

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

11-12 апреля 2016 года

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ (ПОДЗЕМНАЯ, ОТКРЫТАЯ И СТРОИТЕЛЬНАЯ)

УДК 622.2/338.4

ПРОМЫШЛЕННЫЕ ТРЕБОВАНИЯ К КАЧЕСТВУ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Гусманов Ф.Ф., Папунин А.О.
Уральский государственный горный университет

Свыше 60 % предметов, используемых в настоящее время человеком, изготавливается из полезных ископаемых, добываемых из недр Земли. Продукция горнодобывающих предприятий поступает в качестве сырья в различные отрасли перерабатывающей промышленности.

Основная масса добываемых полезных ископаемых перерабатывается (непосредственно или с предварительным обогащением) на металлургических и химических заводах с целью получения чистых конечных продуктов (черные, цветные, редкоземельные металлы и др.). Распределение затрат труда и средств между стадиями добычи и переработки колеблется в широких пределах и предопределяется качеством исходного минерального сырья, технологическими факторами и экономико-географическими условиями размещения разрабатываемого месторождения. В общих затратах на производство единицы продукции доля, приходящаяся на горные работы, составляет: по железорудным предприятиям 25-50 %, свинцово-цинковым 60-65 %, ртутным 60 %, по ряду никелевых месторождений 30 %. Добытая руда с содержанием железа 52-55 % идет сразу в металлургический передел.

Руды с меньшим содержанием идут на обогащение, а железистые кварциты значительно удорожаются за счет сложных методов обогащения.

Одним из основных качественных свойств руды является её химический состав, характеризующийся удельным содержанием полезных компонентов и вредных примесей. Различное содержание этих компонентов в Однотипной руде предопределяет различную технологию переработки.

При обогащении и металлургической переработке руд показатели извлечения металлов прямо пропорциональны их содержанию в исходной руде. Затраты значительно снижаются с повышением полезных компонентов в руде.

Подсчитано, что повышение содержания железа в железорудном концентрате с 60 до 65 % повышает производительность доменной печи на 24-25 % и снижает расход кокса на 80 кг, флюса на 75 кг на 1 т чугуна.

Кроме повышения содержания ценных компонентов в исходной руде качество руды оценивается и наличием вредных компонентов, которые снижают показатели обогащения и качество концентрата. Вредными примесями являются, например, сера, фосфор, мышьяк и др., попадающие в чугун, а затем в сталь. Сера вызывает хладноломкость стали, существенное увеличение расхода кокса и известняка. При снижении содержания серы в руде на 0,1 % при плавке, расход кокса уменьшается на 2 %, известняка - на 6-7 % /2/.

Фосфор уменьшает вязкость стали и повышает ее хладноломкость.

Мышьяк вызывает красноломкость и хладноломкость стали, содержание его в руде не должно превышать 0,1 %.

Цинк отрицательно действует на огнеупорную кладку доменной печи, содержание цинка в железной руде не должно превышать 0,1 %. Полезными примесями в железных рудах являются марганец, никель, ванадий, медь, хром, титан.

Допустимое содержание указанных металлов в рудах регламентировано специальными ГОСТами и инструкциями.

Требования потребителей к качеству продукции горнодобывающей промышленности сводятся не только к средним показателям, но и однородности этих показателей, так как непостоянство содержания контролируемых компонентов существенно отражается на работе перерабатывающих предприятий.

Анализ металлургической ценности аглоруд показал, что снижение предела колебаний содержания железа на ± 1 % дает в 2,3-3,5 раза больший эффект, чем повышение содержания железа в руде на 1 %.

Уменьшение колебаний содержания железа в обогащаемой руде только на 1 % дает экономический эффект в целом на производство металла около 1 500 млн. условных ед. .

Так при уменьшении колебаний содержания железа в руде на 1 % производительность доменных печей повышается на 4 - 5 %, расход кокса снижается на 3 %, а расход известняка на 6 - 8 %. Выплавка чугуна снижается на 4 %. В связи с этим для железорудного сырья, поступающего на металлургические заводы, устанавливаются допустимые колебания содержания железа в сменных объемах поставок в пределах $\pm 0,5$ %, а с учетом возможного усреднения на складах при заводах ± 1 %.

Суточные колебания содержания железа в товарных рудах, добываемых на шахтах Криворожского бассейна, составляют ± 6 %, достигая в отдельных случаях ± 10 % от среднемесячных величин; на предприятиях Урала содержание железа колеблется в пределах $\pm 4,8$ — $6,2$ %

На рудниках цветной металлургии отклонения качества руды еще более значительны и составляют 20 - 170%, в отдельных случаях достигая 300 %.

Аналогичная картина наблюдается и при нерудных полезных ископаемых. Так, на одном из месторождений содержание асбеста в руде, поступающей на обогатительную фабрику, изменяется от 2,5 до 7 %, т. е. почти в 3 раза, при среднемесячном содержании 4 % .

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Управление качеством продукции горного производства, Н.В.Гобов, Ф.Ф.Гусманов, В.В.Стряпунин, изд. УГГУ, 2005
2. Технология добычи полезных ископаемых с закладкой выработанного пространства, В.А.Осинцев, В.М.Беркович, М.С.Загарских, изд. УГГУ 2010

УДК 553.5

ОПРЕДЕЛЕНИЕ НАЛОГООБЛАГАЕМОЙ БАЗЫ ПРИ РАСЧЕТЕ НАЛОГА НА ДОБЫЧУ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОБЛИЦОВОЧНОГО КАМНЯ

Кокунин Р.В., Кокунина Л.В.

Уральский государственный горный университет

Определение налогооблагаемой базы и начисление налога на добычу полезных ископаемых (НДПИ) не простая задача для бухгалтерской службы предприятия. Существует много противоречий с определением налога на добычу полезных ископаемых, особенно при

разработке месторождений блочного камня. Для начала необходимо упомянуть базовые понятия.

Недра являются частью земной коры, расположенной ниже почвенного слоя, а при его отсутствии - ниже земной поверхности и дна водоемов и водотоков, простирающейся до глубин, доступных для геологического изучения и освоения [1]. То есть недра – обобщенный термин, под которым понимается вся совокупность горных пород, часть которых экономически или потенциально пригодна для разработки твердых, жидких или газообразных полезных ископаемых.

Например, в СССР, согласно «Горному положению Союза ССР» [6], полезными ископаемыми называются составные части недр - твердые, жидкие и газообразные, которые могут добываться с промышленной целью путем извлечения или отделения их независимо от того, находятся ли они в глубине или выходят на поверхность.

В настоящий момент термин «полезное ископаемое» определяется Налоговым кодексом РФ [2], как добытое полезное ископаемое, где под полезным ископаемым признается продукция горнодобывающей промышленности и разработки карьеров, содержащаяся в фактически добытом (извлеченном) из недр (отходов, потерь) минеральном сырье (породе, жидкости и иной смеси), первая по своему качеству соответствующая национальному стандарту, региональному стандарту, международному стандарту, а в случае отсутствия указанных стандартов для отдельного добытого полезного ископаемого - стандарту организации. Не может быть признана полезным ископаемым продукция, полученная при дальнейшей переработке (обогащении, технологическом переделе) полезного ископаемого, являющаяся продукцией обрабатывающей промышленности.

Участок недр - предоставляемый в пользование в соответствии с лицензией на пользование недрами для добычи полезных ископаемых, строительства и эксплуатации подземных сооружений, не связанных с добычей полезных ископаемых, образования особо охраняемых геологических объектов, а также в соответствии с соглашением о разделе продукции при разведке и добыче минерального сырья. Участок недр предоставляется пользователю в виде горного отвода - геометризованного блока недр [1].

При определении границ горного отвода учитываются пространственные контуры месторождения полезных ископаемых, положение участка строительства и эксплуатации подземных сооружений, границы безопасного ведения горных и взрывных работ, зоны охраны от вредного влияния горных разработок, зоны сдвижения горных пород, контуры предохранительных целиков под природными объектами, зданиями и сооружениями, разности бортов карьеров и разрезов и другие факторы, влияющие на состояние недр и земной поверхности в связи с процессом геологического изучения и использования недр.

Предварительные границы горного отвода устанавливаются при предоставлении лицензии на пользование недрами. После разработки технического проекта, получения на него положительного заключения государственной экспертизы, определяющие уточненные границы горного отвода (с характерными разрезами, ведомостью координат угловых точек), включаются в лицензию в качестве неотъемлемой составной части.

Участки недр, содержащие общераспространенные полезные ископаемые, относятся к участкам недр местного значения [1]. Месторождения блочного камня относятся к общераспространенным полезным ископаемым, если таковые попали в соответствующий перечень при формировании совместно с субъектами Российской Федерации региональных перечней полезных ископаемых, относимых к общераспространенным полезным ископаемым [1].

Теперь необходимо также коснуться термина запасов полезных ископаемых. Запасы полезных ископаемых - количество полезных ископаемых в недрах Земли, установленное по данным геологоразведочных работ или в процессе разработки месторождений [7]. Согласно «Классификации запасов...» [5] запасы твердых полезных ископаемых, к таким и относятся месторождения блочного камня, подсчитываются по результатам геологоразведочных и эксплуатационных работ, выполненных в процессе их изучения и промышленного освоения. Прогнозные ресурсы твердых полезных ископаемых оцениваются по металлогеническим (минерагеническим) зонам, бассейнам, рудным районам, полям, рудопроявлениям, флангам и глубоким горизонтам месторождений твердых полезных ископаемых. Объектом подсчета

запасов полезных ископаемых является месторождение (часть месторождения) твердых полезных ископаемых. Подсчет и учет запасов по месторождению (или его части), оценка и учет прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых по участку недр производится в единицах массы или объема в целом, в соответствии с экономически обоснованными параметрами кондиций, без учета потерь и разубоживания при добыче, обогащении и переработке полезных ископаемых.

При определении запасов месторождений твердых полезных ископаемых обязательному отдельному подсчету и учету подлежат запасы основных и совместно с ними залегающих твердых полезных ископаемых, а также содержащихся в них основных и попутных компонентов, целесообразность государственного учета которых определена технико-экономическими обоснованиями кондиций для подсчета запасов.

Согласно классификации запасов месторождений полезных ископаемых, запасы делятся на несколько категорий. Балансовые - запасы, которые при данном уровне развития науки и техники могут быть извлечены из недр земли с достаточной эффективностью. Забалансовые - запасы, которые на данном этапе с экономической точки зрения нецелесообразно извлекать из недр земли. С развитием науки и техники, с появлением новых, более прогрессивных технологий, забалансовые запасы могут быть переведены в категорию балансовых. Промышленные запасы - это балансовые запасы за вычетом эксплуатационных или проектных потерь. Чем меньше эксплуатационные потери, тем больше может быть извлечено балансовых запасов, тем рациональнее используются месторождения полезных ископаемых.

Перейдем к самой сути налогообложения на добычу полезных ископаемых. Налог на добычу полезных ископаемых (НДПИ) относится к числу новых обязательных платежей, установленных после принятия НК РФ. Налог введен на территории РФ с 1 января 2002 г. на основании Федерального закона от 8 августа 2001 г., дополнившего НК РФ гл. 26 "Налог на добычу полезных ископаемых". В соответствии со ст. 13 НК РФ налог на добычу полезных ископаемых относится к числу федеральных налогов. Данный налог заменил ранее взимаемые рентные платежи, в том числе плату за пользование недрами, и акцизы на некоторые виды минерального сырья.

Налогоплательщиками налога на добычу полезных ископаемых признаются организации и индивидуальные предприниматели, признаваемые пользователями недр в соответствии с законодательством Российской Федерации [2].

Налогоплательщики подлежат постановке на учет в качестве налогоплательщика налога на добычу полезных ископаемых по месту нахождения участка недр, предоставленного налогоплательщику в пользование в соответствии с законодательством Российской Федерации в течение 30 календарных дней с момента государственной регистрации лицензии (разрешения) на пользование участком недр. При этом местом нахождения участка недр, предоставленного налогоплательщику в пользование, признается территория субъекта (субъектов) Российской Федерации, на которой (которых) расположен участок недр [2].

На стадии геологоразведочных при подсчете запасов на блочный камень может быть несколько основных варианта подсчета полезных ископаемых, входящий в контур подсчета запасов:

1. Запасы подсчитаны по ГОСТ 9479-2011 [4], определен выход блоков. Остальная горная масса определена как некондиционная горная масса – некондиционные запасы, при этом специальные исследования на предмет пригодности ее в качестве продукции согласно ГОСТ, ОСТ, ТУ и т.д. не проводилось.

2. Запасы подсчитаны по ГОСТ 9479-2011 [4], определен выход блоков. Остальная горная масса определена, как пригодная для производства продукции согласно ГОСТ, ОСТ, ТУ и т.д.

3. Запасы подсчитаны по ГОСТ 9479-2011 [4], определен выход блоков. Остальная горная масса определена, как не пригодная для производства какой-либо продукции согласно ГОСТ, ОСТ, ТУ и т.д.

Таким образом, возникает как минимум три направления при расчете налогооблагаемой базы для уплаты налога НДПИ.

При любом варианте необходимо списывать весь объем полезного ископаемого добытый в контурах подсчета запасов в пределах горного отвода.

Для первого варианта необходимо складировать некондиционные запасы на специальный техногенный склад - для дальнейшего изучения подсчета в качестве сырья пригодного для производства продукции по ГОСТ, например ГОСТ 8269.0-97, ГОСТ 8736-93 в качестве щебня и песка для строительных работ или в качестве скального грунта, определенного по соответствующему ГОСТ. Либо произвести оценку некондиционных для производства блочного камня запасов на пригодность или непригодность в качестве сырья для производства продукции и в случае пригодности – подсчитать запасы и поставить на государственный баланс. Тогда условия первого варианта становятся такими же, как и для второго варианта. Кроме блоков появляются и другие виды продукции, которые также можно реализовать потребителю, при этом налог НДС будет исчисляться по каждому виду: как на блоки так и на другие виды продукции. Для третьего варианта, если все-таки некондиционные для производства блочного камня запасы не соответствуют ГОСТ, ОСТ, ТУ, необходимо классифицировать, как отходы и не включать в промышленные запасы, если это технически выполнимо.

Теперь необходимо остановиться на терминологии результатов деятельности карьера по добыче блочного камня.

Блочный камень - производится из промышленных запасов месторождения, определяется выходом блоков из горной массы (K_b), реализуется по прайсовой стоимости за m^3 . В настоящее время блоки должны соответствовать ГОСТ 9479-2011 [4]. Многие месторождения были оценены по старым ГОСТ и прочим нормативным документам. Такие месторождения или участки могут быть переоценены в соответствии с последними изменениями и пересчитаны коэффициенты выхода блоков.

Некондиционная горная масса – это некондиционные запасы, не удовлетворяющие установленным кондициям по содержанию полезных компонентов, вредных примесей, малой мощности и т.д., но находящиеся в границах подсчета запасов. На месторождениях блочного камня некондиция представляет собой скальный грунт, образующийся после добычи блочного камня и не пригодный для получения блочного камня, но пригодная для получения щебня, песка, бутового камня и т.п. Объем некондиционной горной массы в плотном теле определяется исходя из выхода блоков из горной массы и коэффициента разрыхления (K_p): $V_n = V_{np} \times (1 - K_b) / K_p$. Скальный грунт из некондиционной горной массы реализуется на сторону путем его отгрузки в разрыхленном состоянии (V_{np} , m^3) по прайсовой стоимости, утвержденной на текущий год. Кубометр некондиционной горной массы в плотном теле должен быть пересчитан через коэффициент разрыхления (K_p), определенный специализированными лабораториями или маркшейдерской службой.

Объем полезного ископаемого в плотном теле ($V_{ни}$), вынутаго за период времени, рассчитывается путем сложения объема добытых блоков (V_b), объема некондиционной горной массы в пересчете на плотное тело (V_n): $V_{ни} = V_b + V_n$.

Объем списываемых геологических запасов ($V_{гз}$), вынутаго за период времени в плотном теле рассчитывается путем сложения объема полезного ископаемого в плотном теле, отходов (V_o) и потерь (V_n), вынутых за этот же период: $V_{гз} = V_{ни} + V_o + V_n$.

Объем полезного ископаемого и вскрыши контролируются путем производства маркшейдерских замеров, согласно законодательству РФ не реже, чем 1 раз в полгода.

Также необходимо дать определение термину «Отходы». Отходы – это горные породы, принадлежащие геологическим (балансовым) запасам месторождения, но не входящие в промышленные запасы, вовлекаемые в разработку и не пригодные для получения какой либо продукции. Представляют собой карсты, дайки, крупные трещины, заполненные непродуктивными горными породами. Приравниваются к вскрышным породам, вывозятся на отвал, отсыпку дорог, площадок и т.д.

Потери полезного ископаемого. В соответствии с отраслевой инструкцией по определению и учету потерь, потери определены по двум классам: I - общекарьерные потери; II - эксплуатационные.

Общекарьерные потери - потери под капитальными траншеями и карьерными сооружениями.

Эксплуатационные потери подразделяются на две группы.

Группа 1 - потери в массиве (целиках) - в бортах карьера, в выработанном пространстве карьера, в местах выклинивания и сложной конфигурации залежи, у границ геологических нарушений.

Группа 2 - потери отделенного от массива полезного ископаемого определяются на основании данных геологического отчета и норм технологического проектирования.

Эксплуатационные потери по группе 2 состоят из потерь:

- при выемке с вмещающими породами на контактах с выветрелыми породами и внутреннего карста;

- при бурении технологических скважин и резании камня камнерезными машинами (технологические потери).

Вскрыша (V_v) - это горная порода, не вошедшая в контур подсчета запасов, покрывающая залежи полезного ископаемого или вмещающая его и вынимаемая при его добыче открытым способом, не предназначенная для производства блоков и другого вида продукции как щебень, отсев и т.п. (вскрыша может вывозиться в отвал или применяется на собственные нужды для отсыпки строительных площадок, дорог, болот, отсыпки уступов). Вскрыша не входит в запасы месторождения и списывается на нужды предприятия по «0» ставке.

Налоговая база определяется налогоплательщиком самостоятельно в отношении каждого добытого полезного ископаемого.

Налоговая база определяется отдельно по каждому добытому полезному ископаемому, определяемому в соответствии со статьей 337 НК РФ [2].

