

**МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ
«УРАЛЬСКАЯ ГОРНАЯ ШКОЛА– РЕГИОНАМ»**

13–22 апреля 2015 года

**ГЕОТЕХНОЛОГИЯ (ПОДЗЕМНАЯ, ОТКРЫТАЯ И
СТРОИТЕЛЬНАЯ)**

УДК 622.274.526.48

**ПОВТОРНАЯ РАЗРАБОТКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
С ПРИМЕНЕНИЕМ ПЕРЕДВИЖНОГО КОМПЛЕКСА
С ВНЕДРЯЮЩИМСЯ ПРОХОДЧЕСКИМ ЩИТОМ**

АСТАХОВ П.Д., БЕРКОВИЧ В.М.

Уральский государственный горный университет

Карабашский рудник – один из самых глубоких среди горнорудных предприятий России. Горные работы достигли глубины более 800 м от дневной поверхности. Повышенное горное давление и другие факторы, связанные с глубиной ведения горных работ, осложняют поддержание подготовительных и нарезных выработок, вызывают дополнительные затраты труда и материалов. Это послужило закрытию шахты и поиску новых технологий.

Новой технологией стал вариант системы разработки этажного самообрушения на плоское днище с выпуском руды через окна оградительной крепи. Конструктивной особенностью этого варианта системы разработки является предварительное обрушение горной массы на плоское днище с последующим выпуском её очистным комплексом, состоящим из проходческого щита и очистной крепи. Очистной комплекс позволяет проходить доставочные выработки в разрыхлённой горной массе. Очистная крепь с проходческим щитом представляет собой тупиковую выработку длиной 60 м и сечением 4,6 м с торцовым и боковым выпуском руды.

Подготовка блока заключается в следующем. Рудная залежь по простиранию делится откаточными ортами на выемочные блоки. Расстояние между ортами – 50–60 м. Иницирование самообрушения рудного массива осуществляется подсечкой на компенсационные выработки и на соседнее обрушение в зажиме. После оформления подсечки и самообрушения руды на плоское днище в кровле откаточного орта проходят монтажные камеры размером $12 \times 4,5 \times 1,8 \text{ м}^2$. Расстояние между ними – 12–15 м. В монтажной камере устанавливаются штанги для подвески грузовых блочков и выравнивается почва для установки секций проходческого щита и крепи. Оборудуется ниша под насосную станцию, подъёмно-транспортный механизм, скреперную лебедку и ниша для складирования деталей проходческого щита в очистной крепи. Детали доставляются в очистной блок к месту монтажа в последовательности, принятой для их установки в монтажной камере. Монтаж проходческого щита и очистной крепи ведут по специальному проекту.

Проходческий щит, отталкиваясь от смонтированной очистной крепи, с помощью силовых гидроцилиндров внедряется и разрушенный горный массив. Величина внедрения проходческого щита определяется усилием гидроцилиндров, крупностью и плотностью руды. При полном ходе штоков гидроцилиндров проходческий щит внедряется в разрушенную руду на 1,5 м.

Для уменьшения массы деталей и сокращения расхода металлов, без заметной потери прочности и жёсткости перекрытия, стойки секции выполнены из листовой стали в виде наружных и внутренних обечаек с продольными и поперечными рёбрами жёсткости.

При расчете усилий для внедрения в разрушенную горную массу и передвижения проходческого щита учтена необходимость преодоления сил трения наружной поверхности щита в рудной массе, основания щита по днищу и усилий на уплотнение и частичное разрушение рудной массы передней торцевой кромкой проходческого щита. Для внедрения и передвижения щита принято 7 гидроцилиндров общим усилием давления до 10500 кН.

Проходческий комплекс состоит из внедряющегося проходческого щита, секций крепи и наносной установки с гидроцилиндрами. Щит представляет собой металлическую арочную конструкцию, собранную из отдельных сборно-сварочных секций коробчатого типа, соединённых между собой болтами. Каждая секция состоит из арки и двух тумб. Щит служит для продвижения крепи в разрыхлённой горной массе, а также является монтажной камерой для сборки наращиваемых секций крепи. Пространство между двумя тумбами одной стороны секции образует выпускное окно, служащее для выпуска руды. Секция служит для поддержания свода выработки, выпуски отбитой руды, а также является опорой при отталкивании или подтягивании щита во время его передвижения вперед или назад, для чего каждая секция с торцевой стороны имеет шесть резьбовых отверстий для установки проушин, к которым крепятся штоки гидроцилиндров.

Насосная установка предназначена для создания и передачи рабочего напора жидкости, необходимого для приведения в действие гидроцилиндров, которые приводят в движение щит.

Монтаж и демонтаж передвижной крепи осуществляется по специально разработанной инструкции. Смонтированный щит, опираясь в бетонное кольцо, продвигается в обрушенной горной массе и по мере проходки под его защитой монтируются секции крепи. Управляют передвижением щита с пульта. Выпуск руды ведётся из выпускных окон крепи, которые открываются путем снятия распорок, установленных во время монтажа секций. Руда доставляется на транспортный орт. После полного выпуска руды из очистного блока крепь демонтируется в обратном порядке путём подтягивания щита к секциям с использованием штанг.

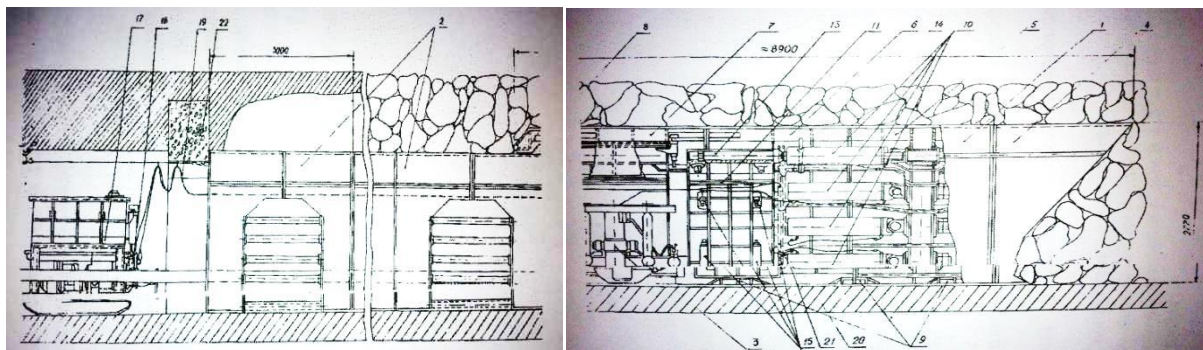


Рисунок – Крепь очистная с проходческим щитом:

1 – проходческий щит; 2 – секции крепи; 3 – подъёмно-транспортный механизм; 4 – передний нож; 5 – силовая секция; 6, 7, 8 – оградительно-поддерживающие секции; 9 – ножи распорки; 10 – гидроцилиндры; 11 – опорная секция; 12 – выдвигная секция; 13 – удлинители штоков цилиндров; 14 – упоры; 15 – захваты; 16 – направляющий козырёк; 17 – насосная станция; 18 – пульт управления; 19 – магистральные гидроприводы; 20 – коллектор; 21 – коллектор; 22 – железобетонная арка-упор

Применение оградительных передвижных крепей при отработке глубоких горизонтов позволяет:

- упростить конструкцию системы разработки путём ликвидации целикового щита;
- улучшить условия поддержания выпускных выработок;
- уменьшить объем подготовительно-нарезных выработок в 1,5–2 раза;
- повысить производительность труда на выпуске руды в 1,5–2 раза;
- повысить концентрацию горных работ;
- снизить себестоимость добычи;
- увеличить активные запасы добычных блоков;
- повысить безопасность и культуру труда.

Развитие и внедрение предложенной технологии потребует нового подхода к ведению очистных работ на больших глубинах, а также применения новых конструктивных решений, не имеющих аналогов в мировой горнорудной практике.

ОБОСНОВАНИЕ ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ ЗАМЕНЫ ПАРКА ЭКСКАВАТОРОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ШЕЙНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ИЗВЕСТНЯКОВ

БЕЛЯЕВ В. Л., ВОЛКОВ А. С., ГЛЕБОВ И. А.
Уральский государственный горный университет

Шейнское месторождение цементного сырья расположено в 35 км южнее города Челябинска, в 25 км юго-западнее города Коркино, в 4 км юго-западнее поселка Первомайский. Право пользования недрами с целью добычи цементного сырья (известняков и глин) на Шейнском месторождении предоставлено ООО «ЛафаржУралцемент». Практикой работы цементного завода установлено, что для производства портландцемента могут быть использованы карбонатные породы Шейнского месторождения с содержанием: СаО (оксида кальция) – не менее 43%; MgO (оксида магния) – не более 3,4%; P₂O₅ (оксида щелочных металлов) – не более 1%; SO₃ (оксида серы) – не более 1,8%. Эксплуатация южного участка Шейнского месторождения показала, что качество сырья оказалось хуже, чем предполагалось первоначально при подсчёте и утверждении запасов. Однородность качественного состава карбонатного сырья, формируемого в карьере, может быть решена: подготовкой сырья постоянного качества; полнотой и рациональностью отработки балансовых запасов; прироста запасов за счёт вовлечения некондиционных пород – перевозки пород забоев различного качества автомобильным транспортом на перегрузочные усреднительные склады; созданием «аккумулирующего» запаса сырья постоянного качества.

Производительность карьера по карбонатному сырью составляет 1,2 млнт/год, в качестве транспортного оборудования приняты автосамосвалы БелАЗ-7540 (30 т), бурение осуществляется станком СБШ-250МНА-32, выемочно-погрузочные работы осуществляются двумя экскаваторами ЭКГ-5А (5 м³), принятое вспомогательное оборудование – бульдозер *DresstaTD-25M*, автогрейдер ДЗ-98А.

Природная изменчивость содержания основных компонентов, наличие нескольких разновидностей пород, слагающих месторождение, ограниченное число действующих забоев и ряд других причин делают практически невозможной подготовку в забоях сырья постоянного качества. Совершенствование технологии на карьере во многом определяется применением нового основного горного оборудования. Любая схема отработки характеризуется применением определенных типов горного оборудования, используемого для выемки горной массы. Техническое перевооружение карьера в данной работе предусматривает замену добычного оборудования на специализированное новое оборудование для селективной выемки – гидравлические экскаваторы, достоинством которых является высокая производительность и маневренность, в целях обеспечения однородности качественного состава карбонатного сырья в объеме 1,2 млн т в год путём создания и аккумулярующего запаса сырья постоянного качества. На добыче в забоях для погрузки известняка в автосамосвалы БелАЗ-7540 из забоев различного качества вместо экскаваторов ЭКГ-5А применять гидравлические экскаваторы *KomatsuPC750-7* (4,5 м³). На перегрузочных усреднительных складах при помощи бульдозеров *DresstaTD-25M* производить сталкивание, усреднение привезённых автосамосвалами карбонатного сырья различного состава. Расчет по подбору оборудования был произведён по современной методике фирмы *Komatsu*. Современная методика *Komatsu* по подбору оборудования основана на трёх составляющих: технико-экономические показатели, характеризующие полезную работу машины, её затратную составляющую и период владения – надёжность, стоимость эксплуатации и срок использования. Оптимизация выбора машины и срока её службы производится по минимизации затрат стоимости единицы продукции. Единицей продукции в данном случае выступает машиночас. В общем случае удельная приведённая стоимость машиночаса в *i*-й момент времени имеет вид:

$$Z_{упi} = \frac{(C_{пр} - C_{pi}) + \sum_i C_{vi} + \sum_i Z_{эi}}{N_i},$$

где $C_{пр}$ – первоначальная (балансовая) стоимость, включая доставку и прочие затраты, связанные с приобретением; C_{pi} – стоимость реализации машины на вторичном рынке на i -й момент с учётом затрат, связанных с реализацией (дилерские услуги, предпродажная подготовка и т.п.); $\sum_i C_{vi}$ – сумма издержек владения (за исключением амортизации) на i -й момент с момента приобретения; $\sum_i Z_{эi}$ – сумма эксплуатационных затрат на i -й момент с момента приобретения; N_i – наработка машины на i -й момент с момента эксплуатации.

Таким образом, при конкурентном сравнении двух моделей горного оборудования определяющим интегрированным показателем эффективности их использования является себестоимость производимой этими моделями продукции за одинаковый промежуток времени. Расчет приведенной стоимости позволил получить приблизительную оценку экскаваторного комплекса.

В таблице представлены расчеты удельной приведённой стоимости маш.-ч сравняемого электрического и дизельного оборудования.

Таблица – Расчеты удельной приведённой стоимости

Период эксплуатации и в годах	C_{pi} , тыс.руб.		C_{vi} , тыс.руб.		$Z_{эi}$ тыс.руб.		N_i , тыс.руб.	Z_{vpi}	
	ЭКГ-5А	PC750-7	ЭКГ-5А	PC750-7	ЭКГ-5А	PC750-7		ЭКГ-5А	PC750-7
1	80200	67400	1751	1460	8041	7544	4	3448	3001
2	77200	64400	3438	2824	16682	15488	8	3390	3039
3	73200	60000	5014	4099	25123	23832	12	3428	3194
4	68200	57000	6441	5290	33664	31876	16	3506	3160
5	64200	54000	7817	6403	42205	40020	20	3501	3414
6	59200	51000	9103	7443	50996	52564	24	3545	3308
7	54200	48000	10305	8415	59437	62108	28	3562	3018
8	49200	45000	11428	9324	68078	71102	32	3578	3007

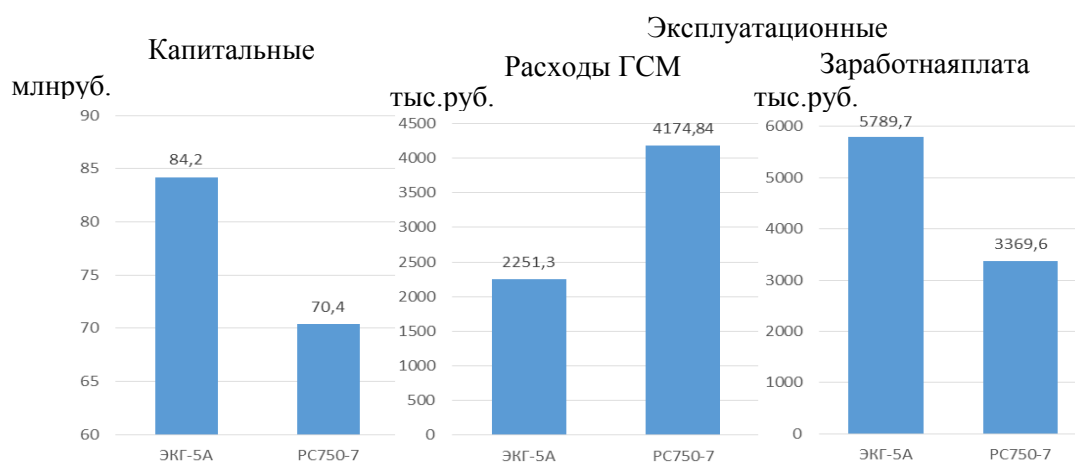


Рисунок – Затраты

Как видно из графиков (рисунок), значительную долю в эксплуатационных затратах 2 варианта занимает дорогостоящее дизельное топливо, но учитывая, что на ЭКГ-5А необходимо 16 чел., а на PC750-7 – 8 чел., то фонд заработной платы с учетом социального налога составит для ЭКГ – 5789,7 тыс. руб., а для PC – 3369,6 тыс. руб. Разница составляет 2420,1 тыс. руб.

Данная методика наиболее полно отражает суть эксплуатационных затрат и издержки владения, приведённая стоимость маш.-ч у ЭКГ-5А выше, чем у PC750-7 и применение PC750-7 на 16% экономически выгоднее. На выемочных работах принимается экскаватор PC750-7.

РАЗРАБОТКА ТОНКОЖИЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ПРИМЕНЕНИЕМ ШПУРОВ МАЛОГО ДИАМЕТРА

БЕРКОВИЧВ.М., МАКСИМОВА.А.

Уральский государственный горный университет

При решении ряда технологических вопросов, связанных с ведением взрывных работ вблизи ответственных сооружений, наиболее важную роль в выборе целесообразных параметров буровзрывных работ играет сейсмическое действие взрыва, а не вопросы стоимости. В этом случае критерии выбора оптимального диаметра скважин носят решающий характер, так как диаметр заряда относится к одному из наиболее мощных параметров регулирования интенсивности сейсмического воздействия взрыва. Подземные взрывные работы, характеризующиеся меньшими диаметрами взрывных скважин и относительно малыми зарядами, обеспечивают сохранность контурного массива. При меньшем диаметре зарядов происходит распределение энергии по массиву с меньшим затуханием.

Таким образом, при увеличении диаметра буровых скважин сейсмическая опасность взрывных работ возрастает (рис. 1), накладывая определенные ограничения на возможность таких мероприятий.

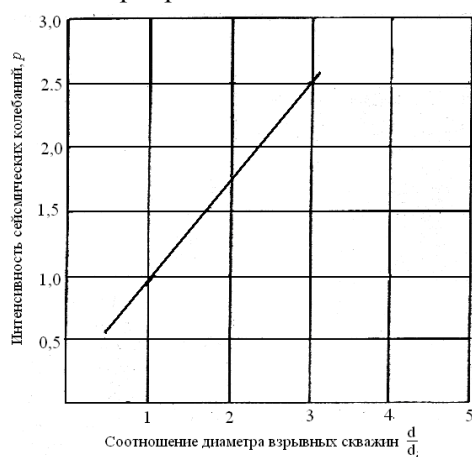


Рис. 1. Изменение интенсивности сейсмических колебаний в зависимости от диаметра скважин

является перспективной. Промышленные испытания на шахтах комбината показали его работоспособность и возможность бурения им шпуров (скважин) малого диаметра.

При конструировании бурового инструмента для шпуров диаметром 20–22 мм мы исходили из следующих предпосылок:

- * создаваемый инструмент в изготовлении и эксплуатации не должен быть сложнее инструмента, применяемого для обычных скважин;
- * инструмент должен соответствовать условиям прочности, и его стойкость должна быть не ниже стойкости применяемого инструмента;
- * для обеспечения нормальных условий выноса буровой мелочи из шпура, на основании выбранных геометрических размеров буровых коронок, диаметр буровой стали для скважин диаметром 20–22 мм не должен превышать 16 мм.

В Уральском государственном горном университете совместно с институтом «Унипромедь» на протяжении многих лет велись работы по изысканию, конструированию и изготовлению буровых станков и инструмента для бурения шпуров (скважин) диаметром 20–22 мм. За это время конструкторским отделом института были спроектированы 5 конструкций буровых станков, предназначенных для работы в различных горно-геологических условиях.

Принципиальная схема одного из станков показана на рис.2. Станок был изготовлен в механическом цехе комбината «Южуралзолото» и испытан на шахтах этого комбината. Несмотря на отдельные конструктивные недостатки и неудовлетворительное качество изготовления станка, испытания показали, что в целом эта конструкция

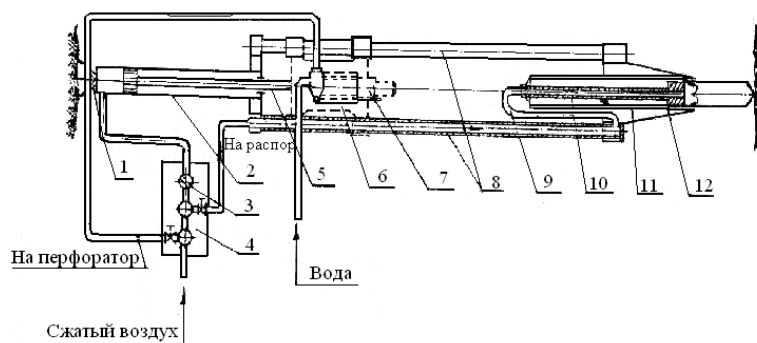


Рис. 2. Принципиальная схема бурового станка с поршневым податчиком и пневмораствором:

1 – опорная пята; 2 – цилиндр пневмоподатчика; 3 – регулятор давления; 4 – пульт управления; 5 – шток; 6 – каретка; 7 – перфоратор; 8 – направление трубы; 9 – гибкий шланг; 10 – шток; 11 – цилиндр пневмораствора; 12 – траверса

По аналогии с повсеместно применяющимися съёмными буровыми коронками была изготовлена опытная партия коронок долотчатой формы со сплошным и прерывистым лезвиями диаметром 20 мм, в то же время было изготовлено несколько штук цельных буров. Съёмные коронки и цельные буры были армированы пластинками твёрдого сплава ВК-15, которые по специальному заказу были изготовлены Кировоградским заводом твёрдых сплавов.

Полупромышленные испытания бурового инструмента показали, что стойкость съёмных коронок является недостаточной (4–5 м). Коронки выходили из строя из-за раздутия «юбки» коронки, обрыва «юбки» под обрез конусного гнезда и выпадения пластинок твёрдого сплава. При испытании цельных буров установлено, что головки их надёжнее и долговечнее съёмных буровых коронок. Таким образом, при малых диаметрах шпуров цельные буры являются проще в изготовлении, надёжнее в эксплуатации и экономичнее по сравнению со съёмными буровыми коронками.

После испытания различных типов соединительных звеньев с целью изыскания наиболее прочной и надёжной конструкции было принято решение попробовать изготовить шестигранную часть хвостовиков буров методом отливки из пластмассы. По своему строению конструкция хвостовика ничем не отличается от хвостовиков с насадной металлической втулкой шестигранного профиля.

Изготовление опытных хвостовиков из пластмассы производилось на заводе горноспасательного оборудования. На концах опытных штанг, подлежащих опрессованию, наносилось сетчатое рифление (накатка) глубиной 0,5–1,0 мм. Для предохранения бурта штанги от ударов была создана конструкция патрона хвостовика с промежуточным бойком, в результате чего бурт в процессе бурения не соприкасается с торцом патрона хвостовика. При испытаниях цельных буров с пластмассовыми втулками были получены обнадеживающие результаты. Наилучшую стойкость показали хвостовики с полиамидной смолой АК-80/20.

Несмотря на большие трудности в изготовлении, доводке буровых станков и инструмента лабораторно-промышленными исследованиями доказана возможность бурения шпуров малого диаметра:

- результаты испытаний буровых станков и инструмента подтверждают целесообразность перехода на бурение шпуров диаметром 20–22 мм, обеспечивающих сохранность законтурного массива;

- применение шпуров малого диаметра позволяет увеличить скорость бурения в 3–4 раза по сравнению с применяющимися комплексами для бурения, а также, что очень важно, способствует устойчивости массива от действия взрыва.

ПЕРСПЕКТИВЫ УКРЕПЛЕНИЯ ГОРНОГО МАССИВА ВОЗДЕЙСТВИЕМ ВЗРЫВНЫХ ГАЗОВ НА ВЯЖУЩИЙ РАСТВОР

БЕРКОВИЧ В.М., САТТАРОВ В.Р.

Уральский государственный горный университет

Сибайское месторождение – медно-цинково-колчеданное месторождение России, расположенное в Башкортостане, вблизи города Сибай. Открыто в 1913 году. Освоение началось в 1930-х годах XX века. Основными полезными ископаемыми являются медная руда, цинк, сера и в небольших количествах – золото. Карьер функционировал до 2004 года включительно, достигнув глубины 500 м. В настоящее время обрабатывается подземным способом.

Сибайский подземный рудник ведет отработку рудных тел 3 и 3а на участке «Нижняя залежь». Увеличение глубины разработки сопровождается ухудшением напряжённо-деформированного состояния массива горных пород. В условиях Сибайского подземного рудника с переходом на очередной этаж абсолютный прирост горного давления составляет 2200...2500 кПа, при этом значения относительных напряжений на глубине 749 м достигают в среднем 0,18...0,25. Основными видами крепи горных выработок на СПР следует считать набрызгбетонную, анкерную (штанговую) и комбинированную, состоящую из анкерной и набрызгбетонной, в том числе, с армированием слоя набрызгбетона металлической сеткой.

В массивах крепких горных пород, в условиях СПР наблюдается наличие мелких множественных трещин. При креплении анкерами, анкера забуриваются до коренных пород, тем самым поддерживая выработанное пространство. В нашем случае наличие мелких множественных трещин не исключает возможность образования заколов.

Исходя из этого, предлагается использовать в качестве крепи при разработке «Нижней залежи» зарядную скважину с вяжущим раствором.

Суть метода заключается в следующем. По контуру выработки бурятся скважины. Внутри скважины размещаем капсулу с вяжущим раствором (эпоксидная смола с отвердителем). Далее размещаем патронированное ВВ– угленил №5, низкобризантное (выделяется большое количество газов). Устье скважины закрывается колпаком. Далее производим взрыв ВВ. После взрыва ВВ выделяется большое количество газов, капсула с эпоксидной смолой и отвердителем лопаются и смешиваются. Газ, которому некуда деваться, вместе с образовавшимся раствором под большим давлением уходит по трещинам. В итоге через небольшой промежуток времени раствор застывает и «склеивает» все трещины, тем самым образуя монолит.

Итак, повышение эффективности подземной разработки, улучшение условий труда и безопасности работ, рациональное использование недр невозможно без широкого применения перспективных видов крепи горных выработок. Из современной теории оптимальных решений следует, что временная экономия в дальнейшем способна обернуться значительно большими экономическими потерями, и наоборот.

ПРИМЕНЕНИЕ КОЛЁСНЫХ ПОГРУЗЧИКОВ НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

ГАНЗОРИГ А., МАРТЫНОВ Н.В.

Уральский государственный горный университет

Колёсные погрузчики находят всё более широкое применение на горных работах. Типоразмерный ряд погрузчиков представлен, в основном, зарубежными фирмами: *Caterpillar*, *Komatsu*, *LeTourneau*, *Hitachi*, *DresstaCo. Ltd*, *Liebherr*, *Volvo* и др. Предлагаемые зарубежными фирмами типы машин для применения в горном деле характеризуются широким диапазоном параметров: вместимость ковша до 40,3 м³, высота разгрузки до 7020 мм, ширина ковша до 7200 мм, скорость движения до 40 км/ч, масса до 260 т. Колёсные погрузчики на зарубежных карьерах используются как на вспомогательных работах, так и в качестве основного выемочно-погрузочного и выемочно-транспортного средства на горных предприятиях с годовой производительностью до 10 млн т.

На отечественных карьерах в основном используются погрузчики с ковшом 6–9 м³, реже 13,8 м³ (*Le Tourneau-985*). Спектр их применения разнообразен: наиболее часто – на многосекционных складах, зачистке площадок, берм, на рекультивации, на автомобильных отвалах как дополнение к бульдозеру, где наиболее полно используется их основное преимущество – высокая скорость передвижения и мобильность. Как основное выемочно-погрузочное и выемочно-транспортное средство чаще используются эпизодически, например, на замену находящегося в ремонте экскаватора на перегрузочном складе, проходке съезда, отработке первой заходки развала взорванной горной массы уменьшенной высоты (ОАО «Ураласбест»), отработке пятиметровых уступов, требующих селективной выемки, приконтактных зон, на проходке съездов на золоторудном месторождении (карьер «Надежда»). На Нюрбинском ГОКе погрузчики с ковшом вместимостью 13,8 м³ обрабатывают пятнадцатиметровые уступы с буровзрывным рыхлением и разбивкой на подступы при погрузке в автомобильный транспорт.

Следует отметить, что нормы технологического проектирования железорудной, меднорудной и нерудной промышленности (последний выпуск которых датируется 1986 г.) не содержат норм производительности погрузчиков в технологии горных работ, поэтому предприятия приобретают их для нужд эксплуатации в опытным порядке. Сравнить экономическую эффективность погрузчика с другими видами техники в сопоставимых условиях по фактическим затратам затруднительно вследствие эпизодического их применения и сложности выделения соответствующих затрат из отчётных данных.

Для сравнения эффективности применения погрузчика и экскаватора с электроприводом были сделаны расчёты на основе паспортных характеристик оборудования и хронометражных данных за работой ЭКГ-10 (вместимость ковша 8 м³) и *Cat 988G* (7 м³) на перегрузочном складе с погрузкой в думпкары. Среднее время цикла составило, соответственно, 34 (ЭКГ) и 43 (*Cat*) с. Большая длительность цикла *Cat 988G* складывалась за счёт времени движения на разгрузку и в забой. Время черпания и разгрузки ковша не имели статистически значимых различий. С учётом затрат на зарплату и начислений на зарплату, амортизации, стоимости электроэнергии, дизтоплива (в ценах 2014 г.) погрузка 1 м³ горной массы погрузчиком в 1,45 раза выше, нежели электрическим экскаватором.

Следует отметить, что условия погрузки, в которых проводились хронометражные наблюдения, можно отнести к лёгким. В тяжёлых условиях, как следует из каталогов фирмы, за счёт увеличения расхода топлива эта разница может возрасти. Однако за счёт применения погрузчика с большей вместимостью ковша разница в стоимости погрузки нивелируется. Расчёты и опыт использования погрузчиков показывают, что исследование области и условий их применения является актуальной задачей.

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕУКЛАДКИ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ ПУТЕЙ НА КАРЬЕРАХ ОАО «УРАЛАСБЕСТ»

ГАНИЕВ Р. С., КОШЕЛЬ И. С., РОМАНОВ Г.В., ГАНЗОРИГА.Г.
Уральский государственный горный университет

Перемещение железнодорожных путей – наиболее объёмный и трудоёмкий комплекс операций. Путьевые работы на карьерах относятся к наиболее трудоёмким и плохо поддающимся механизации процессам. Они включают укладку постоянных и перемещение временных путей, текущее содержание и ремонт пути, перемещение и текущее содержание контактной сети.

Среди путьевых работ наиболее трудоёмкими являются работы по перемещению временных путей, протяженность которых достигает 50–70% общей длины карьерных путей. На крупных карьерах ежедневно перемещают до 10 км пути. Затраты на переукладку на примере карьеров ОАО «Ураласбест» составляют примерно 4,0 млн руб. на 1 км переукладки.

Перемещение временных путей на карьерах производится двумя способами: передвижкой и переукладкой, выбор которых определяется применяемой техникой и технологией горных работ.

Наибольшее распространение на карьерах получила переукладка пути стреловыми кранами на рельсовом, гусеничном, колесном ходу. Цикл работы крана включает: установку крана, спуск прицепного устройства, захват звена, подъём, перенос звена на новую трассу, отсоединение прицепного устройства, переезд к следующему звену. При переукладке наступающим ходом до переезда в новую точку производят стыковку перемещённого звена, выправку и черновой ремонт пути.

Переукладку пути отдельными звеньями используют при выемке пород в торцовых забоях одноковшовыми, роторными и цепными многоковшовыми экскаваторами на гусеничном ходу. Основное оборудование: краны на рельсовом, гусеничном, пневмоколёсном ходу, тракторные переукладчики-планировщики, путьевые поезда с укладочными кранами.

Планировку трассы под перемещение пути ведут бульдозерами, переукладчиками-планировщиками, реже – универсальными одноковшовыми экскаваторами.

Непосредственная переукладка применяется при перемещении пути на расстояние, не превышающее радиуса действия крана. Она обычно осуществляется отступающим и реже наступающим ходом.

Если шаг переукладки не превышает радиуса действия крана, то ведут непосредственное перемещение звеньев на новую трассу при движении крана отступающим или наступающим ходом (см. рис. 1, *а*). Переукладка отступающим ходом более производительна (до 500 м/см), так как кран движется по старой обкатанной колее от тупика к выезду с участка. Параллельно ведут сборку путей на новой трассе. Однако до начала отработки очередной заходки необходимо полностью переместить весь путь, выправить и отремонтировать участок его на длине не меньшей, чем длина локомотивосостава.

Переукладку наступающим ходом осуществляют при движении крана по вновь уложенному пути (схема *б*). Основной недостаток – большие простои в ожидании сборки, рихтовки, ремонта очередного звена. Преимущество – возможность отработки новой заходки после укладки участка пути на длину локомотивосостава.

В заходках, ширина которых превышает максимальный вылет стрелы крана, применяют кратную переукладку путей (схема *в*). Производительность кранов составляет 160–180 м/см. При наличии на карьерах мощных кранов на гусеничном или колёсном ходу и перемещении их между старой и новой трассами можно избежать кратной переукладки и повысить производительность оборудования до 300 м/см.

При переукладке отступающим ходом достигается наиболее высокая производительность крана, так как он движется по находившемуся в эксплуатации обкатанному пути от тупика к пункту примыкания, производя отрыв рельсовых звеньев при

минимальном вылете стрелы. Однако объём путевых работ до начала разработки новой заходки в этом случае больше, чем при переукладке наступающим ходом.

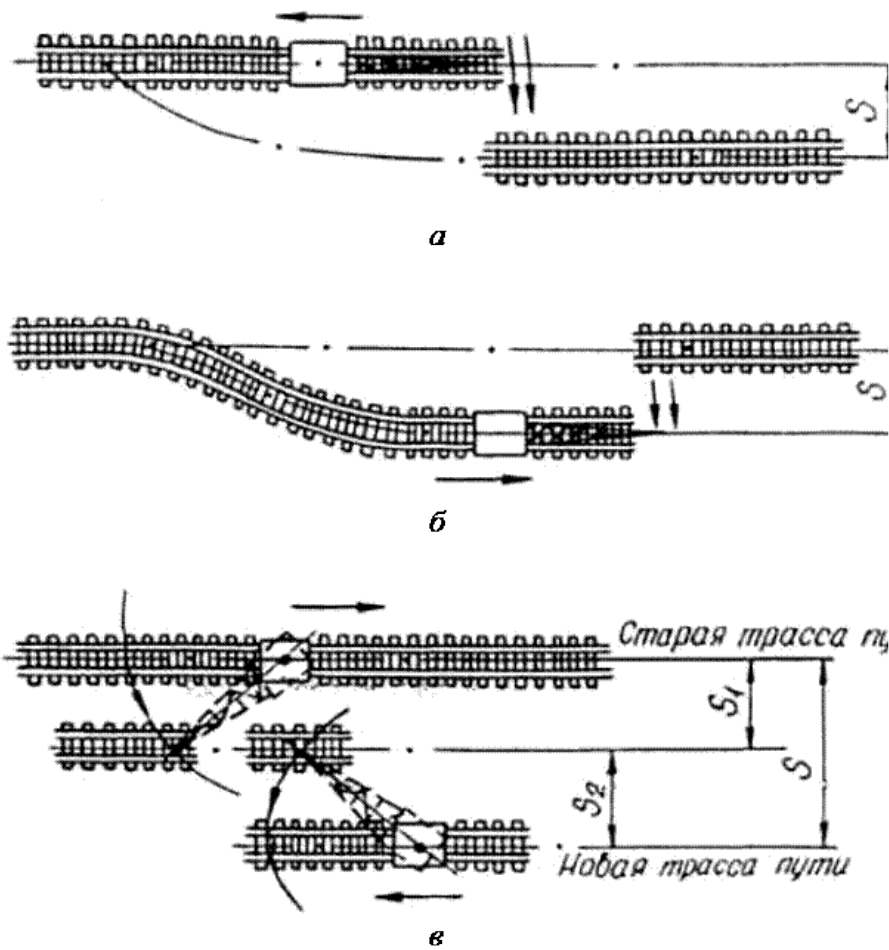


Рисунок 1 –Крановаяпереукладка путей отступающим (а), наступающим ходом (б) и кратная (в)

Сменная производительность 25-тонных кранов при непосредственнойпереукладке составляет 300–500 м пути при шаге переукладки 12–16 м.

Кратнаяпереукладка применяется при необходимости перемещения пути на расстояние, превышающее вылет стрелы крана. Наиболее часто применяют переукладку пути в два приема: сначала кран отступающим ходом перемещает рельсовые звенья на промежуточную трассу, а затем, находясь на новой трассе, укладывает их наступающим ходом.

ПРИМЕНЕНИЕ ПОЛИМЕРНОГО И МИНЕРАЛЬНОГО ФИБРОВЛОКНА В ЗАКЛАДОЧНЫХ СМЕСЯХ

ДОБРЯНЦЕВ Д. В., ПЕТРОВ А.Н.

Северо-Восточный федеральный университет имени М.К. Аммосова

На руднике «Айхал» в качестве основной системы разработки используется слоевая система разработки с твердеющей закладкой и нисходящим порядком выемки. Для отбойки и погрузки руды в заходках на слоевой системе разработки используются комбайны. Максимальная высота обрабатываемого слоя руды на сегодняшний день составляет чуть более 5 м. Максимальные параметры заходки в сечении $6 \times 5,15$ м. Заходка закладывается двумя различными по составу закладками марок М10 и М50. В качестве примера выбран участок № 1 (рисунок 1), нижнюю часть закладки составляет смесь марки М50 с более высокой прочностью ($\sigma_{сж} = 6,2$ МПа), так как в последующем под заложённой выработкой извлекается руда. Сначала формируют несущий слой толщиной не менее 2,5 м, а затем не ранее чем через 6 суток, в течение не более 2 суток возводят остальную часть закладочного массива [1].

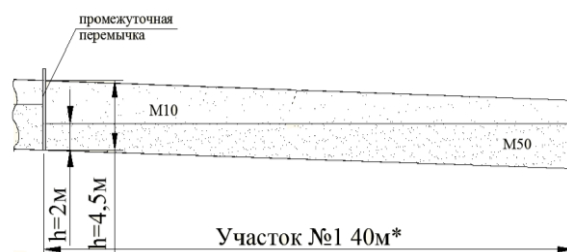


Рисунок 1 – Схема закладки выработки

Для того чтобы приготовить закладку с необходимыми прочностными свойствами, нужно соблюдать технологию хранения ингредиентов и её подготовки. Изготовление смеси в условиях пониженных температур приводит к снижению некоторых характеристик смеси за счёт смерзания, слёживаемости и сохранения отрицательной температуры ингредиентами в процессе смешивания. Таким образом, при затвердевании смеси в закладываемой выработке смёрзшиеся куски образуют зоны, состоящие из несвязных компонентов, которые впоследствии могут стать причиной вывалов из заложённого слоя в нижележащую выработку при её проходке. Тем самым при нарушении технологии изготовления смеси ведение проходческих работ и извлечение руды становится опасным.

Также особое влияние на прочностные и несущие свойства закладки оказывает гидрологическое состояние массива пород на руднике. По химическому составу межмерзлотные воды представлены хлоридными кальциево-магниевыми (натриевыми) рассолами с минерализацией 74,3–310 г/л и слабой щелочной реакцией с рН 7,0–7,45. Рассолы агрессивны к металлам и бетону [2].

Для повышения сцепляемости между частицами смеси, а также снижения воздействия агрессивных растворов на армирующие составляющие, возможно использование полимерных и минеральных волокон. В настоящее время фибробетоны успешно применяются в гражданском и промышленном строительстве: для возведения крупных объектов (Сочи-2014, Москва-Сити и т.д.); в горной промышленности: в качестве эффективного наполнителя набрызг-бетонной (рудники АК «АЛРОСА», рудники заполярного филиала ОАО «ГМК «Норильский никель» и т.д.) и монолитбетонной крепи.

Применение полимерного и минерального фиброволокна в закладке не изучено. Но исходя из изученных свойств этого материала можно предположить, что использование фиброволокна в закладочной смеси для повышения несущей способности нижнего слоя закладочного массива увеличит его прочностные характеристики путём улучшения сцепления между частицами закладки. Фиброволокно не позволяет образовываться трещинам, уменьшает

количество пор, за счёт чего уменьшается проницаемость искусственного массива, и это позволяет улучшить несущую способность закладочного массива. Полимерное и минеральное фиброволокно – инертный материал, который хорошо противостоит агрессивным растворам, а также хорошо распространяется в смеси при перемешивании, не создавая комков, в отличие от стального фиброволокна [3].

Ростовским государственным университетом проводились испытания армирующих добавок для цементно-песчаных растворов и пенобетона. По данным исследования, при изготовлении фибробетона марки D500 (класс прочности M50) наибольший технико-экономический эффект будет достигнут при дозировке полимерной фибры от 0,6 до 2 кг/м³. Показатель прочности на растяжение при изгибе при этом вырастает примерно в 2 раза, а нормированная усадка при высыхании снижается на 10–15%. Включение волокна в качестве армирующей добавки оказывает существенное влияние на показатель прочности на растяжение при изгибе и усадку цементно-песчаного раствора при высыхании. В данном случае положительное влияние фибры сказывается при росте её дозировки. В цементно-песчаных стяжках оптимальным показателем для снижения риска образования трещин при усадке является величина в пределах от 1 до 2 кг/м³. Таким образом, применение полипропиленового волокна позволяет улучшить показатели трещиностойкости.

Применение же минерального фиброволокна также показывает повышение прочности при изгибе [3].

Базальтофибробетон по сравнению со сталефибробетоном обладает более высокой прочностью и жёсткостью, так как базальтовое волокно может обеспечить более высокую степень дисперсного армирования цементного камня и обладает более высокой прочностью (1,9–3,9 ГПа), чем стальная фибра (1,2–3,1 ГПа). При этом плотность (3100–3300 кг/м³) базальтовых волокон почти в 2,5 раза меньше, чем стальных (7850 кг/м³) [3].

Так, применение полимерного и минерального фиброволокна положительно сказывается на прочностных характеристиках бетонных смесей. При возведении закладочной смеси на производстве регулируются его прочностные показатели из соображений экономии материалов и финансовых средств компании.

При добавлении в состав закладочной смеси фиброволокна теоретически снизится расход цемента и других ингредиентов. Включение в базовый состав фиброволокна уменьшит образование трещин в массиве закладки, улучшит сопротивляемость агрессивным рассолам подземных вод, повысит прочность и жёсткость нижнего слоя закладочного массива на примере участка №1 и его несущие свойства, а для управления горным давлением рассчитана норма прочности закладки, которая колеблется в пределах 4,5–6 МПа. Таким образом, можно будет применять закладочную смесь марки М40 ($\sigma_{сж}=4,5$ МПа), но уже с добавлением фиброволокна. Тем самым снижаются затраты на расход материалов и улучшается безопасность ведения горных работ под закладочным массивом. А для рудника «Айхал» экономически выгодно применять базальтовое фиброволокно, так как его на территории ведётся выпуск базальтовых материалов.

Для изучения влияния фиброволокна на прочностные характеристики массива необходимы дальнейшие исследования.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Технологии закладочных работ при подземной разработке месторождений алмазов в криолитозоне Якутии / А. Н. Монтянова [и др.] // Горный журнал. 2009. №6. С. 49–52.
2. Особенности, совершенствование и практика закладочных работ на алмазодобывающих рудниках Крайнего Севера / А. В. Письменный [и др.] // Горный журнал. 2013. №12. С. 38–44.
3. Алексеев К.Н. Некоторые особенности влияния технологии введения базальтового волокна (Ø13мкм) на предел прочности мелкозернистого бетона при изгибе. Якутск: ИГД Севера СО РАН.

ПРОБЛЕМЫ СТРОИТЕЛЬСТВА СТАНЦИЙ МЕТРОПОЛИТЕНА ГЛУБОКОГО ЗАЛОЖЕНИЯ, ВОЗНИКАЮЩИЕ ПОСЛЕ ДЛИТЕЛЬНОЙ ОСТАНОВКИ ГОРНЫХ РАБОТ

КАНКОВ Е.В., ФРАНЦ В.В., КУГАЕВСКИЙ Н. М., КОРНИЛКОВ М.В.
Уральский государственный горный университет

В настоящее время в России ведётся строительство метрополитенов в 11 крупнейших городах. Однако строительство метрополитена требует вложения крупных средств, что не всегда по силам областным и городским бюджетам, особенно при отсутствии федерального финансирования (исключением являются метрополитены Москвы и Санкт-Петербурга). Поэтому вследствие отсутствия ритмичного финансирования в требуемых объёмах возникают ситуации, когда горнопроходческие работы приостанавливаются на неопределённые сроки. Подобные остановки приводят к появлению различных проблем, проявляющихся при продолжении горно-строительных работ. Особенно ярко данные проблемы выражаются в крупных выработках, таких как односводчатые станции метрополитена глубокого заложения.

Рассмотрим наиболее характерные проблемы на примере строящейся станции «Торговый центр» первой линии метрополитена города Челябинска.

Станция «Торговый центр» является односводчатой выработкой с прямым и обратным сводами. Станция располагается под руслом реки Миасс в трещиноватом крупноблочном массиве, в котором также имеются дайки. Расстояние от свода станции до дна реки Миасс в середине русла составляет 14–15 м. Строительство станции началось в 2006 г. Проектный срок строительства станции составлял 4 года. Однако к концу 2014 г. на станции была пройдена временная штольня (пилот-тоннель) со стороны правого станционного тоннеля и раскрыта калотта станции. Первичная оболочка (временная крепь) пилот-тоннеля и калотты станции представляет собой комбинацию металлической рамной крепи из двутавров №25, бетонной крепи толщиной 250–300 мм, заполняющей пространство между рамами и железобетонными анкерами длиной 5 м. Фактически горнопроходческие работы были приостановлены в 2012 г. В 2013 г. велись работы по установке анкерной крепи калотты станции. В 2014 г. на станции «Торговый центр» велись только работы по поддержанию пройденных выработок в работоспособном состоянии (проветривание, водоотлив и мониторинг за напряженно-деформированным состоянием системы «временная крепь – грунтовый массив»).

Работы по геомеханическому мониторингу напряженно-деформированного состояния системы «временная крепь – грунтовый массив» свода станции велись сотрудниками ООО «НПО УГГУ» и маркшейдерской службой ОАО «Челябметрострой». Мониторинг велся с помощью глубинных реперов в своде станции и маркшейдерских марок, установленных на временной крепи. Порядок проведения мониторинга описан в [1,2]. В настоящее время в соответствии с новым проектом строительства первой линии метрополитена Челябинска было принято решение отказаться от мониторинга с помощью глубинных реперов.

С начала 2015 г. работы по строительству станции «Торговый центр» были возобновлены. Сейчас ведётся разработка штроссстанции для подготовки возведения постоянной обделки станции, под защитой которой в дальнейшем будет разрабатываться ядро.

Данные работы осложняются рядом факторов.

1. Вследствие слишком долгого стояния раскрытой части станции во временном креплении новым проектом предусматривается раздельная работа первичной и постоянной обделки станции. Это привело к увеличению толщины постоянной обделки до 700 мм (по новому проекту) и применению пленочной гидроизоляции на стыке первичной и постоянной обделки. Таким образом, общая толщина обделки станции составляет более 1 м. Если бы не было такого длительного перерыва в строительстве станции, то можно было бы использовать совместную работу первичной и постоянной обделок, что в конечном итоге позволило бы существенно снизить материалоёмкость обделки, её стоимость и трудоёмкость её возведения.

2. Изменение толщины крепи относительно первоначальных вариантов привело к необходимости изменения общей планировки станции.

3. В 2013 г. в калотте станции «Торговый центр» были возведены подпорные конструкции на участке, где были зафиксированы смещения первичной обделки [3]. Подпорные конструкции состоят из прогонов (два сваренных двутавра №40) и подпорных труб диаметром 600 мм, установленных на бетонные подушки. На рисунке 1 показан закрепленный свод калотты. Данное конструктивное решение позволило решить проблему поддержания свода калотты в период длительного стояния при отсутствии работ на станции. Однако с возобновлением работ по дальнейшему строительству станции эти конструкции создали определенные проблемы, связанные с загромождённостью рабочего пространства и необходимостью их демонтажа по мере продвижения забоя штросс и монтажа постоянной обделки.



Рисунок 1 – Подпорная крепь калотты станции «Торговый центр»

Таким образом, длительный перерыв в строительстве станций глубокого заложения приводит к весьма значительному увеличению конечной стоимости построенной станции. Увеличение стоимости происходит как за счёт изменения первоначальных проектных решений, так и за счёт затрат на поддержание в рабочем состоянии пройденных выработок самих станций и их вскрывающих и обслуживающих выработок.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Канков Е. В., Криницин Р. В., Селин К. В. Мониторинг деформаций кровли станции «Торговый центр» Челябинского метрополитена с помощью глубинных реперов // Уральская горнопромышленная декада: сб. трудов науч. конф. Екатеринбург, 2008.
2. Канков Е. В. Наблюдения за деформациями свода строящейся станции «Торговый центр» I-й линии Челябинского метрополитена // Международный научно-промышленный симпозиум «Уральская горная школа – регионам»: сб. докл. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2010.
3. Канков Е.В., Кугаевский Н.М. Геомеханический мониторинг и контроль качества крепи при строительстве станции «Торговый центр» первой линии метрополитена г. Челябинска // Международная научно-практическая конференция «Уральская горная школа – регионам»: сб. докл. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2014.

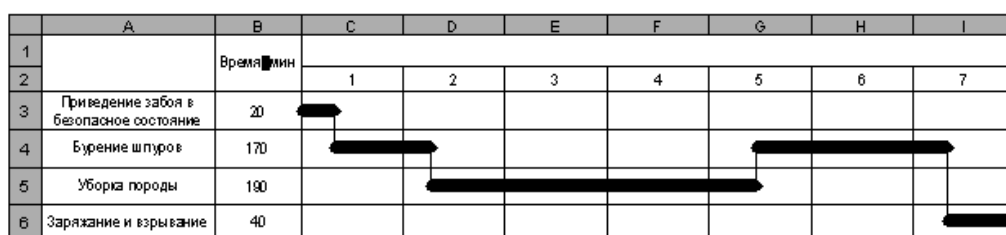
БУРЕНИЕ ШПУРОВ С ПРОМЫВКОЙ РАСТВОРАМИ ПАВ КАК СРЕДСТВО ПОВЫШЕНИЯ СКОРОСТИ ПРОХОДКИ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК

КАРАСЕВ К. А., БОРОВСКИХ Е.М., ИЛЬИНА А.А.
Уральский государственный горный университет

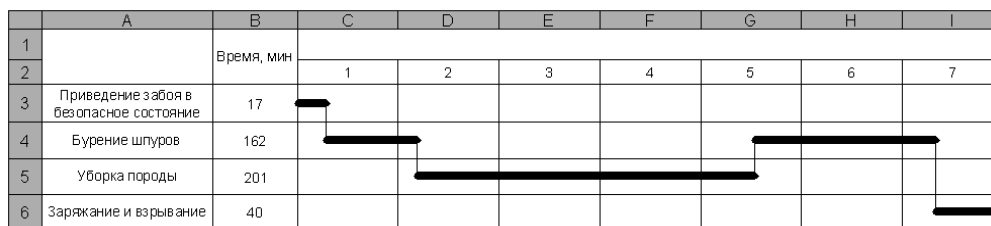
Эффективным средством управления свойствами пород в процессах горного производства является использование поверхностно-активных веществ (ПАВ). Их действие, основанное на адсорбционном понижении поверхностной энергии тел (эффект Ребиндера), сопровождается снижением прочности и упругости горных пород. Нами разработана технология бурения шпуров с использованием в качестве промывочной жидкости специально подобранных растворов ПАВ. Опытно-промышленные испытания в условиях строительства шахт Урала и Донбасса показали, что при использовании ПАВ на 25–50 % увеличивается скорость бурения при снижении в 1,5–2,5 раза износа и затупления бурового инструмента. Это позволяет за фиксированное время проходческого цикла увеличить глубину шпуров.

Однако это неизбежно повлечет за собой изменение других процессов проходческого цикла: зарядания и взрывания, уборки взорванной породы, крепления и пр. Поскольку все эти процессы взаимосвязаны и взаимообусловлены, для нахождения оптимальных параметров проходческого цикла разработана математическая модель, основанная на методе последовательных приближений. Использование модели позволяет для различных горно-геологических условий определять оптимальные параметры технологии проходки и достигаемый при этом экономический эффект.

Рассмотрим реализацию модели применительно к реальным условиям проходки вскрывающего квершлага гор. – 860 мСУБРа. Непосредственные шахтные испытания в забое квершлага показали, что использование в качестве промывочной жидкости 0,001 % раствора $AlCl_3$ увеличивает чистую скорость бурения до $V_{ч(ис)} = 5,7 \text{ мм/с} = 34,2 \text{ см/мин}$ и снижает износ буровых коронок в 2,2 раза. Использование поверхностно-активных веществ позволяет при том же оборудовании и неизменной продолжительности цикла увеличить глубину шпуров с 1,75 до 2,05 м. Графики циклической организации труда по исходному варианту и с использованием ПАВ представлены на рисунке 1.



a



б

Рисунок 1 – График циклической организации труда по исходному варианту (*a*) и с использованием ПАВ (*б*)

Таким образом, при трёхсменной работе и 25 рабочих днях скорость проходки при использовании ПАВ увеличивается со 118 м/мес до 138 м/мес, т. е. в 1,17 раза. Следует отметить, что это минимально возможная оценка. Здесь не учтено снижение износа и затупления буровых коронок при использовании ПАВ, повышение производительности работы погрузочной машины при увеличении объема отбитой породы и пр. Поэтому в реальных условиях повышение скорости проходки выработки можно ожидать большим, чем дают расчеты.

Расчет экономической эффективности предлагаемой технологии проходки квершлага показал:

– относительное снижение прямых нормируемых затрат составляет

$$\frac{C_{i(0)}}{C_{i(x)}} = \frac{1}{0,2 + 0,8/1,17} = 1,13, \text{ т. е. } 13 \%;$$

– относительное снижение общешахтных затрат составляет:

$$\frac{C_{i(0)}}{C_{i(x)}} = \frac{1}{0,82 + 0,18/1,17} = 1,02, \text{ т. е. } 2 \%;$$

– относительное снижение накладных затрат составляет:

$$\frac{C_{i(0)}}{C_{i(x)}} = \frac{1}{0,7 + 0,3/1,17} = 1,04, \text{ т. е. } 4 \%;$$

– плановые накопления составят:

$$C_{\Pi} = 0,08 (0,13 + 0,2 + 0,4) = 0,01, \text{ т.е. } 1 \%.$$

Общая стоимость 1 м готовой выработки при новой технологии строительства сократится:

$$C_{\text{общ}} = 13 + 2 + 4 + 1 = 20 \%.$$

Таким образом, использование ПАВ не только повышает скорость бурения, но и в целом увеличивает скорость проходки, что даёт ощутимый экономический эффект.

ВЛИЯНИЕ УГЛА ПАДЕНИЯ ПЛАСТА НА ПРОЯВЛЕНИЕ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В ПЛАСТОВЫХ ШТРЕКАХ

КУЗНЕЦОВА А.А., ВАНДЫШЕВ А.М.

Уральский государственный горный университет

Установление влияния угла падения пласта на характер проявления горного давления в пластовых штреках при различных способах их охраны имеет большое практическое значение при решении вопросов охраны и поддержания подготовительных выработок. Однако в шахтных условиях не удалось выявить эту взаимосвязь достаточно четко (1). Поэтому были приведены специальные исследования на моделях из эквивалентных материалов на общеизвестной методике (2).

Исследования проводились на круглом поверочном стенде. Эквивалентный материал, состоящий из кварцевого песка, молотой слюды, талька и парафина, подбирался методом последовательных приближений. Физико-механические свойства всех моделей были практически одинаковыми, так же как и масштаб моделирования, средняя глубина залегания пласта и технология отработки моделей.

Напряжения, возникающие вокруг выработок, измерялись микродинамометрами конструкций ВНИМИ (2). Они располагались таким образом, чтобы по возможности полнее были охвачены наблюдениями интересующие нас участки поля напряжений.

Влияние угла падения пласта на характер проявления горного давления в пластовых выработках было исследовано при охране их со стороны восстания; а) целиком угла шириной 15 м (в натуре), б) целиком угла 3-4 м, в) без целика.

Анализ результатов исследований на моделях из эквивалентных материалов и натуральных наблюдений за смещением контурных и глубинных реперов на замерных станциях в шахтных условиях позволяет сделать следующие выводы.

1. При охране выработок по способу «массив-массив» область пониженных напряжений имеет преимущественное развитие в направлении, перпендикулярном напластованию пород (рис 1, а). Такая же картина наблюдается и при наличии со стороны восстания целиков шириной более 15 м.

2. При наличии со стороны восстания целиков угла малой ширины (< 15 м) область пониженных напряжений имеет иной характер развития, чем в ранее рассмотренном случае. Длинная ось овала несколько смещается от направления, перпендикулярного напластованию пород в сторону целика (рисунок, б). Отклонение ее будет тем больше, чем меньше размер охранного целика.

3. При расположении выработок на границе с обрушенными породами по мере увеличения угла падения пласта происходит изменение в развитии области пониженных напряжений вокруг выработок. При $\alpha=0^\circ$ длинная ось овала практически параллельна линии обрушения пород (рисунок 1, в). По мере увеличения угла падения пласта направление

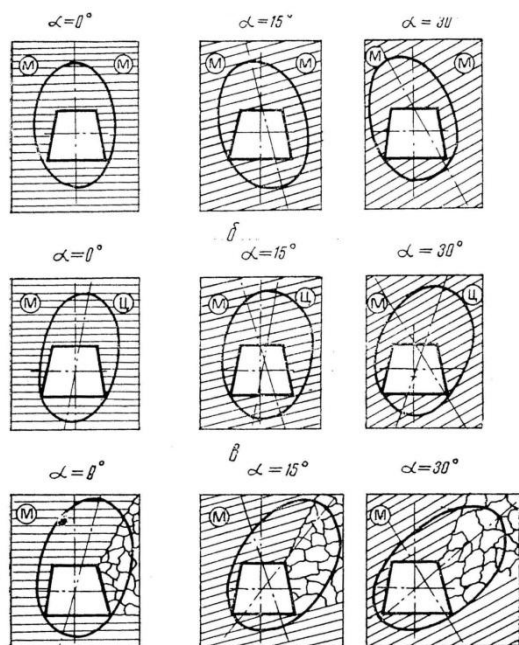


Рисунок 1– Характер развития области пониженных напряжений вокруг выработок при различных углах падения пласта и способах их охраны:

а – массив-массив; б – массив-целик;
в – без целика

преимущественного развития области пониженных напряжений будет изменяться, пока не станет параллельным напластованию пород.

На основании проведённых исследований можно сделать вывод, что при разработке пластов пологого и особенно наклонного падения и охране выработок со стороны восстания целиками малой ширины (<15 м) и без целиков давление на крепь распределяется весьма неравномерно. Это свидетельствует о необходимости применения для крепления выработок крепей направленной податливости.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Таскаев В. В., Корнилков В.Н., Вандышев А.М. Совершенствование подземной разработки мощных буроугольных пластов месторождений Средней Азии. Ташкент: Изд-во «ФАН» УзССР, 1975. 104 с.
2. Изучение проявлений горного давления на моделях / Г.Н. Кузнецов [и др.]. Углетехиздат, 1975.

ДОРАБОТКА ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ НОВЫХ МОДЕЛЕЙ АВТОСАМОСВАЛОВ

ЛЕЛЬ Ю. И.¹, ДУНАЕВ С. А.², ГЛЕБОВ И. А.², ПЕТУХОВ М. А.²

Уральский государственный горный университет

²ОАО «Соколовско-Сарбайское ГПО»

Современное состояние и развитие транспортных систем карьеров в перспективе свидетельствует 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.

Практика работы глубоких рудных и алмазодобывающих карьеров показала, что углы погашения бортов по конструктивным условиям, как правило, меньше их устойчивых значений. Борты карьеров по условиям устойчивости чаще всего имеют выпуклый профиль, а по конструктивным условиям – вогнутый. Причиной последнего является увеличение удельного веса вскрывающих выработок в общей массе площадок и берм по мере увеличения глубины карьера вследствие уменьшения протяженности нижних уступов. Особенно это характерно для карьеров с небольшой длиной дна, в которых уменьшение протяженности уступов с глубиной идет особенно интенсивно.

Одним из направлений решения указанной проблемы является переход с определенной глубины при доработке карьера на новые модели автосамосвалов. Рассмотрены следующие случаи:

1. Переход на автосамосвалы меньшей грузоподъемности.
2. Переход на специализированные автосамосвалы.

Первый вариант рассматривался при обосновании оптимальной глубины карьера «Нюрбинский», при которой эффективна замена автосамосвалов Cat-777D (91 т) на автосамосвалы БелАЗ-75381 (42 т).

Установлено, что 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. 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 Нюрбинского карьера (схема с переходной зоной). К достоинствам схемы можно отнести простоту ее реализации на практике, а также возможность организации внутреннегосамосвалобразования в переходной зоне при вывозке вскрышных пород с глубоких горизонтов. Недостаток схемы заключается в том, что объемы вскрыши, которые можно сократить при переходе на автосамосвалы меньшей грузоподъемности, резко падают с увеличением глубины карьера.

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. 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 разница в затратах с базовым вариантом сокращается до 3,8 %, а при глубине 210 м – до 2,05 %, что находится в пределах точности расчетов.

Значительно больший эффект при доработке карьеров можно получить при переходе с определенной глубины на специализированные автосамосвалы. Из них в настоящее время наибольший интерес представляют полноприводные шарнирно-сочлененные автосамосвалы.

В настоящее время шарнирно-сочлененные автосамосвалы грузоподъемностью 10–50 т производят компании Volvo, Caterpillar, TEREX, Komatsu, CASE, JCB и др. [1]. Причем 50 % автосамосвалов производят фирмы Volvo и Caterpillar. Анализ конструктивных параметров шарнирно-сочлененных автосамосвалов показывает, что они имеют более высокий коэффициент тары (0,8–0,9) по сравнению с автосамосвалами с колесной формулой 4×2 (0,70–0,77). В то же время они имеют ряд преимуществ, которые характеризуются:

- способностью преодолевать продольные уклоны автодорог до 18–20 % и более;
- улучшенными тяговыми свойствами и проходимостью;
- более высокими средними скоростями на слабых грунтах благодаря сохранению постоянного контакта всех колес с грунтом;
- высокой поворачиваемостью и лучшей плавностью хода при движении по пересеченной местности.

Величина уклона вскрывающих выработок оказывает существенное влияние на интенсивность ведения открытых горных работ. Это, в первую очередь, обусловлено сокращением объемов вскрывающих и горно-подготовительных выработок и времени подготовки новых горизонтов, а также увеличением протяженности активного фронта горных работ на уступах. Установлено, что увеличение уклона автодорог с 8 до 20% позволяет увеличить возможную скорость углубки в 1,5–1,6 раза.

Альтернативой полноприводным автосамосвалам являются гусеничные автосамосвалы, позволяющие увеличить уклон вскрывающих выработок до 30% и более [2]. Однако при доработке глубоких карьеров полноприводные автосамосвалы имеют определенные преимущества. Эти преимущества объясняются в первую очередь универсальностью полноприводных машин и способностью обеспечивать высокую производительность не только в глубинной зоне карьеров при повышенных уклонах, но и в средней и верхней зонах при уклонах 8–10 %. Таким образом, применение шарнирно-сочлененных автосамосвалов позволяет формировать монотранспортные системы глубоких карьеров без внутрикарьерных перегрузочных пунктов. Высокая энергетическая эффективность полноприводных автосамосвалов объясняется меньшими (в 2,0–2,5 раза) коэффициентами тары по сравнению с гусеничными автосамосвалами. Гарантийный срок службы гусеничных цепей составляет 3–5 тыс. км пробега. Фактическая долговечность гусениц для районов с высокой абразивной активностью грунтов ниже и равна 2–3 тыс. км пробега. Для повышения работоспособности (до 6–8 тыс. км пробега) гусениц применяют резинометаллические и закрытые конструкции шарниров [3]. В то же время ходимость автошин в карьерах достигает 80–90 и более тыс. км пробега. Таким образом, оптимизм по поводу эффективности применения гусеничных автосамосвалов при разработке глубоких карьеров нельзя считать достаточно обоснованным.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Глебов А. В., Лель Ю. И., Глебов И. В. Перспективный сборочный транспорт открытых горных работ // Горное оборудование и электромеханика. 2014. № 5(102). С. 18–22.
2. Фурин В. О. Обоснование технологических параметров углубочного комплекса для доработки крутопадающих месторождений: автореф. дис. ... канд. техн. наук. Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2009. 24 с.
3. Куляшов А. П., Колотилов В. Е. Экологичность движителей транспортно-технологических машин. М.: Машиностроение, 1993. 288 с.

ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ ТРАНСПОРТНЫХ СИСТЕМ КАРЬЕРОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПРИНЦИПА НАИМЕНЬШЕГО ДЕЙСТВИЯ

ЛЕЛЬ Ю. И., МУСИХИНА О. В., ГЛЕБОВ И. А., БАЛТАЧЕВ С. А.

Уральский государственный горный университет

В последние годы получил широкое распространение энергетический принцип оценки и оптимизации параметров транспортных систем карьеров. Вместе с тем, *принцип наименьшего действия* имеет ряд преимуществ по сравнению с энергетическим принципом. Принцип сохранения энергии (энергетический принцип) может быть выведен из принципа наименьшего действия и, следовательно, содержится в нем, между тем как обратно невозможно. Поэтому энергетический принцип есть более частный, а принцип наименьшего действия – более общий закон [1]. Наиболее распространенной формой представления принципа наименьшего действия является форма Гамильтона. В указанной форме принцип наименьшего действия утверждает, что из всех возможных траекторий перемещения истинной будет та, для которой действие, равное интегралу от разности между кинетической и потенциальной энергией, соответствующей этим траекториям, имеет минимальное значение. Принцип Гамильтона в интегральной форме широко используется не только в механике, но и в других областях физики. Действие в простейшем случае это (в современных обозначениях) произведение энергии на время ее изменения. С определенными допущениями этот принцип можно распространить на транспортные системы карьеров. В этом случае действие – это физическая величина, представляющая собой произведение количества энергии, расходуемой на перемещение горной массы транспортным средством, и времени его перемещения. Введенное нами понятие удельное действие (D) представляет собой произведение удельных затрат энергии на подъем (спуск) горной массы транспортным средством на 1 м и времени подъема (спуска) горной массы на 1 м.

Можно записать $D = PT$, где D – удельное действие, г·с/т·м; P – величина удельных затрат энергии (дизельного топлива) транспортным средством на подъем (спуск) 1 т горной массы на 1 м, г/т·м; T – суммарное время движения транспортного средства по уклону в грузовом и порожняковом направлениях при подъеме (спуске) горной массы на 1 м, с.

В исследованиях УГГУ удельное действие использовалось для обоснования оптимальных уклонов автодорог при разработке нагорно-глубинных карьеров [2]. Оптимальный уклон по критерию удельного действия должен соответствовать минимальным удельным энергозатратам на подъем (спуск) горной массы на 1 м при максимальной производительности транспортных средств (минимальном времени движения по уклону в грузовом и порожняковом направлениях).

Тогда удельное действие (D , г·с/т·м) при работе автосамосвалов на подъем горной массы

$$D = \left[\frac{2,725 \cdot 10^{-3} g_n (k_T + 1) \left(\frac{\omega_0}{i} + 1 \right)}{\eta_a} + \frac{g_x}{1000 i G v_{\Pi_i}} \right] \times \left[\frac{3,6 (G_a + k_r G) \left(\frac{\omega_0}{i} + 1 \right)}{0,367 N_d k_N \eta_a} + \frac{3,6}{i v_{\Pi_i}} \right]; (1)$$

$$\eta_a = A(\omega_0 + i)^2 + B(\omega_0 + i) + c, (2)$$

где G – грузоподъемность автосамосвала, т; G_a – собственная массы автосамосвала, т; k_T – коэффициент тары автосамосвала; k_r – коэффициент использования грузоподъемности; ω_0 – коэффициент сопротивления качению; i – уклон участка трассы; η_a – коэффициент полезного действия трансмиссии автосамосвала; g_n – удельный расход топлива при номинальной нагрузке двигателя, г/кВт·ч; g_x – удельный расход топлива при движении порожних автосамосвалов в

тормозном режиме кг/ч; v_{ni} – скорость порожнего автосамосвала на спуске с уклоном i , км/ч; k_N – коэффициент использования мощности двигателя; A, B, C – эмпирические коэффициенты.

Оптимальное значение уклонов по критерию удельного действия будет соответствовать условию $D \rightarrow \min$. Значения оптимальных уклонов, определенных по критерию удельного действия, приведены на рисунке.

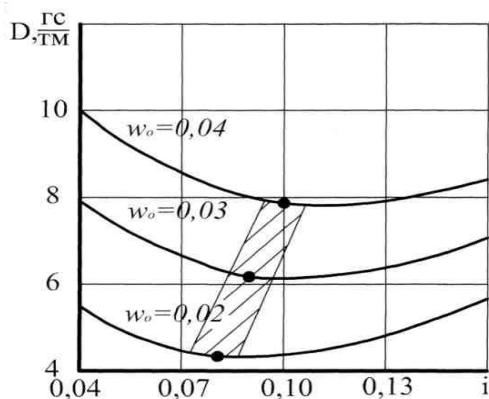


Рисунок – Зависимости удельного действия автосамосвалов БелАЗ-75303 (200 т) от продольного уклона автодороги (i) и коэффициента сопротивления качению (ω_0):



заштрихованная часть оптимальных уклонов

Оптимальный уклон по критерию удельное действие следует рассматривать как частный оптимум и нижний предел уклона, который рекомендуется принимать при проектировании транспортных систем карьеров. Окончательное решение по руководящим уклонам следует принимать на основе экономических критериев, учитывающих влияние уклона на технологические параметры горных работ.

Критерий «удельное действие» может найти широкий спектр применения в исследованиях карьерного транспорта. На его основе можно решать задачи оптимизации удельной мощности транспортных средств, КПД трансмиссии и т. п.

Поясним это на следующем примере. Удельное действие при работе автосамосвалов на подъем горной массы и движении в одном направлении с грузом по уклону можно представить в виде

$$D = \frac{2,673 \cdot 10^{-2} g_H (k_T + 1) \left(\frac{\omega_0}{i} + 1 \right)^2 (G_a + k_T G)}{\eta_a^2 N_d k_N} \text{ или}$$

$$D = \frac{2,673 \cdot 10^{-2} g_H (k_T + 1) \left(\frac{\omega_0}{i} + 1 \right)^2}{k_N N_{уд} \eta_a^2}, \quad (3)$$

где $N_{уд}$ – удельная мощность автосамосвала кВт/т.

Проанализируем формулу (3). Из условия $D \rightarrow \min$ можно предположить, что основным направлением достижения минимума действия является повышение удельной мощности автосамосвала ($N_{уд}$). Это и предлагается многими авторами. Однако с увеличением $N_{уд}$ возрастает коэффициент тары k_T , то есть существует зависимость $k_T = f(N_{уд})$. Исследовав эту зависимость, можно установить оптимальную удельную мощность в конкретных горнотехнических условиях. Удельная мощность достаточно консервативных параметр автосамосвалов и к ее увеличению необходимо подходить с особой осторожностью. Гораздо больший эффект можно получить за счет увеличения КПД трансмиссии (η_a). Например, увеличив η_a с 0,8 до 0,9, т. е. на 12,5 %, мы уменьшим удельное действие на 26,5 %. В этом направлении интенсивно работают зарубежные конструкторы карьерного автотранспорта.

Таким образом, критерий «удельное действие» имеет большие перспективы в исследованиях карьерного транспорта.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Планк М. Единство физической картины мира. М.: Наука, 1966. 288 с.
2. Ворошилов Г. А. Обоснование оптимальных уклонов автодорог при разработке нагорно-глубинных карьеров: дис. ... канд. техн. наук. Екатеринбург: УГГУ, 2008. 155 с.

СИСТЕМАТИЗАЦИЯ СХЕМ ВСКРЫТИЯ КАРЬЕРОВ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫМИ ТОННЕЛЯМИ

ЛЕЛЬ Ю. И.¹, КАЛЮЖНЫЙ Е. С.², ИСАКОВ С. В.¹, ШЛОХИН Д. А.¹

¹Уральский государственный горный университет

²ОАО «Соколовско-Сарбайское ГПО»

В последние годы возобновился интерес проектных организаций к вскрытию глубоких горизонтов карьеров подземными выработками, в частности, железнодорожными тоннелями. В отечественной и зарубежной практике вскрытие железнодорожными тоннелями получило распространение на карьерах нагорного типа, где специфические особенности рельефа местности позволяет осуществлять вывозку горной массы с нижних горизонтов по тоннелям (штольням) на дневную поверхность. Тоннелями с выходом на поверхность склона возвышенности осуществлено вскрытие наиболее глубокого карьера мира Бингхем Каньон (США). Из карьера на разных горизонтах пройдено три железнодорожных тоннеля длиной, соответственно, 971, 1859 и 5200 м. По тоннелям руда вывозится на обогатительную фабрику, а породы – в отвал. Аналогичные схемы вскрытия используются на руднике Ломпос (США), руднике Кэрол (Канада) и на железорудном карьере Кируна (Швеция). Руду транспортируют автосамосвалами до рудоспусков, из которых она загружается в железнодорожные составы и по подземным тоннелям доставляется до бункеров обогатительных фабрик.

Для отечественной практики наиболее характерен опыт комбината «Апатит». На месторождении комбината тоннели (штольни) служат для вывоза добытого полезного ископаемого, перепускаемого в тоннели из карьеров с помощью рудоспусков. Руда внутри карьеров транспортируется автосамосвалами до рудоспусков, которые в нижней части сбиты общей для двух карьеров штольней (Расвумчорский тоннель).

Проектирование и строительство тупиковых тоннелей Сарбайского карьера ССГПО явилось первым опытом вскрытия глубоких горизонтов внутрикарьерными железнодорожными тоннелями, позволившими осуществить ввод железнодорожного транспорта на глубину 280 м. Аналогичный вариант вскрытия глубоких горизонтов предложен институтами Гипроруда и ИГД МЧМ СССР для Центрального участка Костомукшского карьера. Установлено, что, «несмотря на значительные капитальные вложения (87 млн руб. в ценах 1990 г.), вариант тоннельного вскрытия позволит сократить суммарные затраты на разработку карьера на 22-25% по сравнению с проектным вариантом.

Многообразие схем вскрытия железнодорожными тоннелями обуславливает необходимость их систематизации.

В соответствии с классификацией акад. В. В. Ржевского и проф. Е. Ф. Шешко схемы вскрытия железнодорожными тоннелями относятся к способу вскрытия карьеров подземными выработками (*Ржевский В. В. Открытые горные работы. Технология и комплексная механизация. Учебник. 8-е изд. М.: Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2004. 552 с.*). Целесообразно выделить две основные группы схем вскрытия: I – вскрытие железнодорожными тоннелями; II – вскрытие комбинацией железнодорожных тоннелей с вертикальными и горизонтальными подземными выработками.

В основу систематизации схем вскрытия карьеров железнодорожными тоннелями положены следующие признаки (таблица):

- место заложения верхних и нижних порталов тоннелей;
- форматрассы;
- количество путей в тоннеле;
- вид транспорта;
- тип подземных выработок, используемых в комбинации с тоннелями.

Таблица 1 – Систематизация схем вскрытия карьеров железнодорожными тоннелями

Способ вскрытия	Признак способа вскрытия					
	1. Место заложения верхних порталов	2. Форма трассы	3. Количество путей в тоннеле	4. Вид транспорта	5. Тип подземных выработок	6. Место заложения нижних порталов
I. Вскрытие железнодорожными тоннелями	1а. Тоннели внешнего заложения	2а. Простая 2б. Тупиговая	3а. Один путь	4а. Железнодорожный 4б. Комбинированный	5а. Тоннели	6а. С выходом в выработанное пространство карьера
II. Вскрытие комбинацией железнодорожных тоннелей с вертикальными и горизонтальными подземными выработками	1б. Тоннели внутреннего заложения 1в. Комбинация тоннелей внешнего и внутреннего заложения	2в. Спиральная 2г. Комбинированная	3б. Два пути	4б. Комбинированный	5б. Тоннели, рудоспуски (породоспуски) 5в. Тоннели, квершлаг	6б. Без выхода в выработанное пространство

В настоящее время наибольшее распространение в проектной практике получили схемы: I – 1б 2б 3а 4б 5а 6а; I – 1б 2а 3а 4б 5а 6а; I – 1б 2б 3б 4б 5а 6а и I – 1б 2а 3а 4б 5а 6а, то есть схемы вскрытия тоннелями внутреннего заложения.

Весьма перспективным следует считать применение межкарьерных тоннелей в качестве промежуточного звена в комплексе вскрывающих выработок глубоких горизонтов группы карьеров, отрабатывающих одно или несколько близлежащих месторождений (Южно-Сарбайский карьер ССПО). Это позволит создать единую схему вскрытия рабочих горизонтов близлежащих карьеров до глубины 300-450 м при использовании для размещения внутрикарьерных съездов всей длины нерабочих бортов. Такие схемы рассматривались Московским горным институтом для вскрытия глубоких горизонтов карьеров ОАО «Ураласбест» и карьеров ПО «Экибастузуголь». Аналогичные схемы рекомендованы НИГРИ для Первомайского и Анновского карьеров СевГОКа.

При вскрытии тоннелями внутреннего заложения тоннельная трасса железнодорожного транспорта является развитием открытой трассы, расположенной на нерабочем борту карьера. Эффективность такой схемы вскрытия в значительной степени определяется пропускной способностью транспортной системы.

Использование тоннелей внешнего заложения (схемы I – 1а 2а 3а 4б 5а 6а, I – 1а 2в 3б 4б 5а 6а и др.) позволяет создать независимые грузопотоки с нижних горизонтов карьеров и обеспечить более высокую пропускную способность транспортных систем. Вместе с тем, значительные капитальные затраты на проходку тоннелей внешнего заложения существенно ограничивают их область применения.

Следует отметить, что эффективность применения внутрикарьерных тоннелей во многом зависит от учета факторов, присущих конкретному карьеру. Вследствие этого остается актуальной задача разработки методики оценки эффективности и определения глубины перехода на тоннельное вскрытие глубоких горизонтов при комплексном учете воздействующих факторов.

АНАЛИЗ ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАБОТЫ ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ НА ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КАРЬЕРАХ

САНДРИГАЙЛО И. Н., АРЕФЬЕВ С. А., ПЕТУХОВ М.А.

Уральский государственный горный университет

За период с 2000 по 2012 гг. объемы добычи железной руды в России выросли с 198,5 до 265,6 млн т (рисунок 1). Рост добычи руды сопровождался увеличением глубины карьеров, которая выросла на 55 м и составляет сегодня 295,7 м.

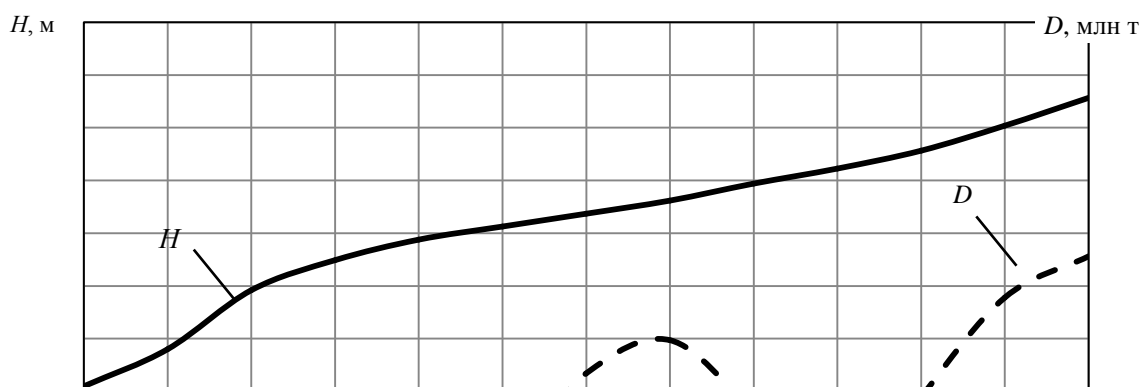


Рисунок 1 – Динамика суммарной годовой добычи руды (D , млн т) и средневзвешенной глубины карьеров (H , м) на железорудных ГОКах России

С ростом глубины карьеров увеличивается расстояние транспортирования горной массы и соответственно снижается производительность транспортных машин. Возрастание с ростом глубины карьера крепости пород и уменьшение ширины рабочих площадок усложняет условия работы горного оборудования в нижней зоне карьера и приводит к снижению производительности бурового и выемочно-погрузочного оборудования.

Обеспечить выполнение плановых объемов работ и преодолеть отрицательное влияние глубины карьера позволяет внедрение нового высокопроизводительного оборудования – карьерных экскаваторов с увеличенной вместимостью ковша и автосамосвалов повышенной грузоподъемности.

Анализ показывает, что на автомобильном транспорте грузоподъемность среднесписочного автосамосвала за период с 2000 по 2012 год увеличивалась существенно – с 98,4 до 125,8 т. Вместимость ковша среднесписочного экскаватора за тот же период росла значительно меньшими темпами – с 8,3 до 9,4 м³.

В результате увеличилась диспропорция между вместимостью ковша экскаватора и кузова автосамосвала, возросли простои автосамосвалов под погрузкой, снизился коэффициент использования горного и транспортного оборудования.

В значительной степени это объясняется тем, что основу парка выемочно-погрузочного оборудования железорудных карьеров сегодня составляют механические лопаты ЭКГ-8И и ЭКГ-10, с вместимостью ковша 8–10 м³, в то время как в комплексе с наиболее распространенными, сегодня на крупных железорудных карьерах России автосамосвалами грузоподъемностью 130–136 т, целесообразно использовать экскаваторы с вместимостью ковша 12–18 м³ (рисунок 2).

Опыт работы передовых горнодобывающих предприятий показывает, что обеспечение погрузки автосамосвала за 3–4 цикла позволяет существенно повысить производительность экскаваторно-автомобильного комплекса и эффективность открытых горных работ.

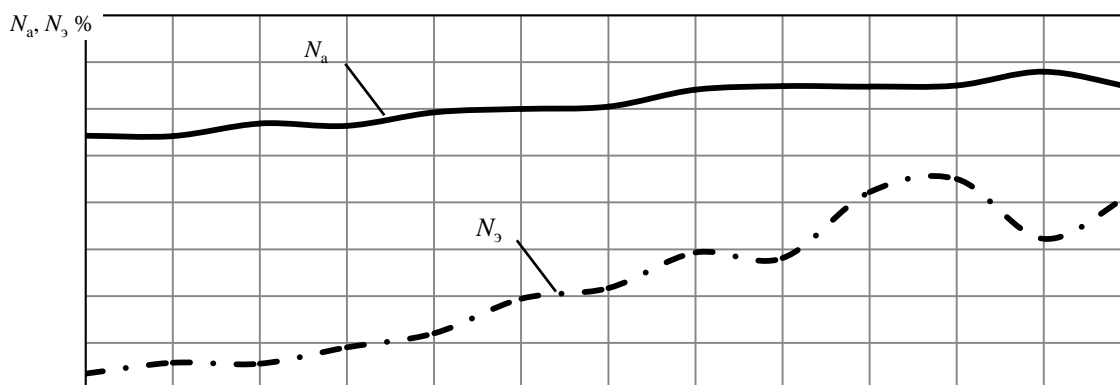


Рисунок 2 – Среднесписочное количество автосамосвалов грузоподъемностью более 100 т (N_a , %) и экскаваторов с вместимостью ковша 10–15 м³ (N_3 , %) в процентах к общему их количеству на железорудных ГОКах России

Исходя из этого, можно предложить в качестве одного из важнейших направлений повышения эффективности открытой разработки, ускоренное внедрение на крупных железорудных карьерах новых карьерных экскаваторов-мехлопат с вместимостью ковша 12-18 м³. Внедрение новых более крупных моделей, может дать значительный эффект еще и потому, что созданные в последние годы экскаваторы ЭКГ-12А, ЭКГ-12К, ЭКГ-18 и ЭКГ-18Р обладают существенно улучшенными характеристиками, по сравнению с используемыми сегодня машинами.

Они оснащены новейшими информационно-диагностическими системами, позволяющими осуществлять непрерывный контроль текущих значений основных технических параметров оборудования и автоматический учет показателей работы машины в течение смены, суток года и т.п. Существенно улучшены условия работы машиниста экскаватора. Это обеспечивает повышенную комфортность и производительность работы машиниста, позволяет исключить аварии на оборудовании с тяжелыми последствиями и повысить коэффициент использования экскаватора.

Ускорение темпов внедрения новых моделей отечественных экскаваторов позволит существенно повысить эффективность разработки железорудных месторождений России.

ВЛИЯНИЕ УВЕЛИЧЕНИЯ ГРУЗОПОДЪЕМНОСТИ АВТОСАМОСВАЛОВ НА ОБЪЕМЫ ВСКРЫШНЫХ РАБОТ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ДАЛЬНЕБУЛАНАШСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

САНДРИГАЙЛО И. Н., АРЕФЬЕВ С. А., ШЛОХИН Д.А.
Уральский государственный горный университет

Дальнебуланышское месторождение каменных углей, расположено в 25 км от города Артемовска в Свердловской области и вытянуто с севера на юг на 3–5 км, при ширине от 400 до 1600 м. Особый интерес при определении перспектив отработки месторождения открытым способом представляет угленосная зона пластов 5–7, имеющая выдержанное пологое залегание под углом 20–25°. Общая нормальная мощность угольной зоны с учетом породных прослоев составляет в среднем 20 м. Покровные отложения имеют мощность от 15 до 25 м и представлены четвертичными и опоковыми глинами. Ниже покровных отложений залегают алевролиты и аргиллиты. Объемный вес чистого угля составляет 1,38 т/м³, а угольной массы – 1,6 т/м³. Среднее значение временного сопротивления сжатию угля равно 15 МПа.

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

Годовая производительность разреза по углю 1,0 млн т, а по вскрыше – 3,5 млн м³.

Важным вопросом, в значительной степени влияющим на эффективность разработки месторождения, является выбор модели автосамосвала, предназначенного для перевозки горной массы на разрезе.

Анализ капитальных и эксплуатационных затрат, связанных с приобретением и эксплуатацией автосамосвалов показывает, что в условиях Дальнебуланышского месторождения угля возможно эффективное применение автосамосвалов двух моделей:

- карьерного автосамосвала БелАЗ-7540А, грузоподъемностью 30 т;
- карьерного автосамосвала БелАЗ-7555В, грузоподъемностью 55 т.

Основные конструктивные параметры этих машин приведены в таблице 1.

Таблица 1– Основные конструктивные параметры автосамосвалов

Параметры	БелАЗ-7540А	БелАЗ-7555В
Грузоподъемность, т	30	55
Собственная масса, т	22,6	40,5
Вместимость кузова «с шапкой», м ³	19,2	33,3
Длина, м	7,11	8,89
Ширина, м	3,48	4,38
Высота, м	3,93	4,56
Минимальный радиус поворота, м	8,7	9,0

Однако кроме различий в цене автосамосвалов БелАЗ-7540А и БелАЗ-7555В, а также затрат, связанных с их эксплуатацией, они имеют различные габаритные размеры: длину, ширину и высоту (таблица 1).

Ширина карьерного автосамосвала БелАЗ-7555В на 0,9 м больше ширины автосамосвала БелАЗ-7540А (рисунок 1).

В соответствии с шириной технологических автосамосвалов, различными будут и транспортные площадки, предназначенные для размещения карьерных автодорог на Дальнебуланышском разрезе.

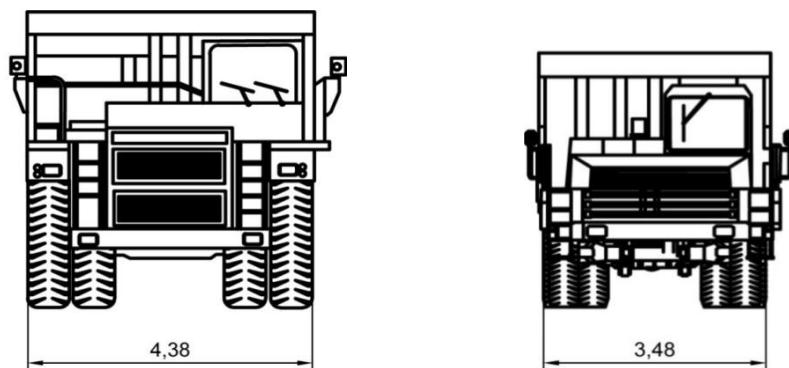


Рисунок 1 – Ширина автосамосвалов БелАЗ-7555В и БелАЗ-7540А

Так ширина транспортной площадки для автосамосвала БелАЗ-7540А составит 20 м, а для БелАЗ-7555В – 23 м. Увеличение ширины транспортной площадки требует увеличения объемов выемки горной массы для строительства автодорог (рисунок 2).

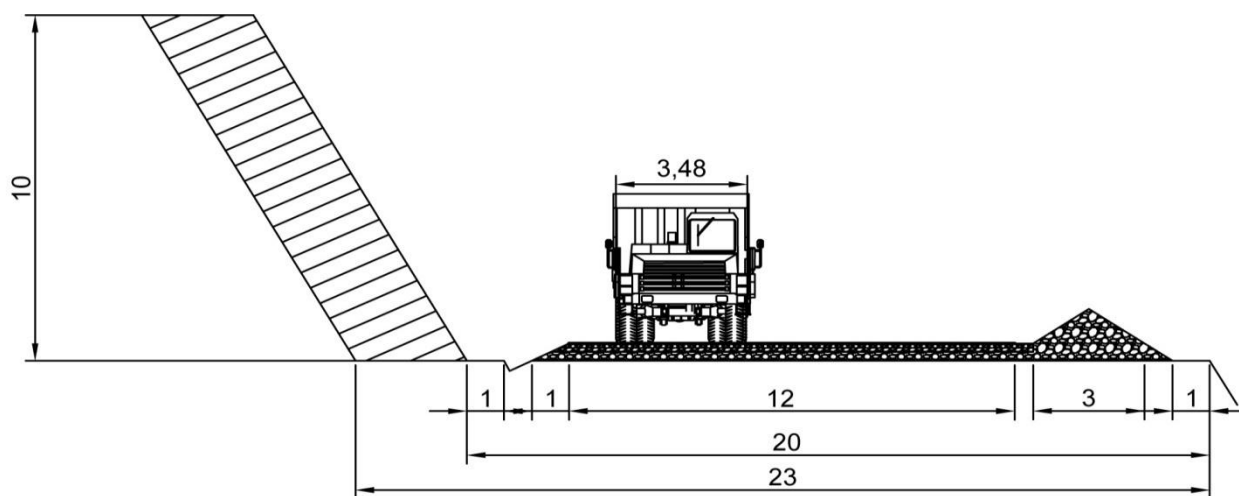


Рисунок 2 – Ширина транспортной площадки при использовании автосамосвалов БелАЗ-7540А (20 м) и БелАЗ-7555В (23 м), а так же дополнительные объемы вскрыши (заштриховано)

Расчеты показывают, что при высоте уступа 10 м, в случае использования автосамосвалов БелАЗ-7555В, объем выемки дополнительной вскрыши на каждом горизонте составит 37500 м³. Вскрытие месторождения осуществляется автомобильными съездами с уклоном 80 %, расположенными на борту разреза. Форма трассы – петлевая (рисунок 3).

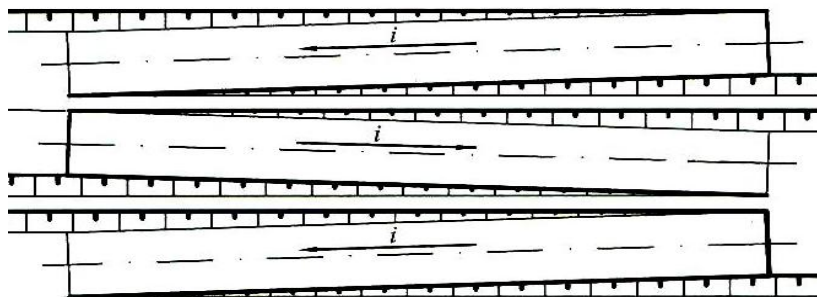


Рисунок 3 – Фрагмент борта Дальнебуланашского разреза с транспортными площадками

С учетом того, что конечная глубина разреза составит 140 м, суммарные дополнительные объемы вскрыши, которые необходимо удалить при внедрении автосамосвалов БелАЗ-7555В на Дальнебуланашском разрезе составят 525 тыс. м³.

ОПЫТ ВНЕДРЕНИЯ НОВОЙ ТЕХНИКИ НА ПРЕДПРИЯТИИ «ЭРДЭНЭТ»

САНДРИГАЙЛО И. Н., ГАНЗОРИГ А.

Уральский государственный горный университет

Совместное монголо-российское предприятие горно-обогатительный комбинат «Эрдэнэт» находится в северной части Монголии в 140 км от границы с Россией. Компания с ограниченной ответственностью (КОО) «Эрдэнэт» является одной из крупнейших горнорудных компаний в Азии. Предприятие осуществляет разработку открытым способом медно-молибденового месторождения «Эрдэнэтийн-Овоо».

Рудная зона месторождения «Эрдэнэтийн-Овоо» имеет протяженность около 25 км и ширину 1,5–3 км. Рудное тело делится на первичные и вторичные руды. Содержание меди в первичных рудах 0,3–0,7%, а содержание молибдена 0,008–0,026%. Кроме меди и молибдена в руде содержатся сопутствующие им золото (0,2 г/т), серебро (2,9–5,0 г/т), рений (0,2 г/т), а так же сера. На месторождении встречаются кварц, диорит, гранодиорит, гранит, гранит-порфиры, плагмограниты, диабаз.

Крепость пород по шкале Протодяконова от 10 до 15, удельный вес руд 2,55 т/м³, а удельный вес пустых пород составляет 2,50 т/м³.

Разведанных запасов месторождения по оценкам хватает до 2060 г.

В состав предприятия «Эрдэнэт» входят:

- рудник открытых горных работ (РОР);
- обогатительная фабрика (ОФ);
- автотранспортное предприятие (АТП);
- ремонтно-механический завод (РМЗ).

В структуру предприятия входят энергоцех, электроцех, теплоцех, цех технологической автоматики и вычислительной техники, железнодорожный цех и геолого-разведочная партия.

В настоящее время открытым способом разрабатываются 2 участка:

- Северо-Западный участок;
- Центральный участок.

Система разработки – транспортная с перевозкой вскрыши во внешние отвалы автотранспортом. Высота уступов 15 м. Угол откоса уступа 75–85 градусов. Проектная ширина рабочих площадок 50 м.

Вскрытие осуществляется временными автомобильными съездами, расположенными на бортах карьера.

По проекту на Северо-Западном участке месторождения разработка открытым способом должна была осуществляться до отметки 1040 м (при отметке наивысшей точки поверхности 1607 м). Согласно новым планам конечная глубина карьера увеличена на 135 м и с 2014 г. разработка осуществляется до отметки 905 м. Увеличение конечной глубины карьера на 135 м обеспечивает прирост запасов полезного ископаемого и продление срока эксплуатации карьера до 2060 г. Увеличение конечной глубины карьера приводит к расширению его контуров на Северо-Западном участке.

По плану объем добычи руды в 2014 г. – 28900 тыс. т, а производительность по вскрыше 7667 тыс. м³. Объем горной массы, извлекаемой из карьера в течение года 20000 тыс. м³. Объем взрывных работ 20000 тыс. м³, объем буровых работ 384600 п. м в год. Годовой грузооборот 162800 тыс. ткм.

Выемочно-погрузочные работы на предприятии «Эрдэнэт» осуществляются канатными карьерными экскаваторами ЭКГ-10 и ЭКГ-15 с вместимостью ковша 10 и 15 м³ и гидравлическими экскаваторами фирмы Либхерр моделей R994 и R9350 с вместимостью ковша 18 м³. На выемочно-погрузочных работах также используются колесные погрузчики фирмы Комацу моделей WA-800 и WA-600.

Перевозка горной массы осуществляется карьерными автосамосвалами БелАЗ-75131 грузоподъемностью 130 т.

Буровые работы на карьерах предприятия «Эрдэнэт» производят с использованием буровых станков шарошечного бурения СБШ-250МНА-32.

Вскрышные породы размещаются во внешние отвалы. Отвалообразование бульдозерное.

На отвалах и вспомогательных работах используют бульдозеры КомацуD-275А и Либхерр PR-764.

Большое внимание на предприятии уделяется состоянию автодорог. На дорожно-строительных работах, кроме гусеничных, используют колесные бульдозеры КомацуWD-500, САТ 824G, автогрейдеры САТ 16Н, КомацуGD-825.

В 2006 году на КОО «Предприятие Эрдэнэт» внедрена система диспетчеризации горно-транспортного комплекса «КАРЬЕР», в состав которой входят: оборудование мобильных объектов, системы передачи данных, оборудование диспетчерского центра, программное обеспечение, рабочие места пользователей.

Комплект базового бортового оборудования мобильных объектов в системе диспетчеризации включает интеллектуальную панель, оборудование системы передачи данных, навигационный блок, систему контроля загрузки с интегрированной системой контроля давления в шинах, датчики уровня топлива, давления в системе пневмоподвески, давления в гидравлических системах и др.

Интеллектуальная панель обеспечивает: наблюдение за параметрами работы мобильного объекта в режиме реального времени, фиксирование эксплуатационных параметров и различных событий в процессе работы, съем и обработку данных с различных внешних концентраторов и датчиков, прием и обработку сигналов от навигационного блока, передачу данных на сервер с помощью высокоскоростной беспроводной системы передачи данных, хранение данных о состоянии мобильного объекта, местоположении и событиях, возможность двустороннего обмена формализованными сообщениями между диспетчером и водителем, голосовое озвучивание сообщений.

Навигационный блок позволяет принимать сигналы спутниковых радионавигационных систем GPS/ГЛОНАСС, определять местоположение мобильных объектов с точностью до 2...5 м, определять скорость и курсовой угол. Он представляет собой единый модуль со встроенной антенной и выходом для передачи информации на интеллектуальную панель.

Для беспроводной передачи данных используется технология, позволяющая на высокой скорости и с высокой помехоустойчивостью осуществлять передачу необходимых данных включая и видеоизображения, между мобильными объектами и сервером данных системы диспетчеризации.

Система включает рабочие места диспетчера автобазы, горного диспетчера, оператора по учету ГСМ, оператора по учету технической готовности автосамосвалов и планированию ТО, маркшейдера, специалиста по обслуживанию бортового оборудования системы, рабочее место руководителя. Она позволяет видеть на экране компьютера положение горных и транспортных машин в реальном масштабе времени. На мониторе горного диспетчера, диспетчера автобазы, оператора по учету ГСМ, оператора по учету технической готовности автосамосвалов и планированию ТО, маркшейдера, специалиста по обслуживанию бортового оборудования системы «Карьер», руководителей предприятия выводится информация о работе автосамосвалов и экскаваторов, об объемах работ, выполненных за смену, сутки, месяц, год.

Использование на предприятии системы диспетчеризации горнотранспортного комплекса позволяет:

- увеличить время производительного использования оборудования в течение рабочей смены;
- обеспечить экономию ресурсов при достижении необходимых объемов производства;
- повысить трудовую и технологическую дисциплину персонала;
- создать основу объективной оценки деятельности служб и участков предприятия;
- создать предпосылки для планомерного ремонта и обслуживания парка машин предприятия;
- оптимизировать грузопотоки, используя автоматическую диспетчеризацию.

ПУТИ СНИЖЕНИЯ ПРОСТОЕВ КАРЬЕРНЫХ ЭКСКАВАТОРОВ

САНДРИГАЙЛО И. Н., АРЕФЬЕВ С. А., ГЛЕБОВ И.А.
Уральский государственный горный университет

С целью определения причин простоев карьерных экскаваторов был выполнен анализ опыта работы механических лопат ЭКГ-8И и ЭКГ-10 на крупном горнодобывающем предприятии. Суммарные годовые простои парка экскаваторов в карьере составляют 177941 ч. Из них 82057 ч плановых простоев и 95884 ч неплановых. Большая часть простоев связана с ремонтами экскаваторов по механической и электрической части, что составляет 18303 ч и 22385 ч соответственно. Простои, связанные с отсутствием электроэнергии составляют 3601 ч, с отсутствием рабочей силы 905 ч, с отсутствием запасных частей 8832 ч, с загазованностью 1316 ч.

С целью изучения результатов работы экскаваторного парка были обработаны данные о причинах простоев экскаваторов (рисунки 1 и 2).

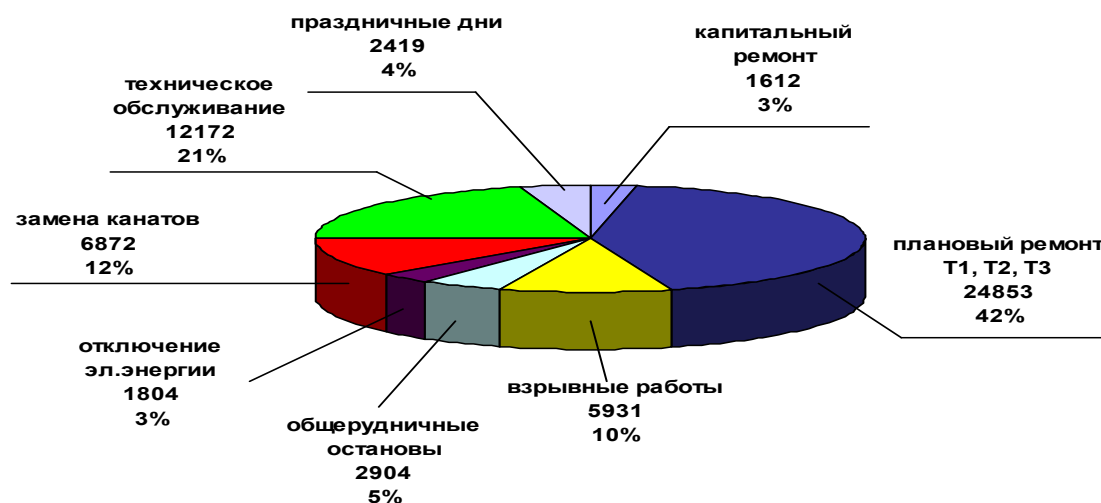


Рисунок 1 – Плановые простои экскаваторов в часах и процентах

Как видно из рисунка 1, из плановых простоев большая часть времени приходится на обслуживание экскаваторов – плановые ремонты 42%, техническое обслуживание 21%, на взрывные работы 10 %, на замену канатов 12 % и т. д.

Значительная часть общего времени неплановых простоев (рисунок 2), приходится на ремонты механической и электрической частей. Простои по механической части составляют 22 %, по электрической части 26%, отсутствие транспорта 12%, отсутствие запасных частей 10 % и т. д.

Для детального изучения причин неплановых простоев экскаваторов, были собраны данные указывающие, какие именно их детали и узлы наиболее часто выходят из строя и вызывают наибольшие простои, связанные с ремонтом механической или электрической части.

Изучались также причины простоев, связанные с организацией работы экскаваторов. Были проанализированы причины простоев отдельных механических лопат, производящих погрузку горных пород с разной крепостью и в различные транспортные машины: показатели работы двух экскаваторов ЭКГ-10, а также двух ЭКГ-8И, производящих погрузку горной массы крепостью 10–12 по шкале профессора Протодяконова в автосамосвалы.

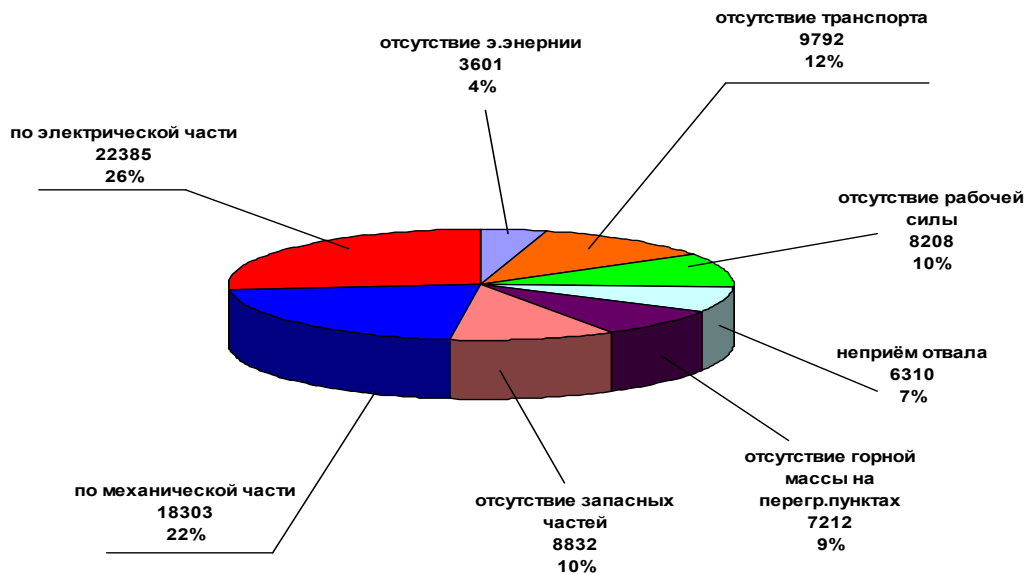


Рисунок 2 – Непланные простои экскаваторов в часах и процентах

Также анализировались показатели занятых на вскрышных работах экскаваторов: четырех механических лопат ЭКГ-8И и ЭКГ-10, два из которых – производят погрузку в железнодорожные составы и два – осуществляют погрузку в автосамосвалы. Данные о работе экскаваторов были обработаны и построена диаграмма суммарных простоев экскаваторов по механической и электрической части (рисунок 3).

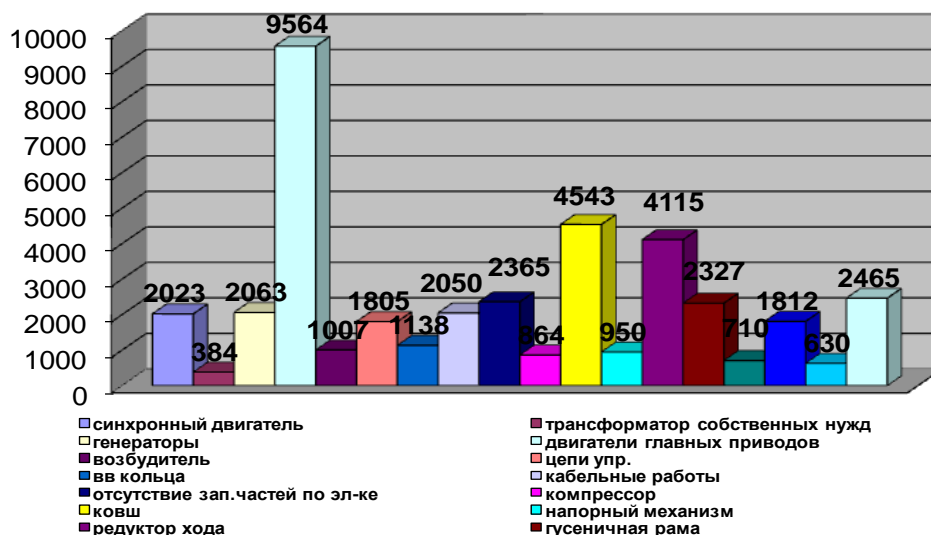


Рисунок 3 – Длительность простоев экскаваторов и их причины

Как видно из диаграммы основными причинами простоев являются ремонты двигателей главных приводов, ремонт ковша и ремонт редукторов хода.

Исходя из результатов исследований, можно сделать выводы о необходимости для снижения простоев карьерных экскаваторов ЭКГ-8И и ЭКГ-10, повышенного внимания к своевременному обслуживанию их двигателей главных приводов, редукторов хода и ковша.

РАЗГРУЗКА МАССИВА ПОРОД В ПРИКОНТУРНОЙ ОБЛАСТИ ВЫРАБОТКИ ГИДРООТРАБОТКОЙ

СИДЕЛЬНИК Е.О., ВАНДЫШЕВ А.М.

Уральский государственный горный университет

Для управления напряженно-деформированным состоянием в приконтурной области массива горных пород одиночной пластовой выработки, необходимо целесообразно воздействовать на массив определенными технологическими мероприятиями, в результате которых было бы возможно понизить уровень напряжений в непосредственной близости от контура выработки до такой величины, при которой выработка, закрепленная соответствующим типом крепи, находилась бы в длительно устойчивом рабочем состоянии.

Известен ряд таких мероприятий, прошедших опытно-промышленную проверку. К ним прежде всего следует отнести щелевую разгрузку, камуфлетное взрывание или бурение шпуров (скважин) для производства разгрузки приконтурной области массива и перемещения зоны повышенных напряжений (опорное давление) вглубь массива. Однако все эти способы не лишены недостатков, основными из которых являются:

– нарушение сплошности массива, что ухудшает условия устойчивости пород кровли за счет увеличения пролета выработки;

– локальная релаксация напряжений в области полостей разгрузки, после которой в течение некоторого времени напряжения восстанавливаются до первоначальных значений.

В связи с этим в предлагаемой работе предпочтение отдано методу разгрузки путем разупрочнения приконтурной области массива горных пород водным раствором активных веществ (ПАВ), подаваемыми в массив через шпуров под высоким давлением порядка 20–30 Мпа. Разгрузка производится вслед за проведением выработки или впереди очистного забоя вне зоны влияния очистных работ.

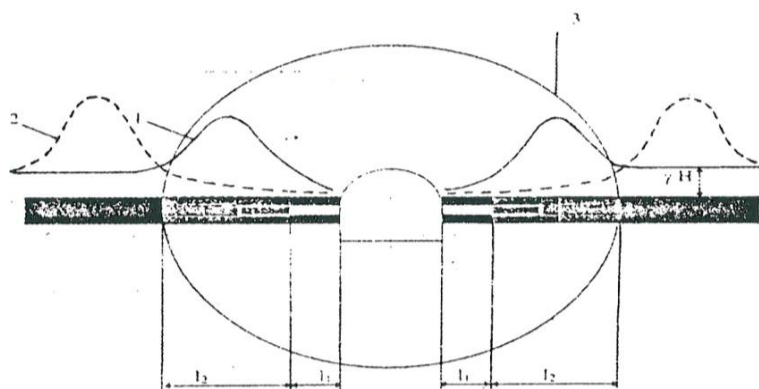


Схема перераспределения напряжений в приконтурной области выработки до и после разгрузки:

l_1 – зона герметизации, l_2 – зона гидрорыхления угля краевой части пласта,

1,2 – напряжения в зоне опорного давления до и после разгрузки, 3 – область разгруженных пород.

Способ основан на физическом эффекте действия безполостной релаксации напряжений и изменения физико-механических свойств пласта, обеспечивающих возрастание скорости релаксации напряжений и перемещение максимума опорного давления вглубь массива за зону обработанной водным раствором ПАВ краевой части пласта. При этом между максимумом опорного давления и выработкой располагается зона разгруженного массива, сохранившего несущую способность и обеспечивающего устойчивое состояние выработки.

Способ рекомендуется применять в одиночных выработках, поддерживаемые вне зоны влияния очистных работ, погашаемых за очистным забоем и в повторно используемых выработках, при отработки пластов с тяжелыми по нагрузочным свойствам кровлями и наличии в боках и почве выработки слабых пород.

Технология предусматривает использование серийно выпускаемого шахтного оборудования при выполнении следующих производственных операций:

- бурение шпуров по восстанию и падению пласта;
- герметизация устья шпура шланговыми герметизаторами или отрезками металлических труб, связанных со стенками скважины цементными растворами;
- нагнетание высоконапорной насосной установкой УГН-1 рабочей жидкости в шпуры.

В качестве рабочей жидкости при гидрообработке углей рекомендуется использовать техническую воду участкового пожарного водопровода с добавками поверхностно-активных веществ (типа сульфанол или ДБ, концентрация 0,2–0,3%). В этом случае высоконапорный насос подключается непосредственно к закрытой емкости с растворами ПАВ.

Контроль расхода жидкости нагнетаемой в скважину производится по показаниям счетчика-расходомера (типа ВКМ) или по измерению уровня жидкости в эффективности по влажности угля, отношение влажности до и после гидрообработки должна быть не менее 3.

Одним из главных достоинств способа является равномерное разуплотнение объема разгруженного массива без потери сплошности, вследствие чего разгруженный массив работает в режиме остаточной прочности и способен оказывать реактивное сопротивление боковым породам, обеспечивая тем самым совместно с крепью устойчивое состояние выработки в течение необходимого периода её поддержания.

ПРИНЦИП УЧЕТА ВЕРОЯТНОСТНОГО ХАРАКТЕРА ИСХОДНЫХ ДАННЫХ ПРИ РАСЧЕТЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ЭКСКАВАТОРНО-АВТОМОБИЛЬНОГО КОМПЛЕКСА

СТЕНИН Ю. В., ГАНИЕВ Р. С., ЧЕБОТАРЕВ И. С.
Уральский государственный горный университет

Производительность экскаваторно-автомобильного комплекса (ЭАК) определяет фактическую и возможную эффективность работы карьера. Сравнительный анализ плановой и фактической производительности ЭАК показывает значительное расхождение (до 50%) этих показателей, при этом величина расхождения варьируется в широком диапазоне в зависимости от типа применяемого горнотранспортного оборудования и горнотехнических условий. Причиной этого является вероятностный характер условий работы (качество дробления породы в развале горной массы, качество подготовки забоя, дорожного покрытия карьерных автодорог и т.д.), который приводит к значительной дисперсии значений длительности операций погрузочно-транспортного процесса, и, следовательно, обуславливает риск невыполнения ЭАК сменного задания.

В связи с этим в данной статье предлагается производить учет вероятностного характера исходных данных при расчете производительности ЭАК путём количественного учета риска невыполнения сменного задания ЭАК на этапе сменного планирования работ. Это позволит более рационально использовать техническую базу предприятия, снизить нагрузку на диспетчерскую службу, а также повысить надежность результатов планирования сменной производительности по комплексу.

Учет вероятностного характера исходных данных при планировании работы ЭАК возможно осуществить в несколько этапов:

1. Создание математической модели погрузочно-транспортного процесса

В качестве основного принципа расчета в модели может быть использовано моделирование по методу Монте-Карло, согласно которому величина риска невыполнения сменного задания определяется по следующей формуле:

$$R = 1 - P = 1 - \frac{N_y}{N},$$

где P – вероятность реализации ожидаемого результата работы системы, %; N_y – количество опытов имитационного моделирования с удовлетворительным результатом, ед.; N – общее количество опытов имитационного моделирования, ед.

2. Оценка степени влияния дисперсии основных элементов погрузочно-транспортного цикла автосамосвала на риск невыполнения им сменного задания

Исходной информацией для планирования резерва автосамосвалов с учетом риска являются данные о дисперсии горно-технических факторов по различным технологическим схемам, а так же статистические закономерности влияния этих факторов на показатели погрузочно-транспортного процесса. Получение этих закономерностей возможно путём проведения технического аудита на предприятии на основании данных GPS и результатов натурных исследований.

3. Расчет величины риска невыполнения сменного задания автосамосвалами в планируемых условиях на основании математического моделирования.

На основании результатов расчетов математической модели необходимо оценить распределение вероятностей реализации плановой производительности автосамосвала (рис. 1). Площадь под графиком, заключенная между минимальным и планируемым значениями производительности, отражает величину риска невыполнения сменного задания.

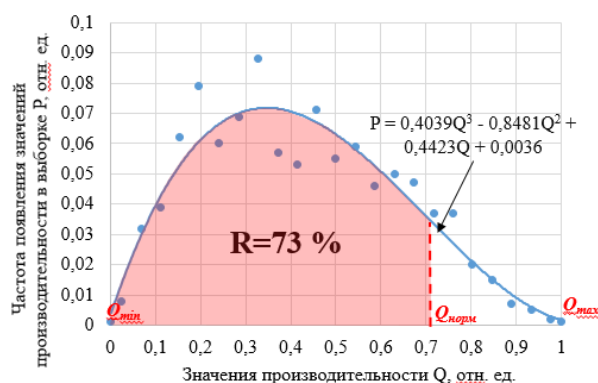


Рисунок 1 – График распределения вероятности реализации производительности БелАЗ-7555 по результатам моделирования

Численное значение риска невыполнения сменного задания (R) определяется отношением данной площади к общей площади под графиком через интегральную формулу:

$$R = \frac{\int_{Q_{\min}}^{Q_{\text{норм}}} f(Q) dQ}{\int_{Q_{\min}}^{Q_{\max}} f(Q) dQ} \cdot 100,$$

где Q_{\min} – минимально возможная величина производительности автосамосвала по результатам расчетов математической модели, отн. ед.; Q_{\max} – максимально возможная величина производительности автосамосвала по результатам расчетов математической модели, отн. ед.; $Q_{\text{норм}}$ – нормативная величина производительности автосамосвала, рассчитанная без учета вероятностных факторов, отн. ед.

4. Проверка уровня риска по предельно допустимой его величине и определение нормы производительности автосамосвала с учетом риска.

Предельно допустимый уровень риска (R_{np}) является статистически определяемой величиной, показывающей среднюю величину риска, с которой автосамосвал в заданных условиях выполнял сменный план. Установить данную величину для конкретного предприятия возможно путём оценки уровня риска невыполнения сменного задания автосамосвалом за минувшие смены и сопоставления величины плановой и фактической производительности автосамосвала в эти периоды. Например, по данным ОАО «Ураласбест» и ОАО «Качканарский ГОК-Ванадий» величина уровня риска в среднем по всем моделям автосамосвалов составляет 34-38%. Так же в качестве определения предельно допустимого уровня риска можно воспользоваться обратной функцией опасения, предлагаемой в трудах А.И. Арсентьева.

Величина производительности автосамосвала Q_R , соответствующая значению R_{np} на графике, выражается следующим образом:

$$\int_{Q_{\min}}^{Q_R} f(Q) dQ = \frac{R_{np}}{\int_{Q_{\min}}^{Q_{\max}} f(Q) dQ \cdot 100}.$$

Таким образом, в процессе оперативного планирования производительности ЭАК целесообразно учитывать риск невыполнения сменного задания автосамосвалами по каждой технологической схеме, основываясь на статистических данных конкретного предприятия или предприятий-аналогов о вероятностных закономерностях распределения характеристик условий работы и параметров погрузочно-транспортного процесса. Данный подход ожидаемо увеличит эффективность использования парка техники на предприятии и повысит точность планирования в целом.

ОБСЛЕДОВАНИЕ ЗАТОПЛЕННЫХ СТВОЛОВ СТРОЯЩЕГОСЯ ЧЕЛЯБИНСКОГО МЕТРОПОЛИТЕНА

СЫНБУЛАТОВ В. В.

Уральский государственный горный университет

В ноябре 2013 г. сотрудники кафедры шахтного строительства, включая автора, принимали участие в детальном обследовании технического состояния затопленных стволов №249 и №254 строящегося метрополитена г. Челябинска. Необходимость оценки технического состояния обследуемых объектов была вызвана тем, что с момента их сооружения прошел длительный срок, за который могли произойти деформации и повреждения строительных конструкций. Результаты детального обследования были учтены при проектировании строительства метрополитена (*Обследование затопленных стволов №249 и №254 объекта: Строительство первого пускового участка первой линии метрополитена от станции «Тракторозаводская» до станции «Проспект Победы» в г. Челябинске. ООО «УЦДСК», Екатеринбург, 2013.*).

В ходе работы по обследованию технического состояния строительных конструкций подземных сооружений строящегося метрополитена были изучены следующие материалы:

- проектная документация;
- исполнительная документация;
- ТУ (рабочие чертежи) на обделку.

Затопленные стволы №249 и №254 не сданы в эксплуатацию и являются объектами незавершенного строительства. Стволы выполнены в основных конструкциях (без постоянного технологического наполнения). Метрополитен Челябинска не является действующим, поэтому часть требований нормативных документов на построенные выработки не распространяется.

В соответствии со ст. 4 пп. 7, 8, 9 Федерального закона от 30.12.2009 № 384-ФЗ строительные конструкции подземных сооружений метрополитена г. Челябинска относятся к повышенному уровню ответственности.

Обследование строительных конструкций подземных сооружений метрополитена проводилось в соответствии с требованиями и рекомендациями действующих нормативных и иных документов.

В результате изучения предоставленной технической документации устанавливались отступления от проекта при строительстве и соответствие строительных материалов требованиям проекта.

Программа обследования включала три этапа:

Первый этап. Предварительное (визуальное) обследование. Обмерные работы. Этап включает:

- сбор и анализ технической документации и прочей информации об объекте обследования по литературным и др. источникам;
- проведение визуального обследования строительных конструкций стволов;
- выполнение измерений для уточнения отдельных размеров конструкций и определения параметров дефектов и повреждений;
- выбор порядка и схем проведения обследований (визуальных и инструментальных);
- подбор и подготовку оборудования и приборов.

Второй этап. Обследование подземных сооружений. Этап включает:

- инструментальное обследование конструкций обследуемых выработок;
- выполнение измерений для уточнения отдельных размеров конструкций и определения параметров дефектов и повреждений;
- анализ и выявление причин возникновения дефектов и повреждений, их влияние на состояние сооружения, способов их устранения и предотвращение развития.

Третий этап. Камеральные работы. Этап включает: составление Заключения о возможности и условиях эксплуатации объекта.

Ствол № 249 во время эксплуатации метрополитена будет использоваться в качестве вентиляционного ствола и запасного выхода. Строительство ствола завершилось в 1997 г. В 1999 г. из-за отсутствия финансирования ствол был затоплен и законсервирован. Обделка ствола выполнена из чугунных тюбингов $D_n/D_v = 5.5/5.1$ (55Н, 55С, 55К; ТУ 35-521-90). Основание зумпфа закреплено монолитным бетоном толщиной 540 мм. С отметки -23 м (от отметки нулевой рамы) на оставшуюся глубину ствола был выполнен тампонаж пород из забоя с целью предотвращения снижения уровня грунтовых вод и просадок грунта под основаниями зданий. На всем протяжении обделки выполнено первичное и контрольное нагнетание. Чеканка швов не выполнена.

Назначение ствола № 254: выдача горной массы, спуск и подъем материалов, людей, оборудования, вентиляция, запасной выход на поверхность. Ствол пройден с применением буровзрывных работ. После строительства 1-го пускового участка 1-линии метрополитена ствол будет использоваться в качестве вентиляционного. Работы по строительству ствола были завершены в 2001 г. после чего он был частично затоплен грунтовыми водами. Ствол не находился на консервации и является объектов незавершенного строительства.

В настоящее время ствол №254 не эксплуатируется. Имеется надшахтное здание и смонтирована подъемная установка, но не сдана в эксплуатацию. Территория промплощадки ограждена и находится под охраной.

Для проведения работ по обследованию внутренних конструкций ствола была произведена откачка воды до отметки -44,0 м (от отметки нулевой рамы) и проветривание.

При визуальном осмотре конструкций стволов выявлены следующие дефекты и повреждения:

- локальные незначительные течи грунтовых вод через стыки тюбингов (причиной является отсутствие чеканки швов);
- незначительные высолы через стыки тюбингов (причиной является отсутствие чеканки швов);
- незначительная поверхностная коррозия всех металлических конструкций (элементов нулевой рамы, тюбингов, ходового отделения);
- в отдельных пролетах ходового отделения частично или полностью отсутствует ограждение.

Зафиксированные дефекты и повреждения незначительны (характерны для аналогичных конструкций) и не влияют на несущую способность.

Повреждений и деформаций тюбингов не выявлено. Признаков геомеханического воздействия на обделку не обнаружено. Сечение стволов соответствует проектному.

По результатам обследования можно сделать следующие выводы:

- отступлений от проекта не выявлено;
- состояние обделки, и ходового отделения в целом оценивается как работоспособное.

При возобновлении работ на стволах можно дать следующие рекомендации по дальнейшей эксплуатации:

- осуществить чеканку швов тюбингов;
- выполнить защиту всех металлических конструкций от коррозии.
- восстановить целостность ограждения ходового отделения.

При возобновлении работ на стволах №249 и №254 через длительное время обязательно повторное обследование конструкций стволов, поскольку техническое состояние конструкций может измениться.

ОБЕСПЕЧЕНИЕ СЕЙСМОБЕЗОПАСНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПРОХОДКЕ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК ЕКАТЕРИНБУРГСКОГО МЕТРОПОЛИТЕНА

СЫНБУЛАТОВ В. В.

Уральский государственный горный университет

При проходке подземных горных выработок Екатеринбургского метрополитена 1-й линии широко применялся буровзрывной способ. Так как строящиеся линии метрополитена были запроектированы под густо заселенной застройкой, то при их сооружении необходимо было применять сейсмобезопасную технологию взрывных работ для защиты охраняемых объектов. Ввиду разнообразия горно-геологических условий на трассах метрополитена и характеристик охраняемых объектов проводились периодические инструментальные исследования и систематический анализ сейсмического воздействия взрывов.

Благодаря таким исследованиям [1, 2, 3, 4], проведенным специализированными организациями: Институтом горного дела Уральского отделения РАН (1997 г.), Центром взрывного дела при УГГГА (2002 г.), Научно-производственным предприятием «Взрывтехнология» (2003 г.), и Уральским государственным горным университетом (2006 г.), с учетом рекомендаций Уральского института геомеханики (1994 г.), института «Уралгипротранс» и Уральской государственной академии путей сообщения УГАПС (1997 г.), скорректирована проектная документация по взрывным работам и разработана сейсмобезопасная технология их производства на объектах Екатеринбургского метрополитена.

При сооружении подземных выработок метрополитена объектами исследований и охраны являлись:

- театр «Эстрады» в 1993 г.;
- строения № 29 и № 31 по ул. 8 Марта в 1994 г.;
- здание Екатеринбургского цирка в 1997 г.;
- пятиэтажный жилой дом № 55 и девятиэтажный жилой дом № 57 по ул. 8 Марта (2003 г.);
- многоэтажный жилой дом по ул. 8 Марта, 181, корпус 6 (2006 г.).

На основании проведенных опытных взрывов по существовавшей в тот период технологии взрывных работ с использованием электродетонаторов мгновенного и замедленного действия (2003 г. и ранее) были сделаны следующие выводы. Необходимо:

- снижать в 1,5–2 раза массу зарядов во врубной серии, по сравнению с последующими сериями замедлений;
- удлинять импульс взрыва за счет увеличения количество серий замедлений и интервалов замедлений до 75–100 мс вместо 35–50 мс;
- вести систематическое наблюдение за развитием трещин в стенах здания и деформацией фундамента дома № 55 по ул. 8 Марта;
- накапливать информацию по сейсмике взрывов путем систематических инструментальных наблюдений с помощью простых, экономичных и надежных методов и приборов;
- для повышения безопасности взрывных работ перейти с электрических систем инициирования (ЭД–ЗН) на неэлектрические системы (типа СИНВ, ЭДИЛИН и др.)

Результаты проведенных исследований по сейсмике взрывов следует учитывать на стадии проектирования взрывных работ.

В качестве такого примера можно привести сооружение вертикального ствола № 16 на участке между станциями «Чкаловская» и «Ботаническая» в непосредственной близости от 18-этажного многоквартирного дома по ул. 8 Марта, 181, корпус 6 (охраняемый объект). Разработанный Уральским государственным горным университетом (УГГУ) проект буровзрывных работ на проходку данного ствола предусматривает сейсмобезопасную технологию взрывных работ. Здание сдано в эксплуатацию в 2006 году и имеет

железобетонный каркас без антисейсмического усиления, его техническое состояние исправное. Минимальное расстояние от ствола до здания в плане около 42 м. Остальные здания и коммуникации находятся на расстояниях, значительно превышающих 42 м, и поэтому они не рассматривались.

Сейсмобезопасные параметры взрывных работ при наличии экспериментальных данных по замеру сейсмических колебаний определяются по формуле (3). Ввиду их отсутствия сейсмобезопасная величина одновременновзрывааемых зарядов ВВ предварительно, без сейсмологических исследований оценивалась по формуле [5]:

$$Q = \frac{u_0^2 \cdot R^4}{C_p} \cdot 10^{-3}, \text{ кг} \quad (5)$$

где u_0 – допустимая скорость колебаний грунта в основании охраняемых объектов, см/с; C_p – скорость продольной упругой волны в массиве горных пород, м/с.

В зависимости от глубины забоя (места производства взрывных работ) по формуле (5) определены допустимые массы одновременно взрывааемых зарядов. Расчет параметров буровзрывных работ выполнен по методике проф. Н.М. Покровского. Для снижения сейсмического воздействия взрывных работ и повышения их качества при применении системы неэлектрического взрывания с низкоэнергетическими волноводами СИНВ-Ш приняты интервалы замедления, мс: 0, 75, 250, 450, 1000, 1500, 2000, 2500, 3000, 3500, 4000, 4500.

В экспертизе проекта, выполненной ООО «Центр взрывного дела при УГГГА», указано на необходимость при производстве первых взрывов выполнить три инструментальных замера скорости колебания грунта в основании охраняемого объекта для уточнения и подтверждения расчетов сейсмобезопасных параметров взрывных работ.

Такие измерения выполнены НПО УГГУ в январе-феврале 2007 г. Регистрация сейсмических колебаний по трем осям X, Y и Z производилась датчиками СВ1-10 и СГ1-10 с регистрацией приборами Регистр-3К (регистратор сейсмических сигналов) и АИР (автономный измеритель-регистратор напряжений), а также трехкомпонентным датчиком GS-3С с записью на прибор УРАН-Интелекон.

На основании проведенных инструментальных измерений установлено, что фактические скорости колебаний (0,19-0,41 см/с) значительно ниже допустимой скорости колебаний в 2 см/с, что подтверждает результаты ранее выполненных расчетов. Следовательно, отсутствует необходимость проводить корректировку принятых параметров буровзрывных работ.

Итак, за годы строительства 1-й линии метрополитена накоплен опыт влияния сейсмического воздействия взрывных работ на охраняемые объекты, что может являться основой для разработки сейсмобезопасной технологии взрывных работ при строительстве 2-й линии метрополитена.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Экспертное заключение об уровне возможного сейсмического воздействия взрывных работ при проходке камеры № 38 и правого перегонного тоннеля на здание, расположенное по адресу ул. 8 Марта, 55 / Е.С.Горев, М.В.Корнилков. Екатеринбург, 27.03.2002.
2. Проведение сейсмометрических замеров при производстве взрывных работ на проходке тоннеля возле дома № 55 по ул. 8 Марта. Екатеринбург: ООО НПП «Взрывтехнология», 2003.
3. Проект буровзрывных работ на проходку ствола № 16 между станциями «Чкаловская – Ботаническая». Екатеринбург: УГГУ, 2006.
4. Акт о результатах замеров скорости колебаний грунта в основании охраняемого объекта при проходке ствола № 16. Екатеринбург: НПО «УГГУ», 2007.
5. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М.: Недра, 1976.

КАТЕГОРИИ КАЧЕСТВА ПРОДУКЦИИ

ПАПУНИН А. О., ГУСМАНОВ Ф. Ф.

Уральский государственный горный университет

Управление качеством продукции горного производства – раздел горной науки, рассматривающий вопросы формирования качества рудного сырья на всех этапах добычи и переработки. Что же такое *качество продукции*? Обобщая многие определения этого термина, можно сказать, что это совокупность потребительских свойств продукции, определяющих в фиксированных условиях потребления (в соответствии с её назначением) степень удовлетворения определенных потребностей в конкретных социально-экономических условиях.

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

Одно из направлений науки о качестве продукции – квалиметрия. Продукция горной промышленности относится к первой группе – сырье и природное топливо (руды, концентраты, разные виды топлива, и неметаллические ископаемые).

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

Для более подробного описания качества на каком-либо этапе добычи или по какому-либо доминантному свойству, выделяют несколько видов типов качества продукции горного производства: производственное качество, потребительское качество, абсолютное качество, символизирующее качество, природное качество. Каждый из этих типов качества характеризует качество рудного сырья с разных сторон. Сам термин *качество рудного сырья* – обозначает качество на каком-то этапе добычи и переработки.

Показателями качества продукции могут быть лишь те, которые не только регистрируют, но и отражают динамику качества. Это позволяет оценить достигнутые успехи и неудачи в области повышения качества продукции.

Для оценки качества продукции используют следующие виды показателей: показатели назначения (полезный эффект использования продукции по назначению), показатель технологичности (оригинальность и эффективность решения, приводящая к снижению затрат на ее производство и потребление), экономические показатели (себестоимость, стабилизация качественно – технологических свойств)

Управление качеством продукции горного производства на современном этапе развития народного хозяйства с переходом на рыночную экономику рассматривается как важное средство повышения эффективности освоения недр в условиях понижения глубины ведения горных работ, ухудшения горно-геологических и горно-технических условий разработки месторождений, снижение качественных свойств руд в недрах, вовлечения в разработку труднообогатимых руд сложного минерального состава и обеспечения высоких технико-экономических показателей всего цикла создания конечной продукции – металла.

Горный инженер – технолог горного производства обязан знать и управлять качеством продукции горного производства, и в условиях изменения (ухудшения) горно-геологических факторов, снижение качества руды в недрах и в рудной массе, принять соответствующие решения в повышении эффективности горнорудного производства, а в худших обстоятельствах вывести его из нерентабельного в рентабельное.

ТРЕБОВАНИЯ К КАЧЕСТВУ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

ПАПУНИН А. О., ГУСМАНОВ Ф. Ф.

Уральский государственный горный университет

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

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

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

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

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

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

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

Сырье, направляемое на металлургический передел, должно удовлетворять и жестким требованиям в отношении гранулометрического состава. Гранулометрический состав руды оказывает влияние на проходимость газов через шихту.

Таким образом, требования к качеству полезного ископаемого в зависимости от их функционального назначения определяются последующим признакам: химическому и минералогическому составу, физико-механическим свойствам, текстурным и структурным особенностям строения полезного ископаемого, прочим свойствам (гранулометрическому составу, влажности, флотационным свойствам).

ДОБЫЧА ПОТЕРЯННЫХ ЗАПАСОВ ВЫПУСКОМ В ТЯЖЕЛЫХ СУСПЕНЗИЯХ

ХАРИН А.Д., БЕРКОВИЧ В.М.
Уральский государственный горный университет

Разработка медно-колчеданных месторождений Урала ведётся главным образом системами с обрушением, когда выпуск отбитой в блоке руды происходит под обрушенными налегающими породами. Основными источниками и видами потерь при этих системах разработки являются потери руды в гребнях между выпускными дучками и потери руды, остающейся на поверхности лежачего бока.

Размеры гребней зависят, главным образом, от расстояния между выпускными дучками. Сказывается также и качество отбитой в блоке руды, так как при высоком содержании выпуск руды до браковочного содержания должен быть более продолжительным, что неизбежно приведет к сокращению потерь в гребнях при одновременном увеличении разубоживания.

Сокращение таких потерь возможно за счёт подрезки пород лежачего бока. Поверхность руды, теряемой в гребнях, и руды, оставшейся на лежачем боку залежи, формируется под углами откоса гребня δ , величина которых почти в два раза превышает углы естественного откоса ϕ . Зависимость угла δ от угла ϕ , град выражается формулой

$$\delta = \arctg [\operatorname{ctg}^2 (90 - \phi)/2].$$

Средняя высота гребня, м:

$$h_r = 0,5[(S - d)/2 + (S\sqrt{2} - d)/2] \operatorname{tg} \delta = (0,6 S - 0,5d) \operatorname{tg} \delta.$$

Объем полуэллипсоида пустых пород, располагаемых над выпускной дучкой, м³, составит

$$V_b = (2\pi S^2/3 \cdot 4) (h_r + 0,5d).$$

На долю теряемой в гребнях руды, м³, придётся

$$S^2 h_r - \pi S^2/6 (h_r + 0,5d) = 1,05 S^2 (S - 1).$$

При высоте блока H и коэффициенте разрыхления $K_p = 1,3$ окончательная формула для определения потерь в гребнях, %, будет

$$\Pi = (1,05 S - 1,05) 100/H_{кр} = (0,8 S - 0,8) 100/H_{кр}.$$

Для добычи руды, потерянной при выпуске под обрушенными налегающими породами, в гребнях между выпускными дучками и на поверхности лежачего бока, нами был предложен геотехнологический способ (а.с. № 1492825).

Добычу потерянных запасов в выработанном пространстве над выпускными дучками и в гребнях между выпускными дучками предлагается вести дополнительным выпуском в тяжелых суспензиях. Сущность предложенного способа заключается в следующем. Отработке подлежат руды, находящиеся в кусковом или сыпучем состоянии и разубоженные вмещающими породами, например, оставшиеся при массовом выпуске. Подготовка блока состоит из проходки вертикальной и горизонтальной выработок, оборудования скважин для подачи раствора, изоляции очистного блока, методом зонной инъекции. В рудный массив подают раствор, плотность которого доводят до плотности вмещающей породы, но не менее плотности

руды. За счет разности плотности пустые породы всплывают, а рудная масса концентрируется в нижней части обрабатываемого пространства. Осуществляют выпуск руды и транспортируют ее в потоке тяжелого раствора. При достижении места складирования и снижения скорости потока, за счет увеличения сечения транспортной выработки, горная масса выпадает в промежуточные бункера для руды и для породы. Раствор из вертикальной выработки перекачивают в отработанное пространство и цикл повторяют. Последовательность операций при реализации предложенного способа осуществляется в следующем порядке.

Технология изоляции выемочного блока методом зонной инъекций потребовала разработки специального иньектора для раздельного бетонирования и нагнетания вязущего раствора.

Иньектор состоит из отдельных метровых секций, которые представляют собой концентрично расположенные трубы (наружные и внутренние). Он снабжен наконечником и съемной крышкой. В днище крышки вставлен поворотный патрубок, снабженный рукояткой, взаимодействующей с внутренней перфорированной трубой. Патрубок на крышке зафиксирован пальцем, закрепленным на рукоятке тросиком. Иньектор посредством хомута соединен с телескопным пневматическим перфоратором, осуществляющим погружение иньектора в закладочный массив и его извлечение. Секции наружной трубы и крышка иньектора маркированы порядковыми номерами и стыкованы строго по контрольным рискам. При правильной сборке риски на всех секциях наружной трубы и крышке должны лежать на одной прямой.

При изготовлении тяжелых растворов в качестве утяжелителя используют следующие вещества: пирит (5 г/см^3), магнетит ($5,2 \text{ г/см}^3$), ферросилиций ($6,8 \text{ г/см}^3$) и галенит ($7,5 \text{ г/см}^3$). Для расчета количества утяжелителя, необходимого для получения жидкости заданной плотности, кг, пользуются формулой

$$P = V\gamma(\gamma_c - 1)/(\gamma - 1),$$

где V – объем жидкости, м^3 ; γ – плотность утяжелителя, кг/м^3 ; γ_c – плотность тяжелой жидкости, кг/м^3 .

Для тяжелой жидкости существует показатель, характеризующий её транспортные способности, – условная кинетическая вязкость (ν). В лаборатории опытным путем определяют скорость вытекания определенного объема воды (из капилляра) t_b и тяжелой суспензии t_c и находят их отношение $E = t_c/t_b$, а затем вычисляют условную кинетическую вязкость, $\text{м}^2/\text{сек}$, по формуле:

$$\nu = 7,6E(1 - 1/E^3).$$

Таблица 1 – Значения E при разных утяжелителях

Утяжелитель	Плотность тяжелой жидкости, г/см^3	Содержание твёрдого, г/л	Содержание твердого по объему, %	E
Пирит или магнетит	1,50	680	12,5	1,04
	1,80	1000	20,0	1,14
	2,00	1250	25,0	1,22
Галенит	2,00	1200	19,0	1,16
	2,80	2100	33,0	1,15
	3,00	2380	38,0	1,19
Ферросилиций	2,50	1760	26,0	1,44
	2,80	2100	31,0	1,46

С использованием известных формул из практики обогащения руд в тяжелых средах расход жидкости, перекачиваемой насосом, $\text{м}^3/\text{с}$, определяется по формуле:

$$Q = S_{\text{выр}}[V_0 - \sqrt{S(V_{\text{г}}^2 - V_{\text{н}})}],$$

где Q – расход рабочей жидкости, $\text{м}^3/\text{с}$; $S_{\text{выр}}$ – сечение выработки в свету, м^2 ; V_o – средняя скорость течения жидкости в слое с высотой равной диаметру частицы, $\text{м}/\text{с}$; V_r – гидравлическая крупность частиц руды, $\text{м}/\text{с}$; V_H – составляющая скорости жидкости по нормали к поверхности.

Несмотря на естественные трудности освоения новой горной технологии, при повторной добычи потерянных руд из обрушения может быть обеспечено снижение затрат на добычу и переработку за счёт использования капитальных и подготовительных выработок, пройденных при первичной разработке, малым объёмом нарезных работ на 1000 т добываемой руды и отсутствия затрат на отбойку руды, не учитываются статьи затрат амортизационные отчисления на погашение капитальных работ, эксплуатацию зданий и сооружений, которые начислялись ранее при погашении балансовых запасов, добытых при первичной отработке. В результате себестоимость при повторной отработке оказывается ниже, чем при первичной.

ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК В СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ ШАХТЫ «СОКОЛОВСКАЯ» (РЕСПУБЛИКА КАЗАХСТАН)

ХЛЕБНИКОВ П.К., КОРНИЛКОВ М.В.

Уральский государственный горный университет

Устойчивость подземных горных выработок, прежде всего, зависит от свойств и способности окружающего приконтурного массива сопротивляться действию растягивающих, сжимающих и сдвиговых напряжений под влиянием статистических и динамических внешних нагрузок.

Свойства горных массивов достаточно разнообразны, и для описания их характеристик возникла необходимость систематизации и сведения к общему числовому показателю разрозненных данных в классификации [1]. Использование классификаций требует наличие характеристик массива, а их применение в конечном итоге позволяет принять определенные решения.

В мировой практике на сегодняшний день существуют две основные классификации: критерий устойчивости Q Н. Бартона (совместно с Р. Лиеном, и Дж.Дюндом) и рейтинг массива горных пород RMR З. Бенявского, который в свою очередь Д. Лобшир модифицировал в MRMR (горный рейтинг массива горных пород) путем добавления поправочных коэффициентов. Впоследствии появилась рейтинговая классификация А. Пальстрома под названием RMI (*RockMassIndex*), которая предусматривает количественную оценку трещин и является самой молодой и обширно используется во всем мире.

Своеобразная классификация изложена в «Инструкции по креплению горизонтальных горных выработок и их сопряжений на шахте «Соколовская» и предложена на Соколовском подземном руднике (ныне шахте «Соколовская») в 1986 г. Инструкция разработана ИГД МЧМ СССР. В 2013 г. инструкция переработана ТОО «Проектно-изыскательский центр по горному производству» (г. Алматы, Республика Казахстан). В инструкции освещены вопросы определения устойчивости горного массива и крепления горных выработок при ведении горнопроходческих работ. Определение параметров устойчивости определяется по ряду показателей: по классификации пород и руд шахтного поля; по трещиноватости (среднее расстояние между трещинами, интенсивность трещиноватости, коэффициент структурного ослабления); по углу простирания трещин к оси горной выработки; по выходу керна; по размеру зоны возможного обрушения; по допустимому времени обнажения пород. Определение критерия устойчивости пород в выработках зависит от форм проявлений горного давления (вида потери устойчивости) в выработках.

В соответствии с действующей «Инструкцией...» на руднике действует классификация, включающая 5 категорий устойчивости пород в выработках. Категория устойчивости приконтурного массива устанавливается в зависимости от размера зоны возможного обрушения в кровле выработки и структурных свойств массива. Оценка устойчивости пород в выработках сводится к прогнозу вида нарушения устойчивости и отнесению рассматриваемых условий к одной из 5 категорий, для которых рекомендуется применение определенных видов крепи [2].

Во множестве случаев для IV категории устойчивости принятый критерий не верно определяет оптимальный вид крепи. Так, зона возможного обрушения при IV категории устойчивости составляет от 1,0 до 2,5 м. При этом максимальная нагрузка со стороны кровли (при объемном весе пород 27 кН/м^3) составит $67,5 \text{ кН/м}$ при шаге установки крепи 1,0 м.

Согласно обработанных данных по этажным подготовительным выработкам, пройденным в породах IV категории устойчивости, вне зоны влияния очистных работ достаточно установки металлической крепи из специального взаимозаменяемого профиля СВП-22 с шагом 1 м. При этом выработки, находящиеся вблизи очистных работ, периодически оказываются или в зоне опорного (повышенного) давления или в зоне разгрузки (при этом

прочность любого массива на растяжения практически равна нулю). В данной ситуации металлическая крепь из СВП-22 не обеспечивает устойчивости выработок. Поэтому для решения данной проблемы требовались дополнительные материальные и трудовые затраты на установку дополнительных комплектов крепи с уменьшением шага крепи до 0,5 м, что привело к увеличению металлоемкости и трудозатрат.

С целью повышения несущей способности рамной крепи, на кафедре шахтного строительства УГГУ выполнены расчеты с использованием программы RAMKREPi найдены рациональные способы повышения несущей способности рам крепи[3]. Кроме того, доказано, что с увеличением соотношения между боковой и вертикальной нагрузок (q_6/q_v) на крепь увеличивается максимальный изгибающий момент в раме крепи, а значит увеличивается типоразмер спецпрофиля, график зависимости представлен на рисунке 1.

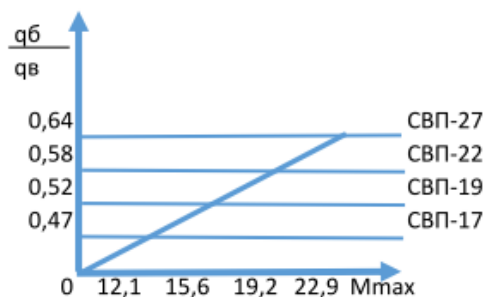


Рисунок 1 – Зависимость максимального изгибающего момента в арочной крепи выработки (высота $h=3,1$ м; ширина $b=3,1$ м) в зависимости от соотношения боковой и вертикальной нагрузки

Для решения проблемы достоверного прогноза устойчивости горного массива, по нашему мнению, целесообразно внести корректировку в оценку категорий устойчивости, разделив IV категорию на две (IV_a и IV_6). К категории IV_6 рекомендуется относить выработки заложенные в зоне влияния очистных работ. Для этих выработок рекомендуется использовать комбинированную рамно-анкерную крепь с механической связью между рамой и анкерами. В этом случае после возведения крепи начинает работать система «крепь-массив», и укрепленный приконтурный массив становится элементом крепи, увеличивая несущую способность крепи и повышая её надежность. Предложенную крепь целесообразно возводить в составе проходческого цикла до начала влияния очистных работ.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Панин И.М., Ковалев И.А. Задачник по подземной разработке рудных месторождений. М.: Недра, 1984. 181 с.
2. Инструкция по креплению горизонтальных горных выработок и их сопряжений на шахте «Соколовская» АО «ССГПО». ТОО «Проектно-изыскательский центр по горному производству». Алматы, 2013. 88 с.
3. Глубоковских Ю.С., Хлебников П.К. Способы повышения несущей способности металлической арочной крепи с использованием управляющих силовых воздействий (на примере шахты «Соколовская»). Уральская горная школа – регион: сб. докл. Екатеринбург, 2014. С. 307–309.

АНАЛИЗ СПОСОБОВ СТРОИТЕЛЬСТВА ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ В УСЛОВИЯХ ПЛОТНОЙ ГОРОДСКОЙ ЗАСТРОЙКИ

ШМАКОВ А.Ф., ВИКУЛОВ В.М.

Уральский государственный горный университет

Мировая и отечественная практики свидетельствуют о значительном градостроительном эффекте использования подземного пространства. В подземном пространстве крупнейшего города может находиться до 70 % общего объема гаражей, до 80 % – складов, до 50 % – архивов и хранилищ, до 35 % – учреждений, производственных цехов, НИИ, вузов и др.

Строительство подземных сооружений в условиях города, когда строительная площадка стеснена и ограничена зданиями и сооружениями, подземными коммуникациями, дорогами и объектами благоустройства, должно выполняться не только с учетом требований строительных норм и правил к надежности строящихся объектов, но также с учетом требований минимально-допустимого влияния на существующие строения и геологическую среду.

Открытый способ строительства подземных сооружений значительно облегчает условия их возведения, так как создается возможность широкого применения высокопроизводительных машин общестроительного назначения, использования крупноразмерных конструкций при неограниченном фронте работ, внедрения современных эффективных геотехнологий.

Классификация современных методов крепления котлована при строительстве подземного сооружения открытым способом приведена на схеме (рисунок 1).

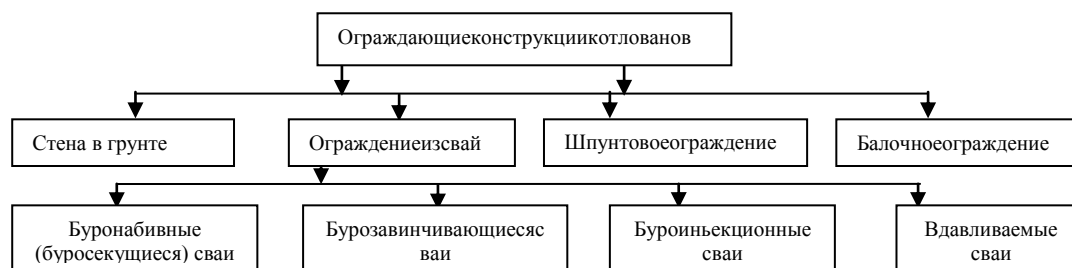


Рисунок 1 – Схема классификации ограждений стен котлованов

1. *Ограждение котлованов способом «стена в грунте»* является одним из прогрессивных и универсальных для устройства подземных сооружений, возводимых в открытых котлованах. Различают три типа стен: несущие, ограждающие и противофильтрационные; по технологии – монолитные, сборные и сборно-монолитные стены, устраиваемые в зависимости от грунтовых условий площадки строительства с помощью грейфера или гидрофрезы. Строительство способом «стена в грунте» позволяет осуществлять строительство в непосредственной близости от существующих зданий и сооружений. Для обеспечения устойчивости стенок выработки, в захватку непрерывно подается цементно - бетонный раствор. После разработки грунта до проектной отметки производится установка ограничителей для устройства соседних захваток, затем устанавливается арматурный каркас, после чего захватка заполняется бетоном методом ВПТ. Главным плюсом данного вида ограждения котлована является большая жесткость и герметичность конструкции, а также более высокая скорость производства работ по сравнению с ограждением котлована из буронабивных свай. Однако при производстве работ требуются дополнительные площади для установки бетонного завода, что в условиях плотной городской застройки достаточно сложно, в тоже время падение уровня цементно-бетонного раствора в разрабатываемой захватке способно повлечь обсыпание её стенок.

2. Ограждения котлованов из буронабивных свай (БНС) выполняется в двух вариантах в зависимости от геологических условий площадки строительства. Первый вариант – ограждение котлована из бурокасательных свай (БКС) представляет собой ряд армированных свай, выполненных с шагом, равным диаметру самих свай. Такой вид ограждения из буронабивных свай применяется в тех случаях, когда грунтовые воды расположены ниже дна проектируемого котлована и нет опасности их инфильтрации в котлован. Вторым вариантом – ограждение котлована из буроэкерных свай (БЭС) представляет собой ряд чередующихся армированных и неармированных свай, выполненных с шагом, равным 0,7–0,8 диаметра свай. За счет монолитности конструкции данный вид ограждения обеспечивает при качественном выполнении работ защиту от грунтовых вод. Наиболее технологичными получаются сваи устраиваемые методом «полого шнека» (англ. CFA). Отличием данного типа от обычных буронабивных свай является то, что процесс бурения происходит без выемки грунта. По достижении проектной глубины сваи производится подача бетонной смеси с помощью бетононасоса непосредственно через шнек. Одновременно с подачей бетона шнек извлекается из тела сваи вместе с грунтом. После окончания бетонирования производится погружение армирующего элемента с помощью вибропогружателя. Основным плюсом данной технологии является скорость производства работ, которая превосходит технологию устройства буронабивных свай под защитой обсадных труб в 3–10 раз.

3. Балочно-шпунтовое ограждение котлована – наиболее распространенный тип

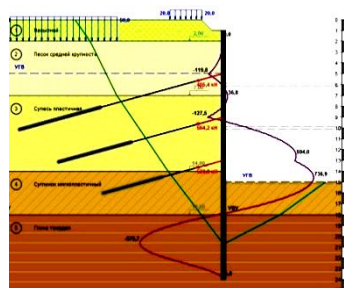


Рисунок 2 –
Расчетная схема консольного
ограждения

консольного ограждения котлована с деревянной затяжкой. В качестве несущих стальных элементов, как правило, используют трубы или двутавры, которые погружают в пробуренные лидерные скважины или задавливают. По мере разработки грунта в промежутках между трубами устанавливается забирка, в качестве которой используется затяжка из досок либо металлический лист. Погружение элементов такого шпунтового ограждения выполняется в предварительно пробуренные скважины, заполненные цементно-песчаным раствором. Затем под давлением подается раствор цемента, после чего туда погружают двутавры или трубы. Данная технология ограждений котлованов не дает скважинам осыпаться и позволяет значительно увеличить

несущую способность балки. Существует способ **завинчивания**, когда шпунтом работают трубы, на которые предварительно наваривается спиральная навивка из арматурной стали. Погружение в грунт производится путем **вращения** с одновременным **вдавливанием**. Главным плюсом этого метода является отсутствие влияния на окружающую застройку в процессе производства работ. Ограждающие конструкции с забиркой не являются водонепроницаемыми, поэтому при расположении уровня грунтовых вод выше дна котлована требуется выполнение строительного водопонижения. Консольные, то есть ничем не подкрепленные ограждения котлованов работают в невыгодных условиях, так как их устойчивость обеспечивается только заделкой в грунт нижнего конца стены. В таких конструкциях в гиперболической зависимости от глубины котлована растут величины внутренних усилий и горизонтальных перемещений. В условиях города консольные ограждения применяют при глубинах котлована, не превышающих 5 м. Наиболее предпочтительным с точки зрения удобства экскавации грунта и организации работ в котлованах является крепление ограждающей конструкции грунтовыми анкерами (рисунок 2). Анкерами называются устройства, позволяющие передавать на грунтовый массив выдерживающие усилия. Расчет анкеров ведут с учетом напряженно – деформированного состояния вмещающего массива грунта, горизонтального перемещения массива грунта (рисунок 2).

Технические решения по технологии строительства подземных сооружений открытым способом должны быть комплексными и включать технологии крепления котлована, разработку грунта в нем и устройство конструкций сооружения, инженерные мероприятия по защите котлована и подземного сооружения от подземных вод, инженерные мероприятия по обеспечению сохранности вблизи расположенной существующей застройки, а также обеспечить выполнение экологических требований по охране окружающей среды.