. – Екатеринбург: 2005. – С. 201-204.

РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ВЫБОРУ СХЕМ ВЗРЫВАНИЯ ПРИ ДОБЫЧЕ БОКСИТА

КАРАПЕТЯН Э. А., ЕРМОЛАЕВ А. И.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Взрывание скважинных зарядов на Средне-Тиманском бокситовом руднике (СТБР) осуществляется с помощью детонирующего шнура либо неэлектрическими системами. Инициирование взрывной сети – электрическое.

Механизм взрывного разрушения горных пород при взрыве определяется характером взаимодействия зарядов – длительностью и кратностью приложения взрывных нагрузок, направлением перемещения отбитой горной массы и конфигурацией фронта отбойки. Определенная последовательность взрывания зарядов достигается применением соответствующей схемы их соединения. Эффективность каждой схемы зависит от замедления между группами зарядов и соответствия ее условиям применения.

Наиболее эффективным на карьерах является многорядное короткозамедленное взрывание (КЗВ).

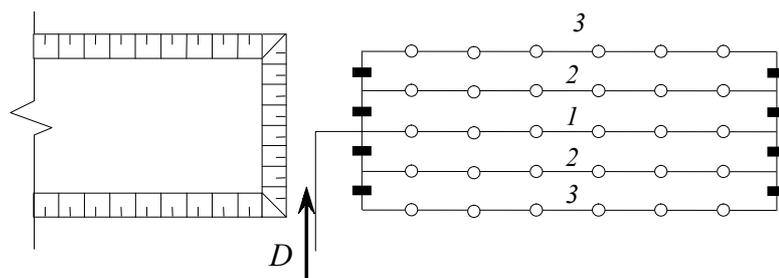
Наряду с необходимостью максимально возможного разрушения горных пород, выбор той или иной схемы взрывания диктуется особенностями взрывания в каждом конкретном случае. При этом принимаются во внимание следующие факторы: направление отбойки; высота развала; величина отрыва от массива; допустимый разлет кусков породы при взрыве; ограничение по сейсмическому и воздушному воздействию и др.

На основании опытных взрывов для условий СТБР рекомендуются следующие схемы взрывания зарядов:

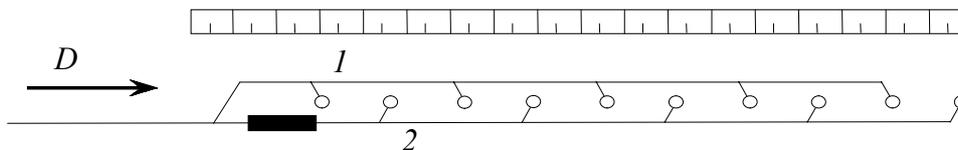
Название схемы	Условия применения
1. Порядная	
1.1. Простая порядная	Фронтальный забой, подобранный откос уступа, легковзрываемые породы
1.2. Порядно-врубная	Фронтальный забой, подобранный откос уступа, средневзрываемые породы, необходимость уменьшения развала
2. Диагональная	
2.1. Диагональные последовательные ряды	Фронтальный забой, подобранный откос уступа, средневзрываемые породы, сложное строение массива, не менее 3 рядов скважин
2.2. Диагональная с клиновым врубом (фланговым, центральным)	Фронтальный забой, подобранный и неподбранный откос уступа, трудновзрываемые породы со сложным геологическим строением, не менее 4 рядов скважин
2.3. Диагональная с трапециевидным врубом (фланговым, центральным)	Фронтальный забой, подобранный и неподбранный откос уступа, исключительно трудновзрываемые породы, не менее 4 рядов скважин
2.4. Диагонально-клиновья	Траншейные забои, средневзрываемые породы
3. Комбинированная	Фронтальный забой, подобранный и неподбранный откос уступа, наличие участков пород с различными свойствами, не менее 5 рядов скважин

Примеры монтажа взрывных сетей представлены на рис.

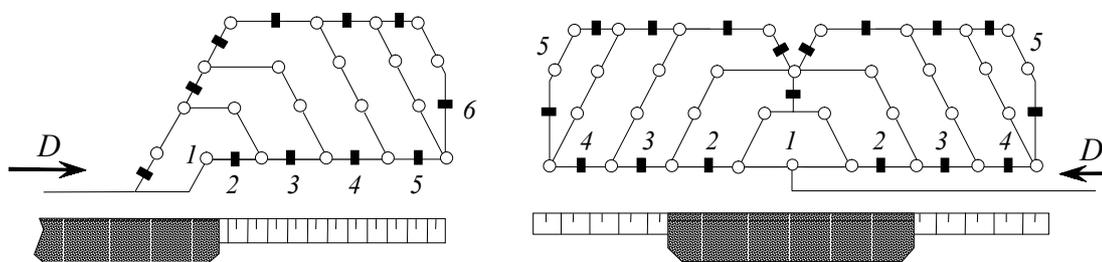
Многорядное короткозамедленное взрывание продольными рядами (торцевой забой) (схема 1.1)



Однорядное короткозамедленное взрывание “через скважину” (схема 1.2)



Диагональная схема с трапецевидным врубом (фланговый, центральный) (схема 2.3)



Порядно-диагональная схема (схема 3)

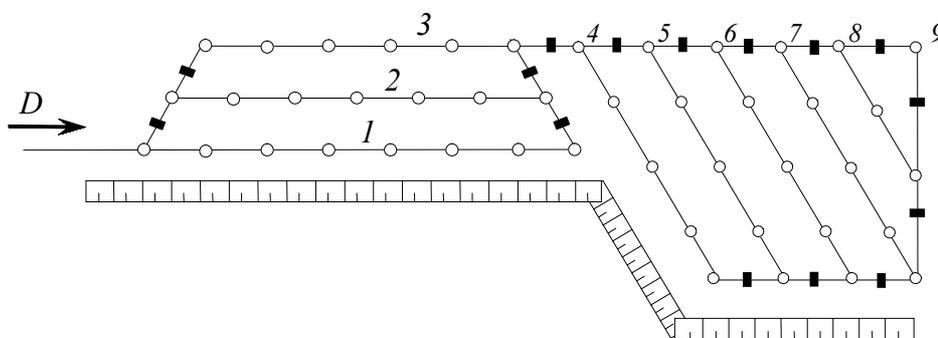


Рис. Схемы взрывных сетей: \circ – скважинный заряд; \blacksquare , \blacksquare – пиротехническое реле;
 $D \rightarrow$ – направление детонации; 1, 2, 3, 4, 5 – последовательность взрывания зарядов.

Дифференцированное применение рекомендуемых схем взрывания на СТБР ОАО “Боксит Тимана” позволило снизить выход негабарита (фракция +300 мм) с 21 до 6-8 %.

СПОСОБ ПРЕДСТАВЛЕНИЯ ВЫРАБОТАННЫХ ПРОСТРАНСТВ ВЕТВЮ ПРИ РАСЧЕТЕ ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ СЕТЕЙ

ПОСТНИКОВА М. Ю.

ГОУ ВПО «Пермский государственный технический университет»

Выработанные пространства шахт и рудников, имея большие объемы пустот, заполненных воздухом, могут оказывать значительное влияние на вентиляцию. В аварийных ситуациях воздух, заполняющий пустоты, начинает или выходить из выработанных пространств под действием остаточного давления, если ВУГП работала на нагнетание, или, наоборот, заполнять пустоты под действием остаточного разрежения, если ВУГП работала на всасывание. Пределы оказываемого влияния выработанных пространств на вентиляцию в аварийных ситуациях можно подробно рассмотреть при моделировании вентиляционных систем шахт.

На рис. показана ситуация, существующая на руднике АО СП «Гипс-KNAUF» (Тульская обл.), где суммарный объем пустых выработанных пространств к началу 2000 г. составлял 36 млн. м³. Выработанные пространства представляют собой отработанные камеры большого сечения, примыкающие к участковым или панельным транспортным штрекам. После отработки камер их не изолируют. При расчетах вентиляционных сетей любой путь протекания воздуха представляется ветвью [1, 2, 3], в начало которой воздух втекает, а из конца ветви вытекает. Следовательно, ситуация, представленная на рис., также может быть изображена в виде ветви в вентиляционной сети. При установившемся режиме вентиляции должны сохраняться законы вентиляционных сетей. Допустим, что вентилятор главного проветривания при реверсии струи после работы на всасывание включается в режим нагнетания воздуха в шахту (условно) мгновенно. В этот момент в выработанном пространстве сохраняется еще разрежение, которое обусловлено тем, что выработки, примыкающие к нему имеющие определенное сопротивление, не могут сразу пропустить те огромные объемы воздуха, которые должны заполнить пустоты выработанных пространств. В данном случае в одной и той же ветви будет два направления движения воздуха: одно со стороны воздухоподающего ствола – этот воздух заполняет пустоты выработанного пространства за счет остаточной депрессии; другое – со стороны вентиляционного ствола за счет переключения вентилятора в режим нагнетания воздуха в шахту. В результате этого закон вентиляционной сети, касающийся узлов, будет нарушаться. Следовательно, представлять выработанное пространство обычной ветвью, соединяющей две соседние ветви, нельзя [4] при использовании общеизвестных методов расчета сетей. Поэтому для упрощения вентиляционной сети с выработанными пространствами можно заменить распределенные утечки воздуха вдоль выработки эквивалентной ветвью, расположенной в середине этой выработки.

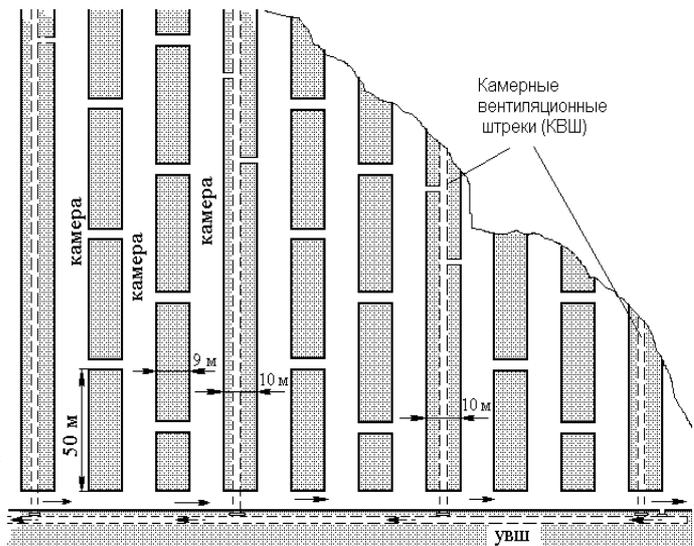


Рис. Участковый транспортный и вентиляционный (УВШ) штреки

Тогда весь алгоритм расчета вентиляционной сети должен будет складываться из следующих этапов:

- главная вентиляторная установка мгновенно переводится в режим аварийного реверсирования вентиляционной струи в руднике (шахте);
- в шахте в первый момент будет существовать два разнонаправленных потока воздуха: со стороны воздухоподающего ствола и вентиляционного;
- поскольку в ветви, имитирующей выработанное пространство, существует разрежение, то она «втягивает в себя» воздух, т. е. действует как источник тяги. Заменяем ветвь на источник тяги с первоначальной депрессией $h_{вп}$. При этом этот условный источник тяги и главная вентиляторная установка работают совместно в одном направлении;
- в выработанных пространствах избыточное давление возрастает от нуля до какой-то максимальной величины, причем это давление направлено навстречу направлению работы ГВУ.

Таким образом, в переходный период проветривания рудника действие выработанных пространств может быть представлено работой условных источников тяги, работающих совместно с ГВУ. Расчет таких вентиляционных систем с множеством источников тяги существующими методами не представляет труда.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Цой С. Метод расчета сложной диагональной системы проветривания // Труды ИГД АН Каз. ССР. – 1960. – Т. 4. – С. 44-62.
2. Воропаев А. Ф. Решение сложных диагональных соединений вентиляционной сети // Труды Харьковского горного ин-та. – 1961. – Т. 10. – С.48-51.
3. Епишин Н. М. Расчет сложных вентиляционных сетей // Свердловск, Труды УНИПРОМедь. – 1966. – вып. 9. – С. 23-29.
4. Виленкин Н. Я. Метод последовательных приближений. – М.: Наука, 1968. – 143 с.

ПОВЫШЕНИЕ НАДЕЖНОСТИ ПРОТИВОФИЛЬТРАЦИОННОГО ЭКРАНА ОСНОВАНИЯ ШТАБЕЛЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

ВАЛИЕВ Н. Г., ТУРСУНОВ Д. Э.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Основание штабеля (кучи) при выщелачивании цианидами должно обеспечить эффективный сбор продуктивного раствора и полную гидроизоляцию от окружающих пород.

Наиболее ответственной частью в экологическом аспекте является создание водонепроницаемого основания. Согласно нормативным требованиям [1, 2] в случае присутствия в растворах токсичных веществ в количестве, превышающем ПДК, противофильтрационный экран должен быть комбинированным или двухслойным. Не останавливаясь на конструкции противофильтрационных экранов, отметим, что для обеспечения надежности гидроизоляции укладывается полиэтиленовая пленка толщиной 0,3-0,8 мм. Часть основания ниже полиэтиленовой пленки называют подстилающим слоем. По правилам устройства противофильтрационных систем формирование подстилающего слоя опережает настилку полиэтиленовой пленки не более чем на двухсменный объем работ. Пленка должна укладываться на уплотненный влажный слой, не имеющий трещин, которые образуются при высыхании. Рекомендуется обработка поверхности подстилающего слоя гербицидами для исключения появления растительности. Наиболее соответствующей правилам подготовки подстилающего слоя, по нашему мнению, является обработка его эмульсией на основе госсиполовой смолы.

Цель исследования [4, 5] – разработка состава эмульсии на основе госсиполовой смолы для нанесения на подстилающий слой с целью предотвращения его высыхания и кольматации пор и трещин приповерхностной части подстилающего слоя. По результатам исследования, наиболее соответствующей для нанесения на глиняный подстилающий слой оказалась эмульсия следующего состава: госсиполовая смола – 27 %, едкий натр – 3 %, вода – 70 %. Эмульсия характеризуется следующими показателями: скорость распада – медленнораспадающаяся (время распада более 60 мин.); плотность – 0,96 г/см³; вязкость – 0,02-0,08 Па·с.

Такая эмульсия может наноситься поливочной машиной. В числе новых технологий сооружения основания и штабеля рекомендуются [3] гидротранспортные установки. Подстилающий слой намывается из минеральных пород со специальными кольматирующими добавками лигносульфонатов (отходы целлюлозно-бумажной промышленности), гидролизатов диметилакрилонитрила (ГИПАН) (полупродукты синтеза оргстекла) и др. [3]. При этом достигаются коэффициент фильтрации до $8 \cdot 10^{-6}$ м/сут., сопротивление сжатию 0,65-7,0 МПа для закрепленного слоя песка (0,06-1,25 мм).

Измерения физико-механических свойств эфельной фракции гидроотвала (фракция -5,0 мм) [4] после пропитки эмульсией госсиполовой смолы на глубину 30 мм (3 л на 1 м²) составили: плотность – 1,63 г/см³; удельное сопротивление пенетрации – 0,021-0,023 МПа, сопротивление пенетрации после шестидневной выдержки – 0,22-0,46 МПа, что находится в пределах напряжений в основании штабеля при высоте 10-12 м.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Пособие по проектированию полигонов по обезвреживанию и захоронению токсичных промышленных отходов (к СНиП 2.01.28-85). – М.: Центральный институт типового проектирования, 1990. – 28 с.
2. Инструкция по проектированию и строительству противофильтрационных устройств из полиэтиленовой пленки для искусственных водоемов. СН 551-83, Госстрой СССР. – М.: Стройиздат, 1983. – 40 с.
3. Кучное выщелачивание благородных металлов / Под ред. М. И. Фазлуллина. – М.: Изд-во Академии горных наук, 2001. – 647 с.
4. Лабораторно-промышленные испытания закрепляющих составов на пылящих поверхностях открытых горных работ: Отчет СГИ, Научн. рук. Багазеев В. К., шифр Г-9, №ГР 01920017984, Екатеринбург, 1994. – 52 с.
5. Валиев Н. Г. Исследование закрепления пылящей поверхности отвала эмульсией госсиполовой смолы / Изв. вузов “Горный журнал”, 1994. – №1. – С. 38-40.