Основные ошибки при расчете налогооблагаемой базы для НДС и списании запасов при разработке месторождений блочного камня следующие:

1. Запасы списываются только по объему добытых блоков, при этом налогооблагаемая база рассчитывается на основе стоимости, себестоимости блоков, а некондиционная горная масса не учитывается при списании.

2. Некондиционные запасы списываются, как вскрыша по ставке «0», при этом не была проведена их оценка на пригодность в качестве продукции в соответствии с ГОСТ, ОСТ, ТУ и т.д.

Налогооблагаемая база для начисления НДС определяется на основе стоимости или себестоимости продукции соответствующей утвержденному стандарту качества без включения в нее налога на добавленную стоимость.

Не всегда можно найти универсальный алгоритм определения налогооблагаемой базы и начисления НДС, в каждом случае нужен индивидуальный подход.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Закон РФ "О недрах" от 21.02.1992 № 2395-1 (действующая редакция от 01.07.2013).
2. "Налоговый кодекс Российской Федерации" (НК РФ) Часть 2 от 05.08.2000 N 117-ФЗ (принят ГД ФС РФ 19.07.2000) (действующая редакция от 01.10.2013).
3. Постановление Госстандарта РФ от 06.08.1993 N 17 «Об утверждении общероссийского классификатора видов экономической деятельности, продукции и услуг»
4. ГОСТ 9479-2011 «Блоки из горных пород для производства облицовочных архитектурно-строительных, мемориальных и других изделий. Технические условия».
5. Классификация запасов и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Утверждена Приказом МПР России от 11.12.2006 № 278.
6. Горное положение Союза ССР, утвержденное постановлением ЦИК и СНК СССР от 9 ноября 1927 г.
7. Отраслевая инструкция по определению и учету потерь нерудных строительных материалов при добыче. 1973 г.

ПРОБЛЕМЫ И ЗАДАЧИ ГОРНОРУДНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ В УПРАВЛЕНИИ КАЧЕСТВОМ ПРОДУКЦИИ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Гусманов Ф.Ф., Папунин А.О.
Уральский государственный горный университет

Товарная руда является исходным сырьем для дальнейшей переработки и получения конечных продуктов (металлов). От качества товарной руды зависит эффективность последующих процессов переработки.

Проблема управления качеством добываемой горной массы относится к категории основополагающих для прогрессивного режима работы рудников, особенно при эксплуатации месторождений руд цветных, редких, благородных и радиоактивных металлов. От того, как организован разветвленный поток добываемой рудной массы, поступающей из всего многообразия горных добычных единиц, обладающих разнообразными показателями качества отбитых руд, зависит ритмичность работы предприятия, регулярность выполнения текущих суммарных планов его деятельности, особенно по показателям качества. Хорошо налаженное управление качеством добываемой рудной массы является как бы камертоном, настраивающим гармоничную деятельность горнорудных предприятий.

За последние 20 лет содержание цветных металлов в рудах снизилось в 1,2-1,5 раза, железа в 1,25 раза, золота в 1.2 раза, а доля труднообогатимых руд возросла с 15 до 45 % общей массы сырья, поступающего на обогащение. Вещественный состав этих руд характеризуется: тонкозернистой структурой, сложной текстурой, а иногда и субмикроскопическими формами взаимосвязи слагающих минералов, это не позволяет достаточно эффективно раскрыть их с помощью механических методов дробления и измельчения из состояния срастания. Снижается извлечение металлов в концентраты на обогатительных фабриках, часть металлов уходит в хвосты. Расход материальных ресурсов на 1 т перерабатываемой руды существенно превышает аналогичные мировые показатели: расход электроэнергии - на 30 %, флотационных реагентов в 2-3 раза, металла, изнашивающегося в футеровках измельчающих и транспортных узлах, в 2,5 раза. Все это приводит к ухудшению качественных характеристик добываемого сырья.

Исследованиями, выполненными отечественными и зарубежными учеными, доказана необходимость решения задач по улучшению качества руд, отправляемых на переработку.

Проблема формирования качества рудного сырья затрагивает решение ряда задач. Основные из них: картирование месторождений, проектирование добывающих и перерабатывающих горнорудных предприятий с учетом качественных характеристик руд в недрах. Решаются вопросы стабилизации и усреднения руд как в подземных условиях, так и на поверхности: как при валовой, так и при раздельной добыче и переработке руд по технологическим типам и сортам. Необходимо в комплексе решать технологические проблемы по добыче и переработке руды.

Кроме того, из-за ведомственной принадлежности горно-обогатительных предприятий, комплексное сырьё перерабатывалось только с учетом необходимой потребности отрасли в конкретном металле, что приводило к нерациональному использованию природных ресурсов и увеличению затрат на складирование «отходов». В настоящее время накоплено более 12 млрд, т «отходов», содержание ценных компонентов которых в ряде случаев превышает их содержание в природных условиях месторождений. Кроме того, Россия утратила промышленные месторождения марганца, хрома, каолина и некоторых других элементов. Часть разведанных запасов данных руд относится также к категории труднообогатимых, требующих детальной разведки и разработки принципиально новых технологий добычи и переработки. Несмотря на вышеперечисленные сложности, в связи с вступлением России в мировой рынок резко повышаются требования к качеству концентрата как по технологическим, так и экономическим нормам. Следовательно, в настоящий момент возник ряд неразрешимых противоречий между изменением характера минерально-сырьевой базы (т. е. необходимостью вовлечения в переработку труднообогатимых руд и техногенных месторождений), экологически обостренной

ситуацией в горнопромышленных регионах и состоянием техники, технологии и организации добычи и первичной переработки минерального сырья. В этих условиях задачи повышения качества добываемой руды, полноты и комплексности обогащения полезных ископаемых, создания высокоэффективных, экологически безопасных технологий приобретают первостепенное значение. Решение этих проблем должно основываться на интенсификации действующих и создании новых достижений функциональных наук, комбинировании обогатительных и химико-металлургических процессов с применением современных технологий.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Управление качеством продукции горного производства, Н.В. Гобов, Ф.Ф. Гусманов, В.В. Стряпунин, изд. УГГУ, 2005
2. Технология добычи полезных ископаемых с закладкой выработанного пространства, В.А. Осинцев, В.М. Беркович, М.С. Загарских, изд. УГГУ 2010

УДК 622.286.6

СПОСОБЫ ПОВЫШЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ПЛАСТОВЫХ ШТРЕКОВ

Сидорук М. Р., Вандышев А. М.

Уральский государственный горный университет

При низких прочностных показателях вмещающих пород ($\delta_{ст}=8\div 30$ МПа) и большой глубине разработки ($H_p \geq 500\div 600$ м) пластовые штреки перекрепляются до 3-4 раз в течение года.

Существенного повышения устойчивости подготовительных выработок при высоких напряжениях в массиве можно достичь при разгрузке массива скважинами большого диаметра, пробуриваемыми из выработки перпендикулярно к ее продольной оси, схема приведена на рисунке 1. При этом происходит ослабление массива, примыкающего к выработке. Перемычки между скважинами разрушаются и зона максимальных напряжений перемещается в глубь массива. Постепенное разрушение обеспечивает плавный прогиб породных слоев в зоне разгрузки.

Разгрузка массива, как правило, осуществляется вслед за проведением выработки вблизи от забоя. Бурение скважин осуществляется буровыми станками типа "Старт" и Б-15с.

Расстояние между скважинами (C_0 , м) не должно превышать величину (C_{max} , м), определяемую по формуле:

$$C_{max} = d \sqrt{\frac{0,01\gamma H}{R}} + 0,5,$$

где d – диаметр скважины, м; γ – объемная масса пород, кН/м^3 ; H – глубина расположения выработки, м; R – прочность пород (угля) на одноосное сжатие, МПа.

Выбор глубины разгрузки (длина скважины) определяется в зависимости от предельного пролета пород непосредственной кровли пласта. Предельная глубина разгрузки не должна превышать величину (l_n , м), которая определяется из выражения:

при двусторонней разгрузке

$$l_n = \frac{54,7 \sqrt{\frac{R_p h_{HK}}{\gamma}} - b \cos \alpha}{2},$$

при односторонней разгрузке

$$l_n = 54,7 \sqrt{\frac{R_p h_{HK}}{\gamma} - b \cos \alpha},$$

где h_{HK} – мощность пород непосредственной кровли, м; R_p – прочность пород непосредственной кровли на растяжение, МПа; b – ширина выработки, м; γ – объемная масса пород, кН/м³. [1]

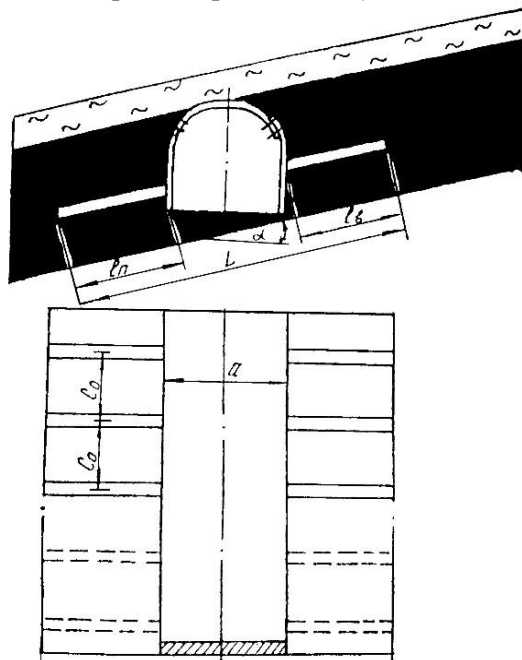


Рисунок 1 – Схема расположения скважин большого диаметра

С целью устранения ассиметричности давления на крепь выработки при наклонном залегании пласта длина разгрузочных скважин со стороны восстания должна быть на 1,0-1,5 м больше, чем со стороны падения.

Разгрузка массива с целью снижения напряжений может производиться скважинами большого диаметра и до проведения подготовительной выработки. Схема приведена на рисунке 2.

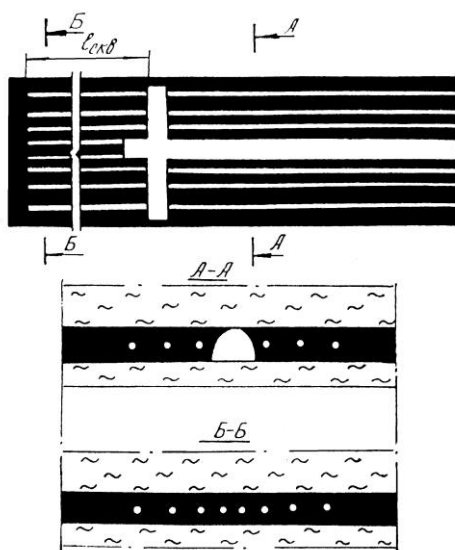


Рисунок 2 – Схема охраны выработок в предварительно разгруженном от горного давления массиве

Сущность данного способа охраны выработок заключается в том, что по угольному пласту в направлении проводимой выработки нарезают ниши, из которых бурят серию параллельных между собой скважин и продольной оси выработки. [2]

Опыт применения скважинной разгрузки при охране и поддержании пластовых штреков показал, что смещение пород кровли-почвы при скважинной разгрузке массива снижаются в 4-5 раз.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Корнилков В. Н., Вандышев А. М. Подземная разработка пластовых месторождений. Охрана подготовительных выработок. Учебное пособие. Екатеринбург: Изд. УГГА, 1991, с. 93.

2. Черняк И. А., Бурчаков Ю. И. Управление горным давлением в подготовительных выработках глубоких шахт. – М.: Недра, 1984, с. 304.

УДК 622.281.74

ОБЕСПЕЧЕНИЕ БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ СООРУЖЕНИИ ОДНОПРОЛЕТНЫХ КАМЕРНЫХ ВЫРАБОТОК БОЛЬШОЙ ШИРИНЫ

Канков Е.В., Кугаевский Н.М., Васильева В.В.

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

При строительстве подземных горных комплексов (шахт, рудников, подземных сооружений различного назначения) одними из главных являются работы, связанные с креплением пройденных выработок. Вид и материал крепи, качество крепежных материалов и выполнения работ по возведению крепи определяют в конечном итоге срок службы и условия эксплуатации как отдельных выработок, в частности, так и всего горного комплекса в целом. Особенно это важно при строительстве однопролетных выработок большой ширины (односводчатые станции метрополитена глубокого заложения, машинные залы подземных гидроэнергетических комплексов и т.п.) в осложненных горно-геологических условиях.

Наиболее сложная ситуация в данных выработках складывается при раскрытии сводовой части (проходке калотты). Поэтому для предупреждения аварийных ситуаций (смещения кровли выработки, вывалы, обрушения и т.д.) необходимо обеспечивать: постоянный геомеханический мониторинг напряженно-деформированного состояния системы «временная крепь – грунтовый массив»; эффективный контроль качества выполнения работ по креплению, в особенности, железобетонными анкерами.

В настоящее время существует достаточно большой ассортимент методик и комплексов ведения геомеханического мониторинга напряженно-деформированного состояния системы «временная крепь – породный массив». Наиболее широко распространен маркшейдерский контроль за положением в пространстве контрольных марок, закрепленных на временной или постоянной крепи. Наиболее полную картину можно получить применением системы глубинных реперов, так как они позволяют одновременно контролировать массив горных пород в нескольких точках на разном удалении от контура выработки.

Проверка качества выполненных работ по креплению выработок имеет свои особенности. Например, проверить качество установки металлических рамных и бетонных крепей не составляет особого труда. Положение рамной крепи контролируется маркшейдерской службой, а соединения отдельных элементов рам доступны для визуального контроля и, при необходимости, устранения отклонений от проекта. Толщину бетонной крепи можно проверить выбуриванием кернов (заодно проверить прочность бетона на соответствие проектным значениям), её контакт с массивом – акустическими методами.

Проверка качества установки анкерной крепи создает достаточно серьезные сложности, так как тело анкера располагается в породном массиве и недоступно для осмотра или измерений (чем иногда пользуются недобросовестные рабочие). Основная доля крепления анкерами приходится на железобетонные анкеры. Это обусловлено: во-первых, их беззамковой конструкцией, т.е. контакт анкера со стенками шпура (скважины) осуществляется по всей длине цементно-песчаного заполнения; во-вторых, более низкой стоимостью в сравнении со сталеполлимерными анкерами. Основным способом контроля качества железобетонных анкеров является метод выдергивания металлического стержня из тела анкера с помощью специальных домкратов (ПА-3, ПКА и др.) [1]. Необходимо отметить, что при качественном заполнении шпурового пространства цементно-песчаным раствором более чем на 0,8-1,0 м при испытании происходит, как правило, разрушение металлического стержня [2]. Поэтому оценка несущей способности анкера длиной более 1 м данным способом не дает нам гарантии, что пространство шпура между металлическим стержнем и породными стенками полностью заполнено цементно-песчаным раствором. Особенно это актуально при креплении тросовыми анкерами, так как длина таких анкеров может достигать 15-20 м, а в некоторых случаях и больше.

В настоящее время сотрудниками ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет» разработана методика неразрушающего контроля качества железобетонных анкеров электрометрическим способом [3]. Данная методика позволяет проверять полноту заполнения цементно-песчаным раствором полости шпура, т.к. от этого параметра напрямую зависит работоспособность анкера и в целом эффективность анкерного крепления массива. Данная методика проходит полевые испытания в условиях действующих рудников. В августе 2014 г. производились опробования на шахте «Сидеритовая» ООО «Бакальское рудоуправление», а в ноябре 2015 г. – на шахте «Южная» ОАО «Высокогорский ГОК». На основании полученных данных во время опробований производится доработка методики контроля, а также конструкции измерительной аппаратуры.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Заслов В.Я. Механизация крепления горных выработок. - М.: Недра, 1980. - 224 с.
2. Рогинский В. М. Применение железобетонной штанговой крепи // М.: Недра, 1967. - 54с.
3. Корнилков М.В., Петряев В.Е., Боликов В.Е., Рябухин Д.Ю., Канков Е.В. Контроль качества установки железобетонных анкеров электрометрическим способом //Изв. вузов. Горный журнал. 2014. №3.
4. 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.

УДК 622.272+273

АНАЛИЗ СХЕМ ВСКРЫТИЯ И ПОДГОТОВКИ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ СРЕДНЕЙ МОЩНОСТИ НА ШАХТАХ РОССИИ

Артукова А.И., Кокарев К.В., Шакалов А.В.
Уральский государственный горный университет

Разнообразие залегания угольных пластов обуславливает применение различных способов вскрытия шахтных полей. На территории бывшего СССР преимущественно вскрытие осуществлено вертикальными стволами и капитальными (или этажными) квершлагами (56 %), наклонными стволами (43 %) и штольнями (1 %) [2, 3].

Одним из важнейших направлений совершенствования технологии и повышения эффективности работы промышленных предприятий являлось внедрение типовых технических решений [3]. Индивидуальные горно-геологические условия залегания угольных пластов для различных бассейнов России создают многообразие комбинаций схем вскрытия и подготовки шахтных полей (табл. 1, 2) [1, 2, 3, 4].

Таблица 1 – Способы подготовки шахтных полей

Группы шахт, разрабатывающие пласты с углом падения, град	Способ подготовки	Бассейн			
		Донецкий, %	Кузнецкий, %	Карагандинский, %	Печорский, %
Менее 10	Панельный	32,1	56,6	-	46,6
	Этажный	23,8	23,4	34,8	20,0
	Погоризонтный	15,2	-	4,3	6,7
	Комбинированный	28,6	20,0	60,9	26,7
10-35	Панельный	12	16,7	-	25,0
	Этажный	84,0	83,3	100	75,0
	Комбинированный	4,0	-	-	-
Более 35	Этажный	95,6	100,0	100,0	100
	Комбинированный	4,4			

Таблица 2 – Способы вскрытия при способах подготовки

Способ подготовки	Число шахт (% от общего числа шахт)	
	вскрытых вертикальными стволами	вскрытых наклонными стволами
Панельный	38,1	10,9
Этажный	19,0	65,2
Погоризонтный	13,1	10,9
Комбинированный	29,8	13,0

Вскрытие наклонными стволами. В последнее время интерес к вскрытию наклонными стволами вновь возрос, чему способствовали увеличение производственных мощностей шахт, концентрация и интенсификация горных работ, потребовавшие внедрения непрерывного вида транспорта угля – конвейерного, от очистного забоя до поверхности. С ростом глубины горных работ наблюдается тенденция уменьшения доли такого вскрытия. В последнее время делаются попытки увеличить угол наклона конвейерных стволов за счет применения специальных типов конвейеров.

Наклонные стволы проводят с поверхности по наносам до встречи с пластом и далее по пласту до уровня транспортного штрека 1-го этажа, на котором сооружается околоствольный двор или полевым параллельно пластам.

Распространенным способом подготовки шахтных полей при вскрытии их наклонными стволами является этажный. В России нет практически ни одного крупного бассейна или месторождения, на шахтах которых не применялась бы этажная схема подготовки шахтных полей в той или иной модификации. При этом она в основном используется при разработке пластов с углами падения более 25°. В некоторых случаях она находит применение на пологих пластах. На практике встречаются различные варианты конструктивного оформления этого способа подготовки шахтного поля в зависимости от угла падения пласта и размеров шахтного поля [1, 4].

Этажный способ подготовки по схеме лава-этаж является наиболее простым способом подготовки в отношении вентиляции, транспорта и организации подземных горных работ. Сравнительно небольшой объем проведения выработок, возможность быстрого ввода шахты в эксплуатацию, надежность транспорта и проветривания – являются основными показателями для повсеместного использования этажного способа подготовки шахтных полей (см. табл. 1.1).

Деление этажа на подэтажи несколько осложняет схемы вентиляции, транспорта и организации работ, но дает возможность увеличить срок службы этажа, фронт очистных работ и сократить затраты на поддержание и проведение этажных штреков. На пластах пологого падения он заменяется на более эффективные способы.

Вскрытие шахтных полей вертикальными с несколькими подъемными (транспортными) горизонтами является преобладающим, в России примерно 45 % полей шахт основных бассейнов вскрыто вертикальными стволами с несколькими подъемными горизонтами [4]. Каждый горизонт в таком случае, как правило, отрабатывается бремсберговым и уклонным полями, но в отдельных случаях бывают и иные порядки. Обычно такие способы применяют при больших размерах шахтного поля по падению. При последовательной отработке горизонтов на нижних из них возможно применять новые технические решения в связи с временным прогрессом развития науки и техники горного дела. При углах падения до 25° и двух-трех пластах в шахтном поле часто применяется способ вскрытия вертикальными стволами, капитальным квершлагом и этажными (ярусными) квершлагами, не имеющими непосредственного выхода к стволу. Данный способ применяется в России, Украине, Великобритании, Германии и других странах [2].

В отличие от многогоризонтного способа вскрытия, при наличии одного подъемного горизонта затрудняется техническое обновление горизонта, так как ранее принятые решения при большом сроке отработки горизонта устаревают. Одногогоризонтные схемы вскрытия с расположением откаточного горизонта на нижней границе шахтного поля возможны, но не находят применения из-за больших затрат на вскрытие и сравнительно малых запасов угля в таком поле.

Способ вскрытия свиты пологих пластов двумя или тремя вертикальными стволами для выдачи угля, породы и выполнения вспомогательных операций и двумя капитальными квершлагами с одновременной работой на двух горизонтах позволяет совместить достоинства одногоризонтного и многогоризонтного способов вскрытия [4]. При данном способе вскрытия отпадает необходимость в углубке стволов, вскрываются большие запасы и, самое главное – наличие двух независимых подъемных установок практически не ограничивает выдачу большого количества угля.

Комбинированный способ вскрытия широко распространен на шахтах США, России, Великобритании, Германии и других стран. Наклонный ствол проходится по нижнему пласту или по породам в лежачем боку. Комбинированный способ является результатом синтеза наиболее оптимальных вариантов комплексов основных и дополнительных вскрывающих выработок предназначенных для выполнения различных технологических функций.

Применение комбинированной подготовки шахтных полей преследует своей целью повышение концентрации горных работ, улучшения проветривания и отвода воды, сокращения объема проветриваемых выработок и уменьшение затрат на транспортирование угля.

Важными показателями, характеризующими технический уровень вскрытия шахтных полей, являются удельная протяженность поддерживаемых и проводимых выработок. Показатели показаны в таблицах 3, 4.

Таблица 3 – Удельная протяженность выработок при способах вскрытия

Угольный бассейн	Удельная протяженность при вскрытии вертикальными стволами, м/1000 т	Удельная протяженность при вскрытии наклонными стволами, м/1000 т
Донбасс	73,3	84,1
Кузбасс	46,9	35,9
Карагандинский бассейн	48,8	41,5
Печорский бассейн	41,4	60,7

Таблица 4 – Удельные значения протяженности поддерживаемых и проводимых выработок

Бассейн	Удельная протяженность проводимых выработок (м на 1000 т) на шахтах со способом подготовки				Удельная протяженность поддерживаемых выработок (м на 1000 т) на шахтах со способом подготовки			
	панельный	этажный	погоризонтный	комбинированный	панельный	этажный	погоризонтный	комбинированный
Донецкий	12,5	14,8	12,3	13,2	73,5	84,5	63,3	76,9
Кузнецкий	8,0	12,7	-	9,2	40,0	50,5	-	45,4
Карагандинский	-	9,6	6,8	8,4	-	54,7	31,6	47,9
Печорский	9,1	6,3	5,4	5,9	62,1	38,9	18,8	44,1

Анализ применяемых схем вскрытия и подготовки шахтных полей показывает, что всем традиционным способам присущи недостатки: огромные капитальные затраты, протяженный срок строительства шахты или горизонта до момента начала очистных работ, большие значения удельной протяженности проводимых и поддерживаемых выработок, значительный перепробег транспорта, большой срок окупаемости капитальных вложений.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Таразанов И. Г. Итоги работы угольной промышленности России за январь-июнь 2014 года / И. Г. Таразанов // Уголь. – 2014. – № 12.
2. Воробьев Б. М. Уголь мира / Под общ. ред. Л. А. Пучкова. – М.: Издательство «Горная книга», 2013. – Т. III: Уголь Евразии. – 752 с.
3. Способы вскрытия, подготовки и системы разработки шахтных полей / Б. Ф. Братченко, М. И. Устинов, Л. П. Гапанович и др. – М.: Недра, 1985. – 494 с.
4. Подземная разработка месторождений полезных ископаемых. Подземная разработка пластовых месторождений: учебник для вузов / В. Н. Корнилов -Екатеринбург: Изд-во Уральского государственного горного университета, 2005. - 494 с.

УДК 624 .016

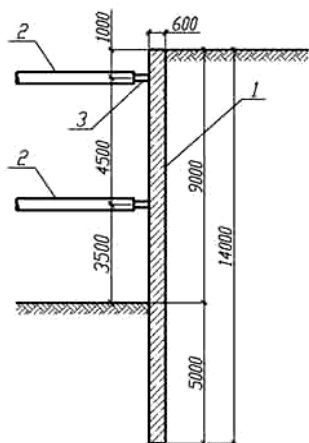
СИСТЕМЫ КРЕПЛЕНИЯ ОГРАЖДАЮЩИХ КОНСТРУКЦИЙ КОТЛОВАНОВ

Викулов В.М., Негматов Б.А.
Уральский государственный горный университет

Современное городское строительство постоянно требует интенсивного освоения подземного пространства. В Екатеринбурге, как и других крупных городах, свободных от застройки территорий, нет. Следовательно, увеличивать сооружения можно только в глубину. А это требует устройства котлованов с вертикальными стенами. Для крепления стен котлованов могут быть использованы разные методы: «стена в грунте», шпунтовое ограждение, свайная стенка из сплошного ряда свай или разреженного, в том числе из секущихся свай. Однако с ростом глубины котлована горизонтальная нагрузка на стену растет так быстро, что никакой разумной толщины стены не хватает для восприятия изгибающих напряжений.

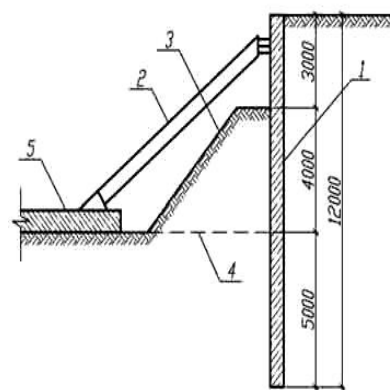
Расчет показывает, что при глубине котлована 5-6 м требуется стена в грунте толщиной 600 мм или соответствующие буросекущиеся сваи. При глубине котлована 7-9 м даже «стена в грунте» толщиной 1000 - 1200 мм не всегда является достаточно устойчивой и надежной. Одним из наиболее надежных способов крепления котлованов является распорное крепление. К

его основным элементам относятся расстрелы, раскосы и продольные пояса. Например: «На рисунке 1 приводится схема распорного крепления». Главными достоинствами этого типа крепления является простота конструкции, легкость монтажа-демонтажа, возможность повторного использования. Однако, повышенный расход металла, сильное загромождение пространства котлована и высокие затраты труда, ограничивают возможность применения распорного крепления, особенно в широких котлованах.



1 – ограждающая конструкция; 2 – расстрел; 3 – продольный пояс

Рисунок 1 – Распорное крепление



1 – ограждающая конструкция; 2 – подкос;
3 – берма; уровень дна котлована; 5 – опорная
плита

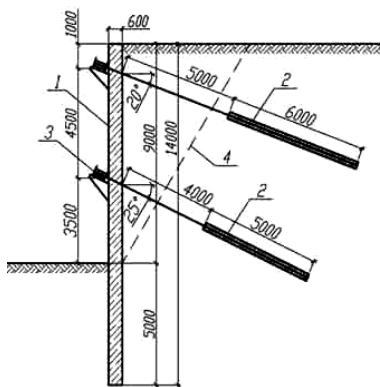
Рисунок 2 – Полкосное крепление

Строительство современных многополосных автотранспортных тоннелей, станций метрополитена, больших подземных пересадочных узлов, развитых в плане подземных паркингов требует вскрытия достаточно широких котлованов с размерами более 30 м. Устройство ограждающих конструкций при разработке широких котлованов возможно осуществлять в частности с применением подкосных систем [1]. В таких случаях производят разработку ядра котлована до уровня проектных отметок без вскрытия ограждающих стен за счет устройства несущих грунтовых берм. Трубчатые подкосы упирают в специальную опорную плиту, либо в плиту устроенную в качестве части основной конструкции. Например: «На рисунке 2 приводится схема крепления стен котлована с помощью подкосов». По окончании полной установки подкосов приступают к разработке берм.

Другим, альтернативным способом крепления ограждающих конструкций, применяемым при широких котлованах, является анкерное крепление. Отсутствие главного недостатка распорного крепления, сильного загромождения свободного пространства котлована, крайне необходимого для производства работ, меньшая металлоемкость, безусловно, заслуживает внимание. Например: «На рисунке 3 приводится схема анкерного крепления». Однако более сложная конструкция, высокая стоимость и невозможность повторного использования являются существенными недостатками этого вида крепления.

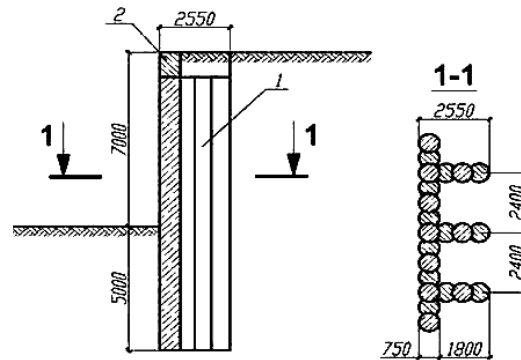
Среди множества анкерных устройств наибольшее распространение в практике подземного строительства получили грунтовые инъекционные анкеры. Область их применения - практически любые грунты, кроме карстовых пород, скальных и плавунных. Тем не менее, анкерное крепление, в отличие от распорного, не всегда можно применять вблизи городской застройки, а также на участках, насыщенных подземными инженерными коммуникациями.

Таким образом, как анкерное, так и распорное крепление при наличии широких строительных котлованов в городских условиях обладают рядом, присущих им, достоинств и недостатков.



1 – ограждающая конструкция; 2 – грунтовый анкер; 3 – продольный пояс; 4 – призма обрушения

Рисунок 3 Анкерное крепление



1 – ограждающая конструкция; 2 – обвязочный пояс

Рисунок 4 Контрфорсная свайная стена

Одним из альтернативных видов ограждающей стены может служить конструкция контрфорсной стены[2]. Важнейшим моментом статической работы свайной контрфорсной стены является необходимость совместной работы плоскости стены и плоскости ребер жесткости. Объединение элементов ограждения достигается созданием мощного монолитного обвязочного пояса сверх свайных рядов и формированием свайной контрфорсной стены преимущественно из буресекущихся свай для обеспечения совместной работы свай за счет сил трения по боковой поверхности их сопряжения друг с другом, на пример: «Как видно из рисунка 4, где приводится схема свайной контрфорсной стены.

Соответственно для каждого из методов образовалась сфера применения:

- для неглубоких котлованов в легких инженерно-геологических условиях наиболее эффективно использование системы подкосов в один ярус;
- при большой площади котлована возможно использование в качестве упора частей фундаментной плиты;
- для неглубоких траншей и узких котлованов наиболее эффективно использование горизонтальных распорок без промежуточных опор;
- для глубоких (более 7-8 м) котлованов большой площади наиболее эффективно применение грунтовых анкеров.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Маковский Л.В., Сула Н.А. Строительство автодорожных и городских тоннелей: Уч. пособие – М.: РИОР: ИНФРА – М, 2014. – 397 с.
2. Маковский Л.В., Системы крепления котлованов при строительстве подземных сооружений: Уч. пособие – М.: МАДИ, 2011. – 88 с.

ПРОБЛЕМЫ ПОЛЬЗОВАНИЯ НЕДРАМИ В СФЕРЕ РАЗВЕДКИ И ОСВОЕНИЯ НОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОБЛИЦОВОЧНОГО КАМНЯ НА ТЕРРИТОРИИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

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

В СССР до 1991 года интенсивно велись геологические работы, направленные на изучение, поиски месторождений, проявлений, оценки, разведки блочного, облицовочного камня, как в России, так и союзных республиках. Ежегодно представлялось 12-20 отчетов, в т.ч. на территории России 20-55 %. Из них завершенных отчетов связанных с разведкой или оценкой запасов в целом по СССР 5-10 в год, доля работ проводимых на территории России 0-70%

С распадом СССР, начиная с 1991 года на начальном периоде работы направленные на изучение, поиски месторождений, проявлений, оценки, разведки блочного, облицовочного камня переориентировались на территорию РФ (табл. 1).

Таблица 1 - Интенсивность изучения, оценки, разведки проявлений и месторождений блочного и облицовочного камня на территории РФ

Период, год	Завершенных отчетов, направленных на изучение, поиски месторождений, проявлений, оценки, разведки блочного, облицовочного камня	в т.ч. отчетов, с предварительной оценкой запасов или постановки запасов блочного, облицовочного камня на баланс
1991	6	0
1992	10	4
1993	15	11
1994	8	3
1995	6	2
1996	6	1
1997	3	0
1998	4	0
1999	7	3
2000	8	3
2001	7	5
2002	1	0
2003	5	3
2004	4	3
2005	5	3
2006	6	5
2007	4	3
2008	1	1
2009	2	2
2010	0	0
2011	0	0
2012	1	1
2013	1	1
2014	2	2

Поначалу по количеству и объему работ произошел скачок вверх. Это произошло по инерции, еще на выделяемые государством средства выполняя план. Пик пришелся на 1993 году, после чего наблюдался постепенный спад до 1998 года. После кризиса 1998 года произошел отток денег. Во владении частных компаний оказались активы в виде карьеров и обрабатывающих производств, для развития которых требовались инвестиции. Наибольший

приток инвестиций произошел на Урале за счет инвестиций крупных компаний. Также привлекались средства частных инвесторов и государственных фондов. Постепенно начали осваиваться новые месторождения, однако после кризиса 2008 года многие предприятия стали банкротами или распались. Из сектора ушли крупные инвесторы. На рынке остались только самые стойкие предприятия с большими резервами. Период с 2008 по 2013 год стал наиболее трудным не только для освоения новых месторождений, но и для развития существующих. Это связано со всплеском импорта на территорию РФ природного камня из Китая, Украины, Бразилии и т.д. К тому же, плохому инвестиционному климату в секторе добычи природного камня способствовало неразумное законодательство в этой сфере. Например, при выдаче лицензии на разработку месторождения никто не дает гарантии, что на лицензионном участке в принципе разрешено проводить горные работы. Сталкиваются интересы недропользователя с лесопользователем, пользователями водных ресурсов, фермерами, частниками в санитарно-защитных зонах и т.д. Очевидно, что многие вопросы должны решаться на государственном уровне еще до выдачи лицензии, но этого как не было, так и нет. Также возникла путаница в законах и порядках по оформлению разрешительной документации. Все это делает инвестиционный климат в сфере недропользования, связанной с добычей природного камня, непривлекательным для инвесторов.

Россия на сегодняшний день с ее богатыми ресурсами, такими как природный камень, стала крупнейшим импортером натурального камня в мире, помогая тем самым интенсивно развивать зарубежные предприятия. Чтобы изменить ситуацию необходимо срочно кардинально менять законодательство в сфере недропользования, связанным с разработкой месторождений природного облицовочного камня. Организовать государственные фонды для финансирования направлений развития новых технологий связанных с добычей и обработкой природного камня, тем более что такие технологии существуют, нужно только поддерживать реальные проекты на государственном уровне. Также, может быть даже расставить приоритеты в потреблении российского природного камня в архитектуре и строительстве. Тем более, что в связи с экономической ситуацией в России в 2014 году, ослабление рубля по отношению к доллару появляется шанс для отечественного производителя облицовочного камня, но без поддержки на государственном уровне будет сложно, потому, как в целом замедлился экономический рост и потребность в материале из природного камня несколько снизилась. В целом, нужно решить большую комплексную задачу, так чтобы недропользование в сфере природного облицовочного камня в России было выгодно, начиная с разведки новых месторождений, заканчивая вводом в эксплуатацию карьеров и заводов по обработке местного сырья.

УДК 622.271

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ МЕХАНИЧЕСКОГО РЫХЛЕНИЯ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ДАЛЬНЕБУЛАНАШСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ УГЛЯ

Сандригайло И. Н., Арефьев С. А., Балтачев С. А., Шлохин Д. А.
Уральский государственный горный университет

Дальне-Буланашское месторождение угля расположено в 25 км от города Артемовска Свердловской области.

Длина залежи полезного ископаемого по простиранию 1300 м, а средняя мощность пластов колеблется от 2,5 до 4,3 м. Промышленные запасы угля в контурах карьера составляют 8503 тыс. т. Крепость угля по шкале Протодяконова - 1,5, а вскрышных пород - 2,5. Объемный вес полезного ископаемого 1,6 т/м³, а вскрыши 2,6 т/м³.

По проекту карьер в конце разработки должен иметь глубину 140 м, длину по поверхности 1500 м и ширину по поверхности 600 м. Проектная производительность карьера по руде составляет 1 млн. т, а по вскрыше 3,5 миллиона кубометров в год.

Вскрытие карьера на момент сдачи в эксплуатацию осуществляется внутренними автомобильными съездами с уклоном 80 промилей. На конец разработки форма трассы прямолинейная с одним петлевым разворотом в восточном торце карьера.

Система разработки углубочная, продольная двухбортовая с перевозкой вскрышных пород во внешние отвалы автосамосвалами. Высота уступа 10 м, а ширина рабочей площадки 69 м. Угол рабочего борта 13 градусов.

На выемке и погрузке угля используется гидравлический экскаватор фирмы «Либхерр» модели R-970SME с рабочим оборудованием в варианте «обратная лопата» и вместимостью ковша 4,0 м³, а на вскрышных работах R-970SME с рабочим оборудованием в варианте «прямая лопата» и вместимостью ковша 5,0 м³.

Транспортирование угля на склад и пород вскрыши во внешний отвал осуществляется карьерными автосамосвалами БелАЗ-7547, имеющими грузоподъемность 45 т.

Важным вопросом является обоснование способа подготовки горной массы к выемке, обеспечивающего наибольшую эффективность разработки.

С этой целью рассмотрены два варианта подготовки угля к выемке:

Вариант I – подготовка угля к выемке осуществляется с использованием буровзрывных работ;

Вариант II – подготовка угля к выемке осуществляется с использованием механического рыхления бульдозером Четра Т-25.

В результате расчетов установлено, что наибольшая эффективность подготовки угля к выемке может быть достигнута при применении механического рыхления с использованием бульдозера Четра Т-25. При реализации этого варианта себестоимость угля будет ниже на 11,2 %, а также будут меньше суммарные годовые затраты.

Механическое рыхление с использованием бульдозера Четра Т-25 позволяет:

- обеспечить отдельную выемку маломощных пластов, исключить перемешивание пустых пород и угля, снизив за счет этого потери и разубоживание угля;
- повысить безопасность разработки (из-за отсутствия буровзрывных работ);
- обеспечить меньшее отрицательное воздействие на окружающую среду.

Производительность рыхлительно-бульдозерного агрегата Четра Т-25 составляет 540 тысяч тонн в год. На карьере при подготовке угля к выемке будут использоваться 2 бульдозера.

Отвал вскрышных пород внешний, двухрусный. Высота отвала 40 м. Площадь отвала 1,157 млн м². Отвалообразование бульдозерное. На отвалах используются 2 бульдозера Четра Т-25 с мощностью двигателя 405 лошадиных сил.

Использование механического рыхления при добыче угля позволит повысить эффективность разработки Дальне-Буланашского месторождения.

УДК 622.271

ОБЗОР СИТУАЦИИ ЗОЛОТОДОБЫЧИ В ГАНЕ

Старцев В.А., Филатов А.М.

Научный руководитель Валиев Н.Г., д-р техн. наук, профессор
Уральский государственный горный университет»

Гана – государство в западной Африке, богатое полезными ископаемыми: золотом, алмазами, бокситами, марганцем. По количеству добытого золота Гана занимает второе место в Африке (таблица 1).

Таблица 1 – Количество добытого золота стран Африки с 2011 по 2015 год

Страна/год	2011	2012	2013	2014	2015
ЮАР	190,0	182,0	179,5	167,9	140,0
Гана	91,0	89,0	104,8	104,1	85,0

Танзания	-	-	52,0	50,8	-
Мали	43,5	-	49,2	48,6	-
Судан	-	-	36,8	73,7	-

По объему добычи золота лидером африканского континента является ЮАР. Следом располагается Гана, в которой работают 23 крупные горнопромышленные компании, они добывают золото, алмазы, бокситы и марганец, что составляет 37 % от общего экспорта данного государства. Среди горнопромышленных компаний следует выделить организации, являющиеся лидерами по золотодобыче в этой стране:

- Anglo Gold Ashanti;
- Newmont;
- Perseus Mining Limited;
- Gold fields;
- Golden Star

Кроме официально-разрешенной разработки месторождений ведется нелегальная добыча полезных ископаемых силами «Галамси». К примеру, на лицензионной площади компании «Minev consultant LTD», находящейся в провинции «Кумаси» в ходе рекогносцировочных маршрутов установлено, что золотодобыча в районе, в т.ч. нелегальная в пределах лицензионного участка, ведется давно и интенсивно (рисунок 1). Разрабатываются, как аллювиальные россыпи, так и элювиально-делювиальные, приуроченные к небольшим зонам минерализации, и которые, в свою очередь, тоже отрабатываются до глубины примерно 20 м.



Рисунок 1 – Нелегальная добыча золота

Добыча золота осуществляется как ручным способом с использованием примитивной технологии обогащения на деревянных шлюзах длиной до 3 м, так и с применением экскаваторной техники и механизированного обогатительного оборудования.

Основной объем золотодобычи в районе провинции «Кумаси» связан с аллювиальными россыпями. Т.к. горно-геологические условия здесь для разработки этого типа россыпей простые – малая мощность рыхлых отложений (в среднем около 2 м), незначительная мощность вскрыши (в среднем около 1 м) или даже ее отсутствие и пр., нелегальная добыча золота ведется очень интенсивно, и наиболее перспективные участки отрабатываются варварским способом в краткие сроки.

Проводя краткий обзор данного участка, в соответствии с горно-геологическими условиями подходящим будет являться бульдозерно-экскаваторный (открытый) способ разработки. Из-за жаркого климата промывка песков уязвима от запаса водных ресурсов, поэтому соответствующей технологией будет та, которая позволит проводить эффективное грохочение при наименьшем расходе воды.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Lawrence Williams Gold's Top 20-Mines, miners and countries. – Metals Focus Company, 1 April 2015.

КОМПОНОВКА СХЕМ РАЗМЕЩЕНИЯ СТАЦИОНАРНЫХ ПУНКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ В ПОДЗЕМНЫХ УСЛОВИЯХ

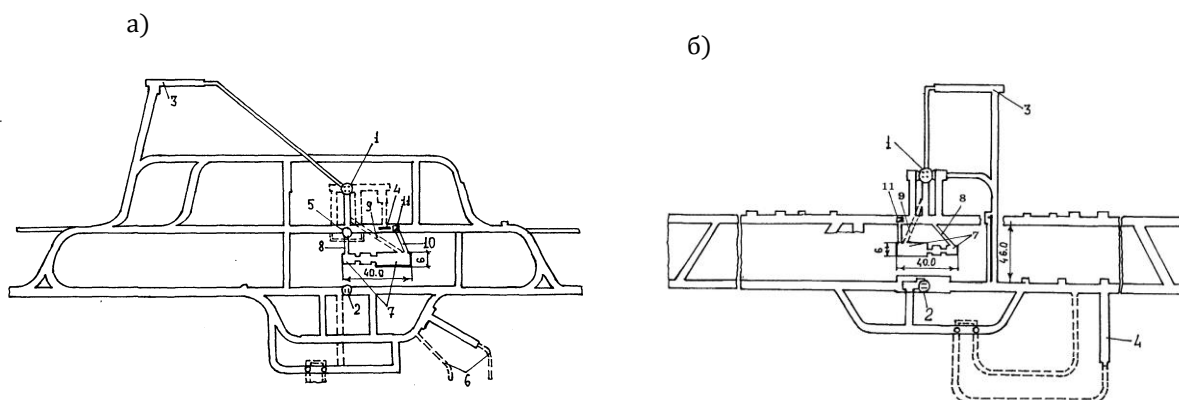
Шукшина А.Н., Потапов В.В., Потапов В.Я.
Уральский государственный горный университет

В мировой практике угледобычи уже накоплен определенный опыт размещения обогатительных установок в подземных выработках.

Так в 50-е годы на шахте «Константин Великий» (ФРГ) в пространственно – планировочной схеме выработок использовался способ подземного обогащения. Все обогатительное оборудование было установлено в камере у гезенка.

Расположение обогатительных пунктов рассматривается в каждом случае в соответствии с конкретной технологической схемой шахты; вскрытия и подготовки шахтного поля. Анализируются также комплексы подземных горных выработок вблизи шахтных стволов – околоствольные двory.

Очевидно, что стационарные обогатительные пункты должны быть расположены в местах, куда поступает уголь если не со всех, то с большинства участков, и где схема транспорта остается неизменной в течение всего срока службы шахты, горизонта или этажа таким местом является околоствольный двор. Рассмотрим поэтому возможные варианты расположения стационарных подземных обогатительных пунктов в типовых схемах околоствольных дворов. [1]



1-скиповой ствол; 2-клетевой ствол; 3. - склад ВМ; 4-породная разгрузочная яма; 5 - угольная разгрузочная яма; 6- ходок; 7-камеры для размещения обогатительного оборудования; 8- выработка для подачи горной массы на обогащение; 9-выработка для транспортирования обогатленного угля в камеру загрузочного устройства скипового подъема; 10-выработка для транспортирования пустой

Рисунок 1. Схемы расположения стационарных подземных обогатительных пунктов с применением сепараторов БПФС или СПРУТ в околоствольных дворах при доставке горной массы: а) локомотивами, б) ленточными конвейерами

На рисунке 1 приводятся схемы расположения стационарных подземных пунктов обогащения (СПО) с применением барабанно-полочного БПФС или СПРУТ по упругости и трению в околоствольных дворах при откатке горной массы локомотивами – (а), и при транспортировании горной массы ленточными конвейерами - (б).

Рис.1а. Обогатительное оборудование располагается в камере 7. По выработке 3 горная масса подается из угольной разгрузочной ямы на обогащение. Камера соединена выработкой 9 с угольной камерой загрузочного устройства скипового подъема, куда транспортируется

обогащенный уголь. По выработке 10 транспортируется в камеру загрузочного устройства скипового подъема порода. Предусмотрена загрузка пустой породы, поступающей после обогащения из бункера 11 в вагонетки для транспортировки ее в качестве закладки и погашение выработки. Шламовые воды отводятся в шахтный водосборник.

Рис.1б. Обоганительное оборудование находится в камере 7. Выработка 8 служит для транспортирования горной массы на обогащение, а по выработке 11 обогащенный уголь и порода транспортируются в камеры загрузочного устройства скипового подъема. Шламовая вода отводится по выработкам в шахтный водосборник.

При применении стационарного обоганительного пункта для обогащения горной массы, при панельном способе подготовки шахтного поля - пункт располагается на нижней приемной площадке обрабатываемой панели. При этажном способе подготовки с делением на подэтажи с отработкой на двусторонний бремсберг обоганительный пункт располагают на нижних приемных площадках крыльев этажа. [1-7]

Таким образом, конкретное размещение и привязка к сети горных выработок решается в каждом конкретном случае отдельно с учетом следующих основных факторов:

- величины грузопотока;
- способа вскрытия шахтного поля;
- способа подготовки шахтного поля;
- фракционного и марочного состава и отбитого угля.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Потапов В.В. «Технология разработки месторождений угля с предварительным его обогащением в подземных условиях»: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. – Екатеринбург, 2007. – 20 с.

2. Потапов В.Я. Технология разработки угольных месторождений, обеспечивающая экологическую и промышленную безопасность горных работ. / Н.Г. Валиев, В.Я. Потапов, В.В. Потапов // Известия вузов. Горный журнал №6, 2011. – С.101-108.

3. Потапов В.Я. Аппараты для разделения углей по фрикционным характеристикам / В.Я. Потапов, С.А. Ляпцев, В.В. Потапов // Современные проблемы науки и образования.- №6. (приложение «Технические науки»), 2012. – С.3.

4. Потапов В.Я. Рентгенорадиометрические сепараторы для обогащения минерального и техногенного сырья / Ю.О. Федоров, А.Ю. Федоров, В.Я. Потапов, В.В. Потапов // Горное оборудование и электромеханика. - № 8. - М., 2006.– С.18-20.

5. Демин В.Ф. К вопросу об охране повторно используемых выработок породными полосами// Тр. университета. - Караганда: КарГТУ, 2004. - Вып. 4. С.-43 - 46.

6. Новое направление в создании ресурсосберегающих процессов и оборудования для управления качеством углей/В.Я. Потапов С.А. Ляпцев, В.В. Потапов, П.С. Куликов, А.Ю. Федоров/ Освоение минеральных ресурсов Севера: проблемы и решения: Труды 4-ой Межрегиональной научно-практической конференции 12-14 апреля 2006г./Филиал СПГГИ (ТУ) «Воркутинский горный институт». – Воркута, 2006.-С.108-114., Т-1.

7. Потапов В.В. Технология управления качеством углей в подземных условиях с применением закладочных работ. //Материалы международной научно-технической конференции: «Научные основы и практика разведки и переработки руд и техногенного сырья».- Екатеринбург: изд. АМБ, 2004.- С. 252 - 256.

ИЗЫСКАНИЕ ЭФФЕКТИВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ ОТРАБОТКИ НИЖНЕЙ ЗАЛЕЖИ СИБАЙСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Беркович В. М., Мухитов А. М.
Уральский государственный горный университет

Участок Нижняя залежь является составной частью Сибайского месторождения и расположен в 900 м на север от разрабатываемого месторождения Новый Сибай, залегая ниже отработанного месторождения Старый Сибай на 300 м. Рудные тела Нижней залежи приурочены к верхнему контакту второй толщи Карамалыташской свиты, представленной базальтами и их туфами, иногда с прослоями туфов смешанного состава.

Для опытно-промышленной отработки были выбраны участки Нижней залежи в этаже 309-389 м запасы рудных тел №3 и №3а. Очистные работы велись системой разработки подэтажного обрушения с торцевым выпуском горной массы (рудное тело №3} и системой разработки подэтажного обрушения с отбойкой руды на компенсационные камеры (рудное тело №3а).

Основным способом управления горным давлением было принято полное обрушение налегающих пород. Обрушение налегающих пород допускалось как самообрушением, так и принудительно с помощью взрывных работ.

Рудное тело № 3 делится на 2 отработываемые панели (западную и восточную). Выемочная единица - секция (четыре блока). С панельного штрека до границ рудного тела на гор. 389 м проходят буродоставочные орты (Рис.1.).

Отбойка руды в блоках производится веерообразными взрывными скважинами. Отбойка скважин - по одному вееру.

Схема проветривания блока такова: свежий воздух с полевого орта поступает в панельный штрек и далее к рабочим местам с помощью вентиляторов частичного проветривания. Отработанная струя по штольне сбрасывается в карьер.

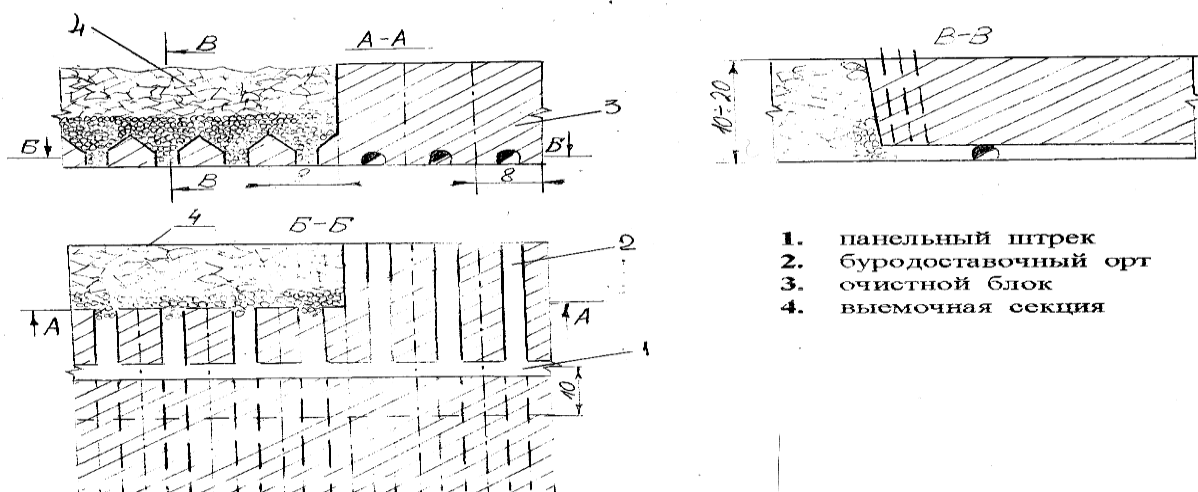


Рис. 1. Система разработки подэтажного обрушения с торцевым выпуском горной массы

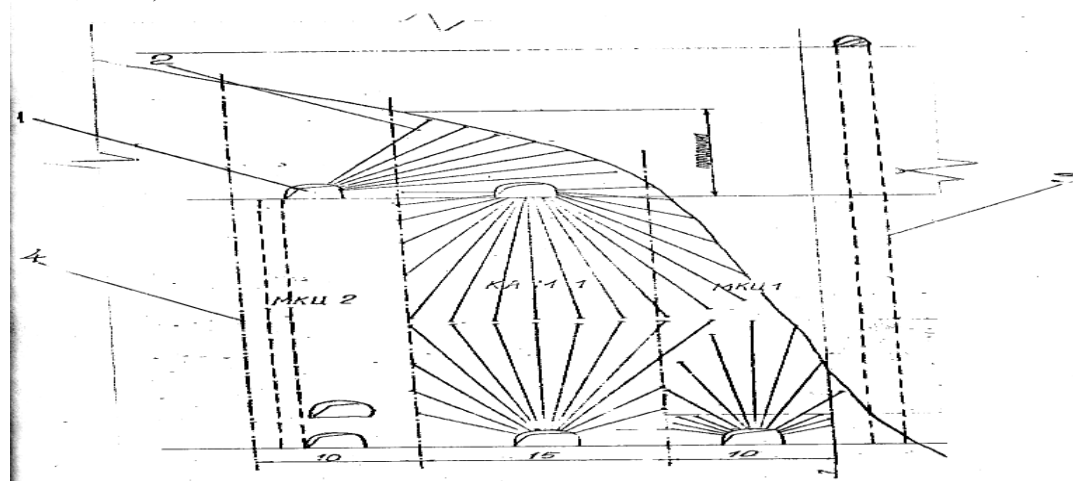
Отработываемый участок рудного отдела № 3а разбивается на 4 блока, ориентируемых в широтном направлении. Порядок отработки блока двухстадийный.

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

При подготовке участка осуществляется проходка комплекса выработок необходимых для ведения очистных работ. При подготовке днища блока доставочные выработки проходят по длинной оси целика, а траншейный орт по длинной оси камеры.

В начале отработки камерных запасов в каждой камере оформляется траншейное днище, из которого производят оформление отрезной щели путем отбойки параллельных скважин на отрезной восстающий, пробуренных из заездов в центре камеры. Для образования отрезной щели в центре камеры из транспортного заезда проходят отрезной восстающий. Отрезная щель образуется последовательным взрыванием восходящих и нисходящих комплектов скважин.

Отбойку руды в камере производят вертикальными слоями на отрезную щель взрыванием зарядов ВВ, которые размещают в восходящих и нисходящих веерных комплектах скважин (Рис. 2).



1 – подэтажная буровая выработка целика; 2 – взрывные скважины потолочины; 3 – вентиляционный восстающий; 4 – ходовой восстающий.

Рис.2. Схема обустройства потолочины

При отработке опытного участка Нижней залежи были исследованы вопросы: поиска рациональной технологии подземной доработки месторождения с обрушением руды и вмещающих пород, технология бурения и отбойки руды, порядок взрывания веерных скважин, ориентировка скважин относительно контура промышленного оруденения, параметры БВР, способ погашения выработанного пространства; конструкции днища, выпуск, доставка и транспорт руды и др.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Беркович В.М., Любавина В.А., Зберовский С.Г., Вильчинский В.Б. Исследование эффективности применения взрывной отбойки подкровельного слоя руды методом «защитного слоя». – III Международная НТК, «Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений», 2014, Екатеринбург, с. 72 - 75.
2. Агошков М. И., Борисов С. С., Боярский В. А. Разработка рудных и нерудных месторождений.- М.: Недра, 1983.- 424с.
3. Именитов В. Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений.- М.: Недра, 1984.- 504 с.

ОБОСНОВАНИЕ КОМПЛЕКСА ОСНОВНОГО ГОРНОГО И ТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ РАЗРАБОТКИ ВЕРХНЕРОГОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Сандригайло И. Н., Арефьев С. А., Ланских Т. Д., Смирнягина А. В.
Уральский государственный горный университет

Верхнероговское месторождение угля расположено в 110 км от города Воркута и в 70 км от станции Сейда железной дороги Котлас-Воркута. Первоочередной разработке подлежит пласт Роговской, мощность которого изменяется от 24,6 до 30,2 м. Строение пласта сложное. Пласт расщеплен на два самостоятельных участка – верхний и нижний со средней мощностью 21,3 и 5,7 м. Угол падения пластов 6-10 градусов. Максимальная суммарная мощность породных прослоек составляет 7,9 м. Плотность угля $1,63 \text{ т/м}^3$, при крепости по шкале Протодяконова равной 1,4-1,5. Вмещающие породы представлены аргеллитами, алевролитами и песчаниками, имеющими плотность $2,1-2,2 \text{ т/м}^3$ и крепость 3-4.

Глубина разреза первой очереди на Верхнероговском месторождении 280 м. При этом длина по поверхности 3000 м при ширине 1320 м. Производительность разреза по углю составит 4,7 млн. т/год, а по вскрыше 34 млн. $\text{м}^3/\text{год}$.

В связи с тем, что месторождение находится в суровых климатических условиях Севера, в сравнительно малообжитом районе, остро встает вопрос выбора основного горного и транспортного оборудования, применение которого сделает разработку его экономически целесообразной. Вследствие значительных затрат и больших объемов строительных работ, вариант с использованием железнодорожного транспорта был отвергнут. Предложено транспортировать горную массу автосамосвалами.

Были рассмотрены несколько вариантов механизации выемочно-погрузочных и буровых работ:

1. С использованием гидравлических экскаваторов и буровых станков с дизельным приводом в течение всего периода разработки месторождения;

2. С использованием гидравлических экскаваторов и буровых станков с дизельным приводом только на этапе строительства разреза с последующим переходом на использование канатных мехлопат и буровых станков с электрическим приводом;

3. С использованием гидравлических экскаваторов и буровых станков с дизельным приводом только на этапе строительства разреза с последующим переходом на использование канатных мехлопат и буровых станков с электрическим приводом на вскрыше и гидравлических экскаваторов с оборудованием «обратная лопата» на добыче;

4. С использованием канатных механических лопат и буровых станков с электрическим приводом в течение всего периода разработки месторождения.

Сравнение перечисленных вариантов показало, что наибольшая эффективность разработки Верхнероговского месторождения может быть достигнута при реализации третьего варианта. Согласно этому варианту в период строительства разреза выемка и погрузка горной массы в автосамосвалы БелАЗ-7513 грузоподъемностью 130 т будет осуществляться гидравлическими экскаваторами фирмы «Коматсу» модели РС-2000 с рабочим оборудованием «прямая лопата», вместимостью ковша 12 м^3 и дизельным приводом. Бурение взрывных скважин будет осуществляться станками Pit Viper-271, также имеющими дизельный привод.

Использование горного и транспортного оборудования с дизельным приводом позволяет оперативно начать работы на месторождении не дожидаясь обеспечения надежными источниками электроснабжения большой мощности. Срок эксплуатации этого первого комплекса оборудования: гидравлических экскаваторов, буровых станков и автосамосвалов близок к сроку строительства разреза составляющему 7 лет. В связи с этим, после окончания строительства и ввода разреза в эксплуатацию, возможна замена оборудования на новый комплекс горных машин, состоящий из электрических канатных механических лопат ЭКГ-12А, с вместимостью ковша 12 м^3 и буровых станков шарошечного бурения СБШ-250МНА-32 на

вскрыше, а также гидравлических экскаваторов фирмы «Комацу» модели РС-1250 с рабочим оборудованием «обратная лопата» и вместимостью ковша 5,6 м³ на добыче. Транспортирование пород вскрыши в отвал целесообразно осуществлять карьерными автосамосвалами БелАЗ-7513 грузоподъемностью 130 т, а перевозку угля из забоев на склад автосамосвалами БелАЗ-7540А грузоподъемностью 30 т. На отвалах и вспомогательных работах в разрезе предусмотрено использование бульдозеров «Четра» Т-35.01 с мощностью двигателя 353 кВт.

Комплексы оборудования, рекомендуемого для различных этапов разработки Верхнероговского месторождения, приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Комплексы оборудования

Параметры	Оборудование	
1 этап - Строительство разреза		
Экскаватор - вместимость ковша, м ³	Гидравлический Комацу РС-2000	
	12	
Буровой станок - диаметр долота, мм	Шарошечного бурения Pit Viper-271	
	229	
Автосамосвал - грузоподъемность, т	БелАЗ-7513	
	130	
2 этап - Эксплуатация		
	Добычные работы	Вскрышные работы
Экскаватор - вместимость ковша, м ³	Гидравлический Комацу РС-1250	Канатный ЭКГ-12А
	5,6	12
Буровой станок - диаметр долота, мм	-	Шарошечного бурения СБШ-250МНА
	-	269,9
Автосамосвал - грузоподъемность, т	БелАЗ-7540А	БелАЗ-7513
	30	130

Предлагаемые для использования на вскрышных работах электрические механические лопаты ЭКГ-12А, имеют срок эксплуатации 20-25 лет, и их использование в условиях месторождения позволит существенно снизить себестоимость выемки 1 м³ горной массы.

В то же время применение на добыче гидравлических экскаваторов РС-1250 с рабочим оборудованием «обратная лопата» и вместимостью ковша 5,6 м³ позволяет снизить потери и разубоживание угля за счет селективной отработки пластов. К преимуществам гидравлических экскаваторов относится подвижность стрелы, рукояти и ковша, возможность установки дизельного или электрического привода, возможность работы с оборудованием «прямая лопата» или «обратная лопата».

Опыт УК «Кузбассразрезуголь» показывает, что переход с валовой выемки на селективную отработку пластов, осуществленный после внедрения гидравлических экскаваторов, позволил снизить зольность угля на 2,2%, а потери на 6,5%. Производительность на один кубометр вместимости ковша гидравлических экскаваторов, работающих на добыче угля в смешанных забоях, на 50% выше, достигнутой в таких же условиях механическими лопатами с канатным приводом. За счет этих преимуществ обеспечивается повышение эффективности добычных работ.

Использование на вскрышных работах горного и транспортного оборудования, имеющего значительную мощность, позволяет существенно сократить штат работников и повысить интенсивность отработки месторождения.

Расчеты показывают, что реализация предложенного варианта отработки месторождения позволит повысить ее эффективность на 15-30% по сравнению с другими возможными вариантами и сделать разработку Верхнероговского месторождения угля рентабельной и экономически целесообразной.

ОБОСНОВАНИЕ ВЫБОРА БУРОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ НА КАРЬЕРАХ КАЧКАНАРСКОГО ГОКА

Беляев В.Л., Фризен В.Г., Ганиев Р.С., Глебов И.А.
Уральский государственный горный университет

Оптимизация выбора машины и срока её эксплуатации производится по минимизации стоимости бурения по техническим показателям, производительности, себестоимости бурения, парку буровых станков, стоимости станков, штату персонала.

Сырьевой базой Качканарского ГОКа является Гусевогорское месторождение титаномагнетитовых руд, расположенное на Среднем Урале. Район оруденения связан с комплексом габбро-пироксенитовых пород. Главным рудным минералом является магнетит. Извлекаемыми компонентами являются железо и ванадий. Предел прочности скальных пород при сжатии составляет 140 МПа. Характерная технологическая особенность скальных пород – необходимость их разрушения взрывом перед выемочно-погрузочными работами. Для бурения взрывных скважин применяются станки СБШ-250 МН-32, СБШ-270 ИЗ с электрическим приводом.

В настоящее время на карьерах начинают широко применяться станки с дизельными двигателями. В работе проведен анализ и сравнение бурового станка СБШ-250/270 с электрическим приводом и дизельного станка типа Sandvik D-75KS. При конкурентном сравнении двух моделей горного оборудования определяющим интегрированным показателем эффективности их использования является себестоимость производимой этими моделями продукции за одинаковый промежуток времени. Чем меньше затрат приходится на единицу производительности используемого оборудования, тем оно эффективнее.

По нашему мнению и мнению специалистов фирмы «Caterpillar», комплексным показателем для конкурентоспособности при таком подходе может быть показатель удельной стоимости выполнения основной функции машины, в нашем случае – бурения (для буровых станков – руб./п.м).

Себестоимость эксплуатации оборудования складывается из многих показателей: цена машины (на которую влияют условия платежа, сроки и условия поставки, комплектность поставки и др.), срок службы и эксплуатационные затраты.

В общем случае удельная стоимость бурения ($C_б$) имеет вид:

$$C_б = \frac{\sum Z_б + EЦ_б}{V_б}, \text{ тыс. руб./п.м.},$$

где $\sum Z_б$ – годовая сумма эксплуатационных затрат на бурение, тыс. руб.; $Ц_б$ – первоначальная (балансовая) стоимость буровых станков, включая доставку и прочие затраты, связанные с приобретением, тыс. руб.; $V_б$ – годовой объем бурения станка, п.м.; E – коэффициент экономической эффективности (0,08...0,15).

Технические показатели сравниваемых станков представлены в таблице 1, сравнение годовой производительности и годовой себестоимости бурения по указанным моделям – на рисунке 1.

Расчет потребного количества буровых станков произведен на плановую годовую производительность по бурению на Северном карьере, равную, согласно расчетам, 220926 п.м. На основе результатов расчета был произведен расчет стоимости приобретаемого оборудования (таблица 2).

Таблица 1 – Технические показатели сравниваемых станков

Показатели	СБШ-250/270	D-75KS
Диаметр скважин, мм	250, 270	228-279

Глубина бурения, м	32	53
Масса станка, т	110	63,5
Ширина станка, м	6,5	5,05
Скорость подачи, м/мин	4	27,1
Скорость подъема, м/мин	25	34,8
Частота вращения бурового става, об/мин	120	96
Установленная мощность электродвигателей, кВт	650	-
Мощность дизельного двигателя, кВт	-	552

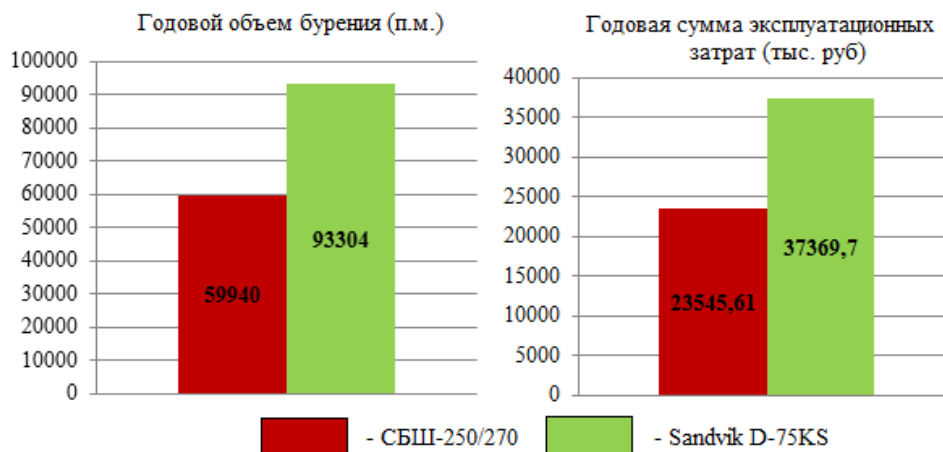


Рисунок 1 – Годовая производительность и годовая себестоимость бурения станков СБШ-250/270 и Sandvik D-75KS по данным Качканарского ГОКа

Таблица 2 – Расчет стоимости приобретаемого оборудования

Наименование	Кол-во	Цена с НДС, тыс. руб.	
		за ед.	всего
Буровой станок СБШ-250/270, шт.	6	44 239,30	265 435,80
Буровой станок Sandvik D-75KS, шт.	4	45 549,30	182 197,20

Таким образом, удельная стоимость бурения взрывных скважин составит:

$$C_{\text{СБШ}} = \frac{23545,61 + 0,12 \cdot 265435,8}{59940} = 0,924 \text{ тыс. руб./п.м.}$$

$$C_{\text{D-75}} = \frac{37369,7 + 0,12 \cdot 182197,2}{93304} = 0,635 \text{ тыс. руб./п.м.}$$

Из расчета видно, что наименьшей удельной стоимостью бурения обладает вариант с закупкой буровых станков Sandvik D-75KS (4 ед.). Кроме того, буровые станки Sandvik D-75KS превосходят СБШ-250/270 по производительности, надежности и дифференцированным показателям работы. Данная технологическая схема рекомендуется к внедрению на предприятии.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Caterpillar Performance Handbook. Edition 29 - Caterpillar Inc., 2011.
2. Сравнение бурового станка СБШ-250/270 с электрическим приводом и дизельного станка типа D-75KS – Компания «Евраз», 2015 г.

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ БЕЗЛЮДНОЙ ВЫЕМКИ УГЛЯ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

Кокарев К.В., Лазарева Т.Ю., Мишин А.А., Шакалов А.В.
Уральский государственный горный университет

В России сейчас действует 70 угольных шахт. Из них опасности не представляют восемь шахт, 38 считаются сверхопасными, а 12 — критически опасными [1].

Таблица 1 – Показатели опасности промышленных аварий на угольных шахтах [2]

Показатели аварийности и опасности крупных угольных аварий	Периоды рассмотрения, годы	
	1991-2000	2001-2010
Среднегодовая аварийность, ав./год	86+-23	23+-5
Общее количество официально зарегистрированных аварий	857	233
из них крупных (с числом погибших более 10 чел.)	10	7
Общее число погибших в крупных авариях, чел	218	337
Удельная смертность в крупной аварии, чел./млн т	0,20	0,33

Исходя из данных таблицы 1, идея о переходе к безлюдной выемке угля кажется не просто привлекательной, но актуальной и необходимой.

Безлюдная выемка является одним из самых прогрессивных способов разработки угля, призванная резко увеличить производительность труда и радикально улучшить условия труда шахтеров. Сегодня в среде специалистов горного дела используют чаще всего два понятия, относящиеся к рассматриваемой проблеме: «выемка угля без постоянного присутствия людей в очистном забое» и «выемка без присутствия людей в очистном забое».

Под первым понятием подразумевается такая технология, при которой предусматривается нахождение рабочих в очистном пространстве для осмотра, профилактики, ремонтов и ликвидации аварийных ситуаций. Под вторым понятием подразумевается полное отсутствие людей в очистном пространстве и подготовительных выработках. В таблице 2 приведена характеристика этих способов [3].

Таблица 2 – Характеристика способов безлюдной выемки

Способ	Характеристика	Достоинства	Недостатки
Агрегаты	К таким технологическим схемам относятся различной конструкции автоматизированные агрегаты с механизированной крепью.	Как показывает опыт экспериментальной проверки подобных агрегатов, они требуют посещения рабочими очистного забоя по меньшей мере два-три раза в течение смены	Имеют ограниченную область применения; не могут полностью соответствовать идее безлюдной выемки; невозможность оперативного вывода оборудования из очистного забоя; низкая надежность

	Бурошнековая выемка	Повышает производительность труда и безопасность очистных работ; позволяет выборочно извлекать полезное ископаемое из пластов сложного строения, с меньшим разубоживанием	Потери в недрах, доходят до 40-50 %
Скважинная гидродобыча	Использование скважинного самоходного гидромониторного агрегата	Безотходность производства; сохранность подземных вод; минимум воздействия разработок на окружающую среду, полностью безлюдная выемка	Большие потери и переизмельчение угля; необходимость его последующего обезвоживания; проблемы с очисткой воды
Подземная газификация угля	Получение горючего газа в результате неполного сжигания угля в недрах, на месте залегания. По скважинам в очаг горения (угольный пласт) подаётся воздушное дутьё	Относительно простая технология, самый высокопроизводительный и наиболее экологически чистый процесс получения энергии; стоимость, приведенная к условному топливу, наиболее низкая из ныне известных, полностью безлюдная выемка	Опасность загрязнения подземных водоносных горизонтов фенолами, низкий КПД, невозможность управления очагом горения, последовательное включение в работу новых участков
Выемка в тяжелых средах	Отработку угольного пласта производят гидравлическими агрегатами или угольными пилами, в тяжелой жидкости	Совмещение процессов отбойки, транспортирования и обогащения угля в процессе его добычи, полностью безлюдная выемка	Сложность технологической схемы; низкая надежность многокомпонентной технологической цепочки; высокие экономические затраты
Робототехнические комплексы	Дистанционное управление комбайном из соседней выработки или с поверхности.	Наибольшая безопасность работ; повышение качества продукции; частичная или полная автоматизация производства	Научноёмкие технологии, следовательно, весьма затратные;

Учитывая многолетние исследования в области безлюдной выемки, наиболее перспективным способом в настоящее время является внедрение робототехники в процесс добычи угля. На современном этапе развития техники и программного обеспечения, уже сейчас робототехника применяется в опасных для человека условиях. Первые шаги в этом направлении сделаны еще в 1980-х гг., а в 2015 г. впервые в России введена в эксплуатацию лава, позволяющая осуществлять безлюдную выемку угля. Шахта "Польсаевская" ОАО "СУЭК-Кузбасс" ввела в эксплуатацию уникальную лаву – в ней контроль и управление забойным оборудованием осуществляется оператором из соседнего штрека благодаря использованию многочисленных датчиков [4].

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. <http://www.vedomosti.ru/business/articles/2016/03/17/633925-zakrit-ugolnie-shahti>
2. Гражданкин А.И. Современные опасности крупных промышленных аварий (от углепрома в постиндустрию) // Безопасность труда в промышленности. - №8. - 2011. - с.58-62
3. Горная энциклопедия в 5-ти томах / Гл. ред. Е.А. Козловский – М.: Сов. Энциклопедия. 1984 – 1991
4. <http://rg.ru/2015/08/13/reg-sibfo/lava-anons>.

СРАВНЕНИЕ ОБЪЕМНЫХ МОДЕЛЕЙ КАРЬЕРОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СИСТЕМЫ MINEFRAME*

Балтачев С. А.^{1,2}, Петухов М. А.^{1,2}, Шлохин Д. А.^{1,2}

¹ФГБУН Институт горного дела УрО РАН

²Уральский государственный горный университет

В данный момент в мире многие существующие карьеры подходят к предельным контурам, что без изменения технологии отработки ведёт к увеличению занимаемых площадей, разнесу бортов и выемке дополнительных объемов вскрышных пород. Это в значительной степени увеличивает себестоимость полезного ископаемого и уменьшает рентабельность разработки.

Установить влияние технологических параметров карьеров на их объем и повысить обоснованность проектных решений возможно на основе применения современной системы моделирования MineFrame. Система MineFrame – комплекс программных средств для автоматизированного планирования и проектирования горных работ, разработанный Горным институтом КИЦ РАН. Система позволяет автоматически проектировать модели карьеров, задаваясь следующими параметрами: дно карьера, угол откоса уступа, высота уступа, уклон и направление съезда, ширина берм безопасности, ширина автодороги и др.

При проектировании ряда объемных моделей карьеров с одинаковой формой дна 100×500 м и различными технологическими параметрами (таблица, рисунок) можно установить зависимость объема карьера от уклона автосъездов, высоты уступа и формы трассы (рисунок 1).

Таблица – Технологические параметры карьеров

Форма трассы	Объем карьера, млн. м ³	Уклон, %	Высота уступа, м	Длина автодороги, м	Размеры карьера по поверхности		
					ширина, м	длина, м	площадь, тыс. м ²
Петлевая	122,6	50	15	7072,23	1088	1013	871,4
Спиральная	120,1	50	15	6693,69	815	1190	843,4
Петлевая	101,4	50	20	6767,63	920	940	692,1
Спиральная	98,9	50	20	6345,22	707	1087	675,3
Петлевая	107,9	80	15	4477,92	891	1041	757,2
Спиральная	109,0	80	15	4473,48	766	1141	763,7
Петлевая	92,9	80	20	4521,52	916	940	634,1
Спиральная	90,4	80	20	4282,52	666	1041	612,5
Петлевая	105,8	100	15	3886,6	815	1071	737,9
Спиральная	104,9	100	15	3818,24	740	1115	744,4
Петлевая	100,6	150	15	3436,25	765	1071	699,4
Спиральная	99,5	150	15	2935,25	715	1089	695,4
Петлевая	85,9	100	20	3528,44	740	940	580,1
Спиральная	86,2	100	20	3334,93	641	1015	582,5
Петлевая	80,9	150	20	2458,45	666	941	543,2
Спиральная	81,3	150	20	2354,79	617	991	547,3

Постоянные параметры карьеров: $H_k = 300$ м – глубина карьера; $B_б = 10$ м – ширина бермы безопасности; $B_{т.б} = 25$ м – ширина транспортной бермы; $\alpha = 75^\circ$ – угол откоса уступа.

* Работа выполнена в ФГБУН Институт горного дела УрО РАН в рамках государственного задания.

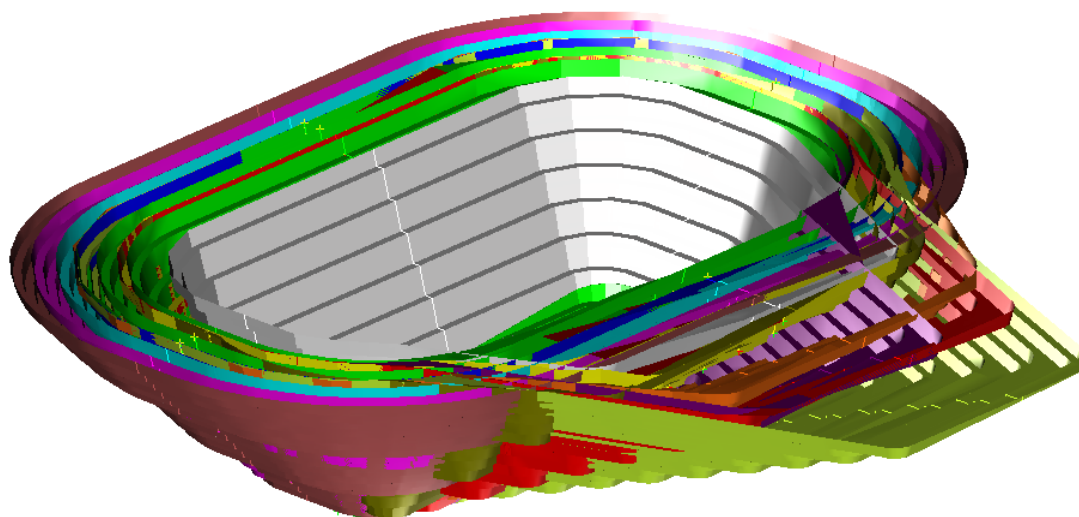


Рисунок 1 – Модели карьеров совмещенные по координатам дна

График зависимости объемов карьеров от уклона автосъездов, формы трассы и высоты уступа представлены на рисунке 2. Из графика видно, что увеличение уклона автосъездов с 50 до 150 ‰, а также увеличение высоты уступа с 15 до 20 м приводит к сокращению объема карьера на 17—22 %.

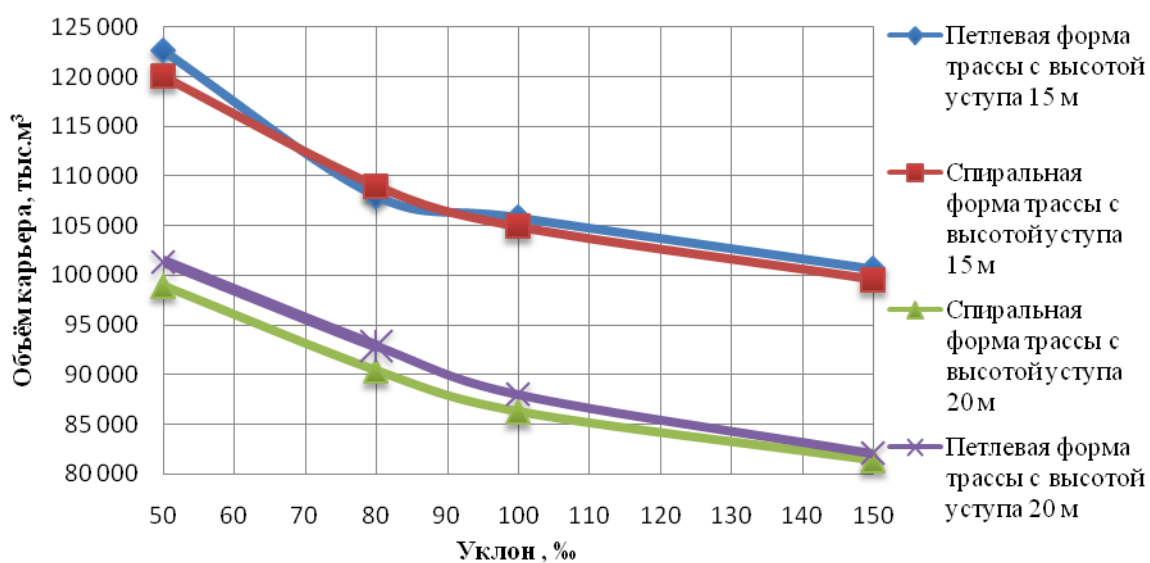


Рисунок 2 – Зависимость объема карьера от горнотехнических факторов

Применение компьютерного моделирования позволяет наиболее точно и с меньшими затратами прогнозировать ведение горных работ, упрощает выбор и обоснование способа вскрытия месторождения.

ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ТРАНСПОРТНЫХ ЗВЕНЬЕВ В КОМБИНИРОВАННЫХ ТРАНСПОРТНЫХ СИСТЕМАХ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ

Лель Ю. И, Исаков С. В., Костин А.Л., Ширинкин О. Э.
Уральский государственный горный университет

К основным принципам обеспечения высокопроизводительной и эффективной эксплуатации транспортных комбинаций относится соответствие параметров взаимодействующих транспортных средств, их согласованность по производительности и времени работы. Вместе с тем на практике взаимодействие транспортных звеньев осложнено определенной несогласованностью. Причины несогласованности лежат как в различном принципе действия и различной надежности транспортных звеньев, так и в стохастической природе самого транспортного процесса. Применение межзвенных аккумулирующих емкостей позволяет полностью или частично компенсировать несогласованность и ликвидировать жесткую взаимосвязь между сборочным и выдачным транспортом. Термин «жесткость взаимосвязи» в последнее время широко используется при анализе работы систем комбинированного транспорта. Вместе с тем конкретное определение и количественная оценка жесткости взаимосвязи отсутствуют. По нашему мнению, жесткость взаимосвязи следует оценивать относительным временем определенного рабочего периода системы, в течение которого транспортные звенья могут функционировать независимо друг от друга. Если за рабочий период взять продолжительность суток, то модуль жесткости взаимосвязи ($M_{ж}$) определится из выражения

$$M_{ж} = t_{нр} / 24, \quad (1)$$

где $t_{нр}$ – возможная продолжительность независимой (непрерывной) работы транспортных звеньев, ч.

В свою очередь

$$t_{нр} = V_б / P_ч, \quad (2)$$

где $V_б$ – вместимость аккумулирующего склада (бункера), m^3 ; $P_ч$ – часовая производительность сборочного автотранспорта, перегрузочного устройства или выдачного транспорта, $m^3/ч$.

По модулю жесткости транспортные комбинации можно разделить на следующие группы:

1. $M_{ж} \approx 0$. *Жесткая взаимосвязь*. Характерна для автомобильно-конвейерного, автомобильно-скипового и автомобильно-железнодорожного транспорта при непосредственной перегрузке горной массы в думпкары и применении эстакадно-бункерных перегрузочных пунктов с питателями. Из перечисленных комбинаций абсолютно жесткую взаимосвязь ($M_{ж} = 0$) имеет автомобильно-скиповой транспорт и автомобильно-железнодорожный при непосредственной перегрузке горной массы в думпкары. Перегрузочные узлы автомобильно-конвейерного и автомобильно-железнодорожного транспорта с эстакадно-бункерной перегрузкой оборудуются бункерами вместимостью 300—1500 т. Технологическая вместимость бункеров рассчитывается из условия компенсации неравномерности прибытия автосамосвалов на разгрузку, обусловленной вероятностным характером транспортного процесса. Вместимость бункеров не позволяет компенсировать часовую, сменную и суточную неравномерность грузопотоков. Время независимой работы транспортных звеньев, как правило, не превышает 5—15 мин, а модуль жесткости взаимосвязи $M_{ж} = 0,003 \dots 0,011$.

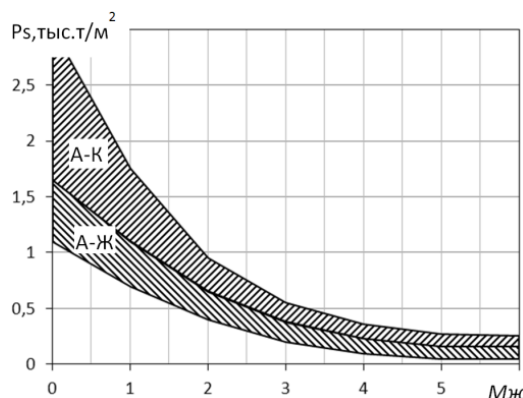
2. $0 < M_{ж} \leq 1$. *Взаимосвязь с ограниченной жесткостью*. Характерна для автомобильно-железнодорожного транспорта с экскаваторной перегрузкой горной массы на внутрикарьерных пунктах кратковременного складирования (Уфалейский рудник, Бакальские карьеры и др.).

3. $M_{ж} > 1$. *Нежесткая взаимосвязь*. Получила преимущественное распространение в комбинациях автомобильного транспорта с железнодорожным на карьерах стран СНГ (ССГПО, СевГОК, ЦГОК, НКГОК, ОАО «Ураласбест» и др.). Перегрузочные пункты устраиваются в виде насыпей на горизонтальных площадках или путем отсыпки горной массы под откос

уступа. $M_{ж}$ изменяется от 30—45 при устройстве стационарных складов на поверхности карьера до 1,5—3,0 при расположении перегрузочных пунктов в глубинной зоне.

С ростом глубины карьеров объективной закономерностью становится увеличение жесткости взаимосвязи транспортных звеньев. Это объясняется сокращением параметров рабочих зон карьеров с увеличением глубины разработки. Транспортные системы с нежесткой взаимосвязью звеньев (аккумулирующими складами) требуют значительных площадей для размещения перегрузочных устройств. Размещение одного экскаваторного перегрузочного пункта при автомобильно-железнодорожном транспорте ($M_{ж} \geq 3$) в рудной зоне глубокого карьера равносильно временной консервации 6—8 млн. т руды, приводит к сокращению активного фронта горных работ и снижению производительности по полезному ископаемому. На многих железорудных карьерах площадь, занимаемая экскаваторными перегрузочными пунктами, составляет 30—35 % общей площади рабочей зоны (Соколовский, Сарбайский, Коршуновский, Качарский и др. карьеры).

Обобщенные зависимости удельной годовой производительности перегрузочных пунктов на единицу занимаемой площади (P_s , тыс. т/м²) от модуля жесткости взаимосвязи транспортных звеньев, установленные по отечественным и зарубежным данным, представлены на рисунке.



А-К – автомобильно-конвейерный транспорт;
А-Ж – автомобильно-железнодорожный транспорт

Рисунок – Зависимость удельной годовой производительности перегрузочных пунктов на единицу занимаемой площади (P_s) от модуля жесткости взаимосвязи транспортных звеньев ($M_{ж}$)

Замена экскаваторных складов эстакадно-бункерными перегрузочными пунктами с вибропитателями при автомобильно-железнодорожном транспорте на глубоких карьерах позволит увеличить P_s с 0,10—0,15 до 1,0—1,6 тыс. т/м² при одновременном снижении $M_{ж}$ с 3—4 до 0,008—0,011. Применение таких систем, по опыту зарубежных карьеров, приводит к снижению удельной энергоёмкости процесса перегрузки в 3,5—5,0 раз, капитальных затрат – в 1,5—1,7 раза, себестоимости перегрузочных работ – в 1,5 раза.

При автомобильно-конвейерном транспорте площади, занимаемые перегрузочными пунктами, сокращаются в 20—30 раз по сравнению с экскаваторной перегрузкой ($P_s = 2...3$ тыс. т/м²). В связи с этим представляется необоснованным предложение ряда авторов о стабилизации работы комплексов ЦПТ за счет строительства буферных складов вблизи приемных бункеров ДКК. Строительство таких складов в глубинной зоне, естественно, приведет к снижению жесткости взаимосвязи транспортных звеньев, но будет сопровождаться резким ростом площадей, занимаемых перегрузочными пунктами. Будет потеряно одно из главных достоинств циклично-поточной технологии в глубоких карьерах. Устройство буферных складов экономически оправдано только при их расположении на поверхности или в верхней зоне глубоких карьеров.

По опыту зарубежных карьеров сохранение устойчивой работы комбинированных транспортных систем глубоких карьеров при увеличении жесткости взаимосвязи должно обеспечиваться повышением надежности и ритмичности функционирования смежных транспортных звеньев, внедрением автоматизированных систем управления грузопотоками на базе GPS и ряда других организационных и технологических мероприятий. Исследования в данном направлении проводятся на кафедре РМОС УГГУ.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ ОТРАБОТКИ УДАРООПАСНЫХ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ТАЛНАХА

Беркович В.М., Шакиров А.Ф., Астахов П.Д.
Уральский государственный горный университет

Талнахское и Октябрьское медно-никелевые месторождения Талнахского рудного района разрабатываются рудниками «Маяк», «Комсомольский» и «Октябрьский» Норильского горнометаллургического комбината. Рудник «Таймырский» находится в стадии строительства. Рудники «Комсомольский», «Октябрьский» и «Таймырский» являются глубокими (850—1600 м)

На рудниках «Октябрьский» и «Комсомольский» применяется сплошная система разработки с выемкой руды слоями в восходящем, нисходящем или комбинированном порядках и сплошная камерная с полной закладкой выработанного пространства твердеющими смесями.

Анализ полученных экспериментальных данных показал, что:

- в рудном массиве максимальные горизонтальные напряжения ориентированы в субширотном направлении. Во вмещающих породах максимальные горизонтальные напряжения ориентированы в субмеридиональном направлении;

- вертикальный компонент напряжения как в породах, так и в рудах соответствует полному весу вышележащего столба пород ($\sigma_z = \gamma H$); горизонтальный в породах σ_x , ориентированный в субширотном направлении, равен горизонтальному σ_y , в рудах, ориентированному в субмеридиональном направлении, и составляет (0,5-0,8) γH ;

- горизонтальный компонент напряжений в породах σ_y , ориентированный в субмеридиональном направлении, равен горизонтальному в рудах, ориентированному в субширотном направлении, и составляет (1,1 — 1,6) γH ;

- вблизи разрывных нарушений на отдельных участках напряжения равны (1,5—2,0) γH .

Систематическое обследование выработок показало:

- стреляние с интенсивным заколообразованием пород в одиночных выработках активно проявляется в течение пяти часов после взрывных работ на участках длиной до шести метров от линии забоя. Глубина разрушения пород в кровле выработок достигает 2,8 м, но чаще всего она составляет 0,8 м;

- разрушение породы в выработке может быть инициировано бурением шпуров под анкеры, расширением ее или взрывными работами, проводившимися в соседних выработках.

Анализ условий проявления рассматриваемых явлений показал, что они возникли в зоне повышенного горного давления при выемке самого удароопасного кубанитового типа руды.

Основные параметры зоны опорного давления: расстояние от забоя до точки его максимума x_1 и коэффициент концентрации напряжений κ :

$$\kappa = \sigma_m (\gamma H)^{-1},$$

где σ_m — напряжение в точке максимума опорного давления; γH — напряжение, определяемое весом столба пород,

$$\sigma_m = \sigma_{k1} - k x_1 h^{-1};$$

$$\sigma_{k1} = \frac{R}{k}; \quad k = R,$$

где R — кубиковая прочность руды в массиве.

Расстояние до точки максимума опорного давления определяется по формулам

$$x_1 = \begin{cases} 0,8e\delta L_0, & \text{при } x_0 \geq L_0 \\ e(1 - 0,2x_0 L_0^{-1})\delta x_0, & \text{при } x_0 < L_0 \end{cases}$$

где L_0 — расстояние от линии очистного забоя до точки в выработанном пространстве, в которой вертикальные напряжения восстановились до γH ; e — коэффициент, учитывающий соотношение размеров очистной выемки; δ — коэффициент, определяемый по графикам в зависимости от параметра D

Экспериментальными и аналитическими исследованиями доказано, что предварительная под- и надработка рудного тела снижает его напряженное состояние и оказывает благоприятное влияние на последующую его отработку. Предварительная надработка и подработка разгружают рудную залежь и ее можно отрабатывать как в нисходящем, так и в восходящем порядках. Опасность проявления горных ударов при этом ликвидируется. При надработке зона повышенных напряжений формируется у забоя защитной выработки, а последующая отработка надработанного рудного массива слоями как в нисходящем, так и в восходящем порядке производится в разгруженной зоне.

Первоочередной выемкой защитного слоя (горизонтального или вертикального) достигается не только исключение возникновения горных ударов, но обеспечиваются высокие темпы отработки удароопасного месторождения и повышаются технико-экономические показатели работы рудника. На основании выполненных экспериментальных и аналитических исследований ВНИМИ совместно с Норильским комбинатом было предложено несколько вариантов способов разработки рудных залежей с опережающей выемкой защитного слоя:

- вариант разработки с выемкой и закладкой горизонтальных слоев в восходящем порядке и с первоочередной выемкой защитного слоя руды

- вариант разработки с закладкой сплошными камерами с первоочередной выемкой защитного слоя руды у кровли залежи

- вариант разработки с выемкой и закладкой горизонтальных слоев и восходящем порядке и с первоочередной выемкой защитного слоя руды по почве залежи

- вариант разработки с выемкой и закладкой горизонтальных слоев в нисходящем порядке и с опережающей разгрузочной щелью у почвы

Исследования с использованием составленной горнотехнической модели разрушения пород в статической и динамической формах обусловили возможность сформулировать необходимые требования к ударобезопасной технологии. Сущность этих требований заключается в том, что при конструировании ударобезопасных систем разработки кроме горно-геологических факторов (мощность, угол падения, форма залегания рудного тела и др.) и технологических требований (ориентирование забоев по направлению действия максимальных напряжений, общее развитие фронта очистных работ, расположение подготовительных выработок и др.) в первую очередь необходимо учитывать геомеханический режим нагружения горных пород на месторождении. Сформулированные принципы геомеханических режимов нагружения массива горных пород и регламентирующие градации Правил технической эксплуатации рудников стали основой для классификации отечественных удароопасных месторождений по горно-геологическим и геомеханическим условиям. Предложенный новый подход к технологии отработки удароопасных месторождений для «мягкого» и «жесткого» режимов нагружения обусловил конструирование новых ударобезопасных вариантов систем разработки для сложных горно-геологических условий.

УДК 622.6

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ АВТОМОБИЛЬНО-СКИПОВОГО ТРАНСПОРТА ОТБИТОЙ ГОРНОЙ МАССЫ

Беркович В. М., Харин А. Д.

Уральский государственный горный университет

Скиповые подъемники имеют ряд преимуществ по сравнению с другими способами транспортирования отбитой горной массы из карьера: самый короткий путь подъема; возможность селективной выемки руд, с целью формирования грузопотока заданного качества; минимальные сопротивления движения и, следовательно, самый меньший расход

электроэнергии; не требует вторичного дробления отбитой горной массы; скиповые подъемники занимают в 3 – 4 меньше площади рабочей зоны карьера; полная автоматизация звена подъема.

Выбор и расчет параметров автомобильно-скипового транспорта тесно связаны с экономической эффективностью его применения в условиях конкретного предприятия и является комплексной задачей. При этом совместно должны решаться задачи экономической оценки эффективности комбинированного вида транспорта, граница (глубина) его ввода, шага переноса перегрузочных пунктов, вида вскрытия и способа подготовки горизонтов, режима горных работ и т. д.

Так как производительность скипового подъемника является функцией глубины, а глубина ввода скипового транспорта H_i связана со сроками ввода, то ввиду неодинаковых объемов горной массы, остающейся в контурах карьера и подлежащей выдаче скиповым подъемником с соответствующей глубины, себестоимость подъема:

$$Cc_i = f(V_i; H_i) \text{ коп/т.} \quad (1)$$

Для определения глубины ввода скипового подъемника предлагается метод, сравнения вариантов автомобильно-скипового и сравниваемого вида транспорта на любой расчетный год с глубины H_i :

$$(C_i + E_n K_i) \rightarrow \min \quad (2)$$

где C_i - эксплуатационные затраты i - года, тыс.руб; K_i - капитальные вложения i -го года, приведенные к одному моменту оценки, тыс. руб; E_n - нормативный коэффициент.

Эксплуатационные затраты на автомобильно-скиповой транспорт

$$CAC_i = \Delta AC_i + \Delta g_i + \Delta \text{п} + \Delta m_i + \Delta r_i + \Delta \text{дор}_i \text{ тыс. руб.,} \quad (3)$$

где ΔAC_i - эксплуатационные затраты на скиповой транспорт.

$$\Delta AC_i = C_i V_i \quad (4)$$

где $C_i = f(l_{ai}; H_i; l_p)$ – себестоимость транспортирования горной массы, коп/т.

$$\tilde{N}_i = C_{a_i} + C_{c_i} + C_{\bar{i}}, \quad (5)$$

здесь $C_{a_i}, C_{c_i}, C_{\bar{i}}$ - себестоимость транспортирования внутрикарьерным транспортом, скиповым подъемником и транспортирование на поверхности;

l_p, l_{ai} - расстояние транспортирования внутри карьера и на поверхности, км;

$\dot{Y}_{gi} = C_{gi} (V_r - V_i)$ - дополнительные затраты на автомобильный транспорт (при производительности скипового подъемника V_i меньше годовой производственной мощности предприятия по горной массе V_r);

C_{gi} - себестоимость транспортирования автономным видом транспорта, коп/т;

$\dot{Y}_{\bar{i}}, \dot{Y}_{\tilde{a}_i}, \dot{Y}_{\tilde{a}\tilde{a}\tilde{\delta}_i}$ - затраты, связанные с содержанием перегрузочного пункта и скиповой транспорт, мостов, гаражного хозяйства и автодорог, тыс. руб.

Транспортные затраты на перемещение горной массы выражаются:

$$\dot{Y}_{\tilde{a}\tilde{N}_i} + \dot{Y}_{gi} = (\tilde{N}_{\tilde{a}\tilde{N}_i} + C_{c_i} + C_{\bar{i}}) V_i + C_{gi} (V_r - V_i) \quad (6)$$

$$\tilde{N}_{\tilde{a}\tilde{N}_i}, C_{\bar{i}}, C_{gi} = f(l) \quad (7)$$

где l - расстояние транспортирования.

Расстояние транспортирования в скиповой зоне с числом горизонтов k и рабочей зоне карьера с числом горизонтов m : находим по формуле:

$$l_{a_i} = \frac{\sum_{h=1}^{n=k} l_h V_h}{V_i} \text{ км,} \quad (7)$$

где l_h - расстояние транспортирования горной массы с h -го горизонта в см;

V_h - объем горной массы на h -м горизонте, тыс. м³.

Расстояние транспортирования горной массы автономно транспортом (при $V_i < V_r$) определяется:

$$l_{agi} = l_{gi} + l_{\sigma_i} + l_{i_g}, \text{ км} \quad (8)$$

$$l_{agi} = \frac{\sum_{h=k+1}^{h=m} l_h V_h}{V_r - V_i} + \frac{H_i - h_y (m-n)}{i_p} K_{\text{тр}} + l_{i_g}, \text{ км} \quad (9)$$

где l_{agi} - расстояние внутри рабочей зоны от $k+1$ до m -го горизонтов; l_{σ_i} - подъем по борту карьера вне рабочей зоны; h_y - высота уступа m ; $K_{\text{тр}}$ - коэффициент развития трассы; i_p - руководящий уклон трассы, %.

Эксплуатационные затраты на сравниваемый (автомобильный) транспорт складываются:

$$CA_i = \Delta a_i + \Delta \text{дор}_i + \dot{Y}_{\tilde{a}_i}, \text{ тыс. руб} \quad (10)$$

где Δa_i - эксплуатационные затраты на автомобильный транспорт.

$$\Delta a_i = (C_{a_i} + C_{\sigma_i} + C_{i_g}) V_T, \quad (11)$$

здесь $C_{a_i}, C_{\sigma_i}, C_{i_g}$ - себестоимость транспортирования 1 т горной массы внутри карьера, по борту карьера и на поверхности до места разгрузки, коп (подсчитываются аналогично C_{g_i}).

Капитальные вложения варианта АС:

$$K_i = K_A + K_{\text{ск}} + K_{\text{п}} + K_{\text{д}} + K_{\text{г}} + K_{\text{м}} + K_{\text{тр}} + K_{\text{пр}}, \text{ тыс. руб}, \quad (12)$$

где K_A - затраты на приобретение автотранспорта;

$K_{\text{ск}}, K_{\text{п}}$ - затраты на строительство скипового подъемника и перегрузочного пункта;

$K_{\text{д}}, K_{\text{г}}, K_{\text{м}}, K_{\text{тр}}$ - затраты на строительство автодорог, гаражного хозяйства, мостов через скиповую траншею и оборудование скиповой траншеи.

УДК 622.6

СНИЖЕНИЕ ВЛИЯНИЯ УРОВНЯ ПОДЗЕМНЫХ ВОД НА УСТОЙЧИВОСТЬ БОРТА КАРЬЕРА

Беркович В. М., Саттаров В.Р.

Уральский государственный горный университет

Осушение бортов карьеров, как способ управления их устойчивостью, предполагает понижение подземных вод до такого уровня, при котором гидродинамическое и гидростатическое давление не оказывает значительного влияния на напряженное состояние прибортового массива в пределах поверхности скольжения.

В нашем случае по гидрогеологическому районированию район месторождений входит в бассейн грунтовых вод зон трещиноватости в породах среднего и нижнего палеозоя восточного склона Урала

Глубина распространения трещинной зоны выветривания, к которой приурочена водоносность, прослеживается до 40 - 50 м, в зависимости от геоморфологического положения и литологического состава водовмещающих пород.

Питание водоносного комплекса носит ярко выраженный сезонный характер. Максимальное положение уровней фиксируется в период весеннего снеготаяния (май – июнь), минимальное в зимнюю межень.

Источником обводнения карьера будут осадки, поступающие на его площадь. Поверхностный сток, который формируется за пределом карьера, отводится от него нагорными канавами.

При площади карьера по верху 0,28 км², паводковые и ливневые водопритоки в карьер составят: 19; 42 и 163 м³/

Прогнозные притоки в будущий карьер за счет различных источников их формирования распределятся следующим образом:

- притоки за счет подземных вод (зимний период) - 11 м³/час.
- притоки в теплый период с апреля по сентябрь - 30 м³/час;
- притоки в период интенсивного снеготаяния - 53 м³/час;
- притоки летом во время ливневых дождей - 174 м³/час.

Основным водоносным горизонтом в районе месторождения является горизонт зоны трещиноватости вулканогенно-осадочных пород. При отработке месторождения комбинированным способом ожидаемые водопритоки в шахту при достижении ею максимальной глубины составят 90 м³/ч.

Исходя из того, что подземные работы ведутся под карьером, при проектировании водоотлива в общей сумме ожидаемых водоприходов в шахту учитываются водопритоки из карьера. Таким образом, с учетом перепуска карьерных вод, прогнозные водопритоки в шахту составят: нормальный 139 м³/ч, максимальный 200 м³/ч. Анализ результатов исследований позволил предположить, что снижения уровня подземных вод можно достигнуть путем проходки в борту кольцевого дренажного штрека.

Выполненные расчеты показали, что без мероприятий по снижению уровня подземных вод коэффициент запаса устойчивости борта в его придельном положении составляет 1,20, но при снижении депрессионной воронки на 200-250 м в призме возможного деформирования он возрастает до 1,64 (рис. 2.12).

Анализ результатов исследований позволил предположить, что снижения уровня подземных вод можно достигнуть путем проходки в борту кольцевого дренажного штрека.

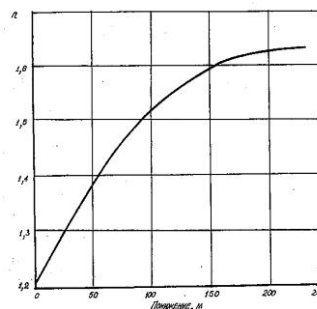


Рис.2.12. Изменение устойчивости борта при понижении уровня подземных вод

Для проверки этого предположения провели гидрогеологические расчеты по методике А. Ж. Фуфтахова, из результатов которых следует, что при условии проходки дренажного штрека уровень подземных вод в прибортовом массиве может быть снижен на 50-60 м (табл. 2.2). Это повысит коэффициент запаса устойчивости борта в придельном положении до 1,42 (см. рис. 2.12).

Таблица 2.2 - Результаты гидрогеологических расчетов

Средневзвешенный коэффициент фильтрации, м/сут	Средняя мощность водоносного горизонта, м	Глубина заложения штрека под статическим уровнем,	Расстояние дна штрека от условного водоупора, м	Приведенный радиус дренажной выработки, м	Ширина зоны влияния штрека, м	Расстояние штрека от центра карьера, м	Показатель гидравлического сопротивления несовершенного штрека	Среднегодовой прогнозный водоприток в	Расчетное понижение уровня подземных вод в различных точках, находящихся от центра дренажа на расстоянии, м
--	---	---	---	---	-------------------------------	--	--	---------------------------------------	---

									200	220	300	400
0,144	243	177	66	1,5	1500	200	0,438	210	56	54	50	47

Следовательно, проходку штрека можно рассматривать как один из способов повышения устойчивости борта карьера и как следствие, снижения гидростатического давления на наш искусственный борт.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Емельянова Е.П. Основные закономерности оползневых процессов. – М., Недра, 1972, 310 с.

УДК 622.235.1

ИССЛЕДОВАНИЯ ЦЕЛОСТНОСТИ ПОРОД КРОВЛИ ПРИ ОТБОЙКЕ ПОДКРОВЕЛЬНОЙ ЗОНЫ РУДНОГО ТЕЛА МЕТОДОМ «ЗАЩИТНОГО СЛОЯ»

Беркович В.М., Максимов А.А.

Уральский государственный горный университет

Последнее требование к месторождению, которое после консервации планируется использовать как подземный холодильник, накладывает ряд условий на порядок ведения очистных работ. В частности, отбойка подкровельного слоя вертикальными шпурами нарушает целостность пород кровли, главным образом, из-за перебуров торцевых частей шпуров в породную часть кровли. В процессе взрыва значительная доля энергии концов зарядов ВВ переходит в породы кровли, разрушая приконтактный массив и ухудшая состояние кровли очистных выработок, которую необходимо крепить. Использование обычных горизонтальных зарядов существенно снижает влияние энергии заряда ВВ на приконтактную часть массива, однако и это не решает проблему сохранности пород кровли при отработке подкровельного слоя, т.к. радиальные трещины от зарядов дробления, при принятой ЛНС смыкаются за границей раздела руда-порода и нарушают целостность кровли.

Контурное взрывания методом "защитного" слоя при отбойке подкровельного слоя горизонтальными шпурами позволяет формировать в процессе взрыва некий буферный слой толщиной 0.8-0.9 м, который воспринимает на себя нагрузку от взрыва отбойных зарядов и взрывается с максимально возможным замедлением относительно последних. Буферный слой состоит из собственно "защитного" слоя руды мощностью в половину расчетной линии наименьшего сопротивления (ЛНС), 0.5 - 0.6 м, а также приконтактно-откольной зоны. Границей раздела между ними является ряд оконтуривающих шпуров.

Приконтактно-откольная зона необходима для сохранности породной кровли от взрывания оконтуривающих зарядов.

Для определения расстояния между шпурами в оконтуривающем ряду необходимо знать параметры воронки взрыва. Расчеты ведутся на предположении, что при взрыве образуется воронка взрыва, угол при вершине которой составляет 90°. Объем такой воронки определяется по формуле:

$$V = (\pi R^2 W) / 3, \text{ м}^3,$$

где R – радиус воронки взрыва, м;

W – линия наименьшего сопротивления (ЛНС), м.

Наиболее часто при взрывании на рыхление расчетный удельный расход ВВ принимается по специально составленным таблицам и уточняется в процессе ведения работ.

Расстояние между оконтуривающими шпурами определяется графически (рис.1.1), из соображений, что радиальные трещины от соседних шпуров сомкнутся на глубине 0.3 м, т.е. на границе раздела руда-порода, а не за ее пределами.

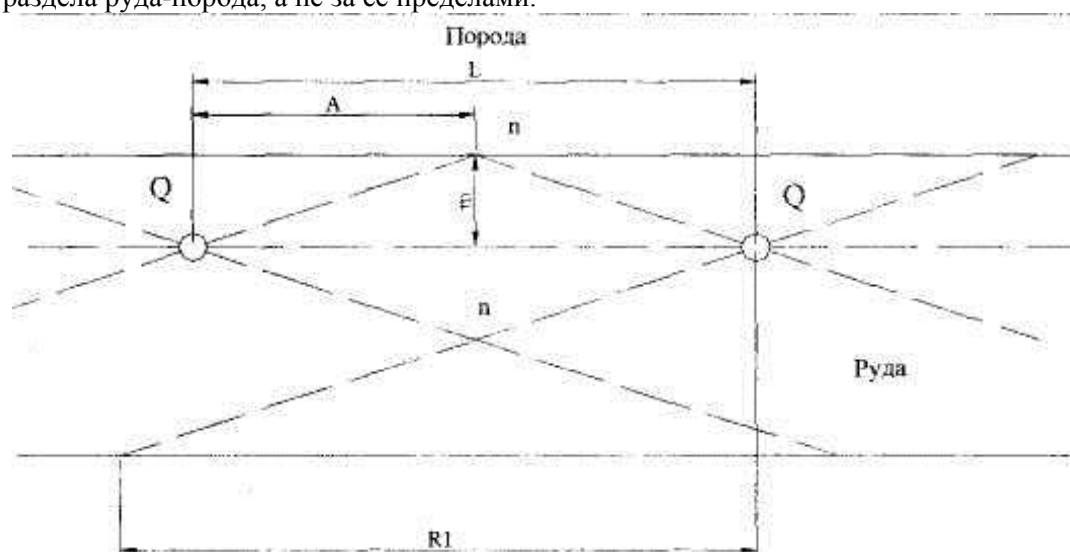


Рис. 1.1. Схема графического метода определения расстояния между оконтуривающими шпурами.

В течение 1999-2000 годов были проведены опытно-промышленные испытания отбойки подкровельного слоя методом «защитного слоя» без крепления сильно нарушенных пород кровли на рудниках компании ПАО «Норильский никель». Общее состояние очистных выработок в районе проведения ОПИ по данным визуальных наблюдений оценено как удовлетворительное. Положительные результаты ОПИ позволили рекомендовать данный способ к широкому применению на всех рудниках ПАО "НГК", что принесет значительную экономию средств за счет отказа от крепления породной кровли очистных выработок и снижения разубоживания руд пустыми породами.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Беркович В.М., Любавина В.А., Зберовский С.Г., Вильчинский В.Б. Исследование эффективности применения взрывной отбойки подкровельного слоя руды методом «защитного слоя». – III Международная НТК, «Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений», 2014, Екатеринбург, с. 72 - 75.
2. Ханукаев А.Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. М: "Недра", 1974, 223 с.
3. Кутузов Б.Н. Взрывные работы. // М., «Недра», 1974, 368 с.
4. Авдеев Ф.А., Барон В.Л., Блейман И.Л. Производство массовых взрывов. М: "Недра", 1977, 312 с.

О ПЕРСПЕКТИВЕ ПРИМЕНЕНИЯ ТЕХНОЛОГИИ КРЕПЛЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ 3-D ПРИНТЕРОВ

Артемьев А. С.

Уральский государственный горный университет

В последние годы широкое распространение получили технологии с применением 3D-принтера.

3D-принтер — это периферийное устройство, использующее метод послойного создания физического объекта по цифровой 3D-модели. В зарубежной литературе данный тип устройств также именуют фабберами, а процесс трехмерной печати - быстрым прототипированием [1].

Относительно молодая технология, которая стала активно развиваться всего с начала 2000-х годов, уже показывает необычайные результаты во многих сферах науки и техники. Эта технология, изначально позволявшая изготавливать небольшие предметы из пластика, привлекла внимание, прежде всего из-за возможности создавать модели совершенно разных форм и сложности. Позднее толчок дал тот фактор, что принцип действия такого принтера довольно прост. Создание или приобретение его стало возможным без затрат множества ресурсов. Примерно в это же время начались эксперименты по замене пластика на другие материалы. В 2010-х годах 3D-принтеры стали использоваться на производстве во многих областях, таких как: литейное производство; архитектура и дизайн; машиностроение; производство электроники; геоинформационные системы; ювелирная отрасль; потребительские бытовые товары и даже медицина.

Наибольший интерес представляют строительные 3D-принтеры, которые получили распространение лишь в последние годы. Несколько компаний по России и за рубежом работают над созданием промышленной модели принтера, который был бы доступен и прост в обслуживании и ремонте. В Европе и Америке уже были построены несколько одноэтажных домов, а также «обкатывается» технология изготовления строительных материалов и блоков. В Китае уже построен и продемонстрирован дом площадью 1100 м². Та же компания, используя только блоки, изготовленные по технологии послойного нанесения, построила пятиэтажный дом в Сучжоуском промышленном парке (провинция Цзянсу, Шанхайский регион). Как утверждает компания-изготовитель, затраты на строительство таких домов могут составлять 30-60% от стоимости при использовании традиционных технологий, а скорость возведения уменьшится на 70% [2]. Как минимум, одна компания на российском рынке уже предлагает полностью готовый к работе принтер [3]. Учитывая затраты на строительство малоэтажных домов и представленные параметры принтера, его стоимость можно назвать приемлемой.

Вполне возможно, что технология 3D – печати будет актуальна и в горном деле. В данной статье предлагается использование 3D-принтера для возведения постоянной крепи при проходке капитальных выработок.

Наиболее целесообразным представляется использование 3D технологии при креплении горизонтальных и вертикальных выработок вместо набрызгбетонной крепи, наносимой традиционными «сухим» или «мокрым» способами, а так же вместо постоянной крепи.

Установка для возведения крепи в горизонтальной выработке представляет собой портативный комплекс, передвигающийся на пневмоколесном ходу и работающий от электроэнергии. Комплекс будет иметь: раму (1) с бункером-приемником и автоматизированным узлом для изготовления «пасты» (2) из исходных материалов; компьютеризированную систему управления (3) с возможностью дистанционного беспроводного управления для увеличения безопасности работ; систему ориентации в выработке и определения геометрических параметров сечения для корректировки модели крепи; манипулятор с соплом (4) для формирования крепи выработки.

Технология заключается в послойном нанесении «пасты», представляющей из себя цементный раствор со строительными добавками или фиброволокном и формировании рамной крепи необходимой конфигурации. Необходимый объем армирования крепи, рассчитанный заранее исходя из горно-геологических условий, будет осуществляться вручную. Учитывая компактность и простоту конструкции, предполагается, что выполнять установку арматуры сможет один рабочий. Благодаря системе определения точных геометрических параметров выработки возможна моментальная корректировка формы крепи. Так же можно предусмотреть режим возведения ограждающей крепи между рамами, что позволит отказаться от затяжки и забутовки.

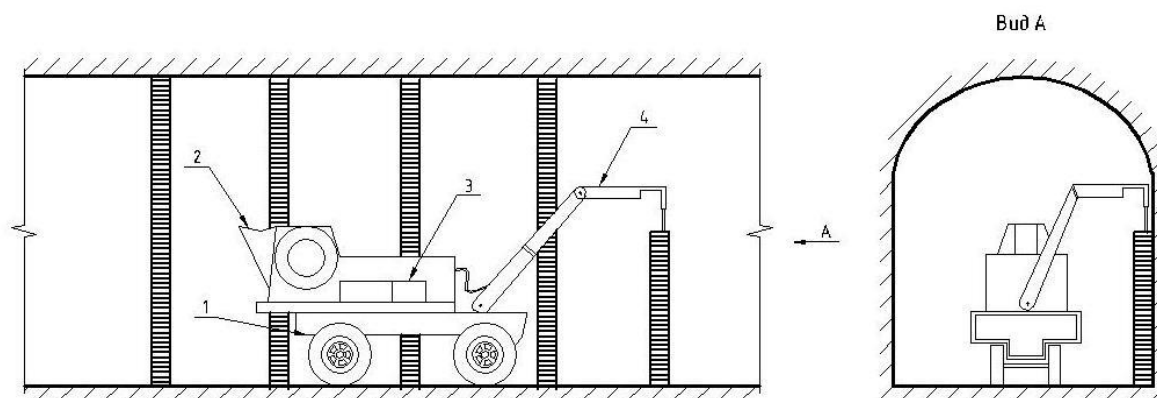


Рис. 1. Установка для возведения крепи методом 3D – печати

Даже на данном этапе можно смело сказать, что применение технологии 3D – печати для строительства крепи будет иметь преимущества перед традиционными технологиями.

Основными преимуществами новой технологии являются:

- снижение потерь материала крепи из-за отскока;
- возможность регулирования в широком диапазоне физико-механических свойств материалов крепи;
- получение заданного проектом контура горной крепи из-за возможности точного позиционирования в пространстве;
- более высокая скорость, благодаря автоматизации основных процессов;
- низкая стоимость за счет сокращения количества персонала;
- универсальность данного комплекса для сооружения самых различных видов крепей.

В итоге, проанализировав возможности современной техники, можно сказать, что данное направление является перспективным.

Учитывая потенциальные возможности 3D-принтеров, следует ориентироваться на разработку и применение новых видов материалов, соответствующим по своим физико-механическим свойствам требованиям для возведения горной крепи.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Слюсар В.И. // Фаббер-технологии: сам себе конструктор и фабрикант // Конструктор. – 2002, № 1. - С. 5 - 7.
2. <http://www.3dnews.ru/908385>
3. <http://specavia.pro/catalog/stroitelnye-3d-printery/>

ВЗАИМОСВЯЗЬ ПОКАЗАТЕЛЕЙ КАЧЕСТВА ПОКРЫТИЙ КАРЬЕРНЫХ АВТОДОРОГ

Лель Ю. И., Арефьев С. А., Глебов И. А., Шлохин Д. А.
Уральский государственный горный университет

Основным показателем качества дорожных покрытий, используемым при эксплуатационных расчетах карьерного автотранспорта, является коэффициент сопротивления качению (ω_0) [1]. Сопротивление качению по деформируемой поверхности карьерных автодорог представляет собой сложный физико-механический процесс, протекание которого зависит от типа, конструкции и состояния покрытия, совокупности его транспортно-эксплуатационных качеств, давления воздуха в шинах, рисунка протектора и степени его изношенности, удельного давления на поверхность покрытия и скорости движения. Основным экспериментальным методом оценки коэффициента сопротивления является метод свободного выбега (движение автосамосвала накатом до полной остановки). Однако его применение в карьерных условиях ограничено недостаточной протяженностью горизонтальных участков автодорог в рабочей зоне карьера. С внедрением на автотранспорте приборов контроля расхода топлива FMS, а также электронных систем управления ДВС получает распространение оценка коэффициента сопротивления качению по расходу дизельного топлива. Такой метод был использован авторами для оценки коэффициентов сопротивления в условиях карьеров ОАО «Ураласбест» [2]. Предложенный метод оценки ω_0 имеет преимущества по сравнению с аналогичным методом, рекомендуемым ИГД УрО РАН [3], так как позволяет более точно определить к.п.д. трансмиссии и расход топлива при номинальной нагрузке двигателя.

Однако при всей универсальности коэффициент сопротивления качению недостаточно всесторонне характеризует качество дорожного покрытия. Исследованиями установлено, что для одного и того же типа покрытия в зависимости от его состояния коэффициент сопротивления качению имеет большую вариацию (изменяется в 1,8–2,0 раза) и низкую стабильность во времени [4]. В связи с этим при проектировании и строительстве автодорог используются дополнительные показатели качества, такие, как прочность дорожной одежды и деформированность дорожного покрытия. В то же время в технической литературе отсутствуют исследования, устанавливающие взаимосвязь этих показателей.

Коэффициент прочности дорожной одежды $k_{пр}$ – это отношение фактического модуля упругости дорожной одежды на период оценки к требуемому модулю упругости, определенному по интенсивности и составу транспортного потока на расчетный год, предусмотренный в проекте.

$$k_{пр} \geq E_{ф} / E_{тр}, \quad (1)$$

где $E_{ф}$ – фактический модуль упругости дорожной одежды, МПа; $E_{тр}$ – требуемый модуль упругости, МПа. ЗАО «Промтранснпроект» рекомендованы нормативные значения $k_{пр}$ для различных категорий автодорог и типов дорожных одежд, которые изменяются в пределах 0,70–1,20 [5].

Относительная деформированность дорожного покрытия определяется по формуле

$$r = S_{д} / S_{общ}, \quad (2)$$

где $S_{д}$ – площадь участков с деформированной проезжей частью, м²; $S_{общ}$ – общая площадь опытного участка, м². Оценка деформированности производится по 3-балльной шкале СоюздорНИИ [6].

Исследованиями канд. техн. наук С. В. Богомолова были установлены тесные регрессионные взаимосвязи коэффициента прочности щебеночных дорожных одежд и коэффициента сопротивления качению с показателями деформируемости [4]

$$k_{пр} \approx 0,615 / (r + 0,41) \quad (R = 0,86); \quad (3) \quad \omega_0 \approx 0,034 / (1,484 - r) \quad (R = 0,80). \quad (4)$$

Экспериментальной проверкой установлено, что более универсальный характер будет иметь зависимость

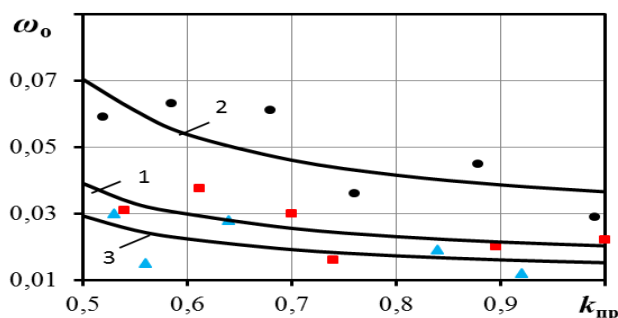
$$\omega_o \approx 0,026k_{\text{п}}/(1,484 - r), \quad (5)$$

где $k_{\text{п}}$ – коэффициент, учитывающий тип дорожного покрытия ($k_{\text{п}} = 0,75 \dots 0,80$ – для автодорог с асфальтобетонным покрытием; $k_{\text{п}} = 1,0$ – для автодорог со щебеночным покрытием; $k_{\text{п}} = 1,8 \dots 2,0$ – для временных автодорог без покрытия).

На основании проведенных исследований была установлена зависимость коэффициента сопротивления качению от коэффициента прочности дорожного покрытия

$$\omega_o \approx 0,026k_{\text{п}}/(1,894 - 0,615k_{\text{пр}}^{-1}) \quad (R = 0,84). \quad (6)$$

Экспериментальные зависимости ω_o от $k_{\text{пр}}$, приведены на рисунке.



1 – щебеночное покрытие; 2 – временные автодороги без покрытия; 3 – асфальтобетонное покрытие

Рисунок – Зависимость коэффициента сопротивления качению (ω_o) от коэффициента прочности дорожного покрытия ($k_{\text{пр}}$)

Физическую взаимосвязь между коэффициентом сопротивления качению и коэффициентом прочности дорожной одежды можно интерпретировать следующим образом. Например, построено два участка карьерной автодороги со щебеночным покрытием, характеризующиеся различными коэффициентами прочности дорожной одежды $k_{\text{пр}2} > k_{\text{пр}1}$. Участки имеют различные нормативные сроки службы $T_2 > T_1$. В период сдачи участков в эксплуатацию коэффициенты сопротивления качению на них имеют примерно одинаковые значения $\omega_{o1} \approx \omega_{o2} \approx \omega_o$. Во время эксплуатации дороги коэффициенты сопротивления качению увеличиваются и за нормативный период достигают предельного значения $\omega_{o-пр}$, при котором необходим ремонт дорожной одежды. При этом на участке с наименьшим коэффициентом прочности это происходит значительно быстрее. Коэффициент прочности характеризует способность дорожной одежды сохранять приемлемые транспортно-эксплуатационные качества в течение определенного (нормативного) срока эксплуатации. Таким образом, область применения ω_o является оценка текущего состояния дорожного покрытия, эксплуатационные расчеты карьерного автотранспорта, оценка и выбор автомобильных трасс. Область применения $k_{\text{пр}}$ является обоснование и расчет конструкций дорожных одежд и технологии строительства карьерных автодорог. Установленные взаимосвязи позволяют повысить обоснованность расчетов конструкций дорожных одежд при проектировании и эксплуатации карьерного автотранспорта.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Смирнов В. П., Лель Ю. И. Теория карьерного большегрузного автотранспорта. – Екатеринбург: УрО РАН, 2002. – 355 с.
2. Арефьев С. А. Оценка и обоснование рациональных дорожных условий эксплуатации карьерных автосамосвалов большой грузоподъемности: автореф. дис. ... канд. техн. наук /С. А. Арефьев; ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет». – Екатеринбург, 2015. – 20 с.
3. Яковлев В. Л., Тарасов П. И., Журавлев А. Г. Новые специализированные виды транспорта для горных работ. – Екатеринбург: УрО РАН, 2011. – 375 с.
4. Богомолов С. В. Обоснование параметров временных технологических автодорог на угольных разрезах // Дис. ... канд. техн. наук. – М.: МГИ, 1992. – 237 с.
5. Сидяков В. А., Колчанов А. Г., Стенин Ю. В. Карьерные автомобильные дороги. – М.: ООО «Издательский дом Недра», 2011. – 144 с.: ил.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНО-АНАЛИТИЧЕСКИЙ МЕТОД РАСЧЕТА ДИФФЕРЕНЦИРОВАННЫХ НОРМ РАСХОДА ДИЗЕЛЬНОГО ТОПЛИВА КАРЬЕРНЫМИ АВТОСАМОСВАЛАМИ

Лель Ю. И.¹, Ильбульдин Д.Х.², Мусихина О. В.¹, Глебов И. А.¹
¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»
²Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО)

В настоящее время на карьерах широкое распространение получили дифференцированные нормы расхода топлива карьерными автосамосвалами. Дифференциация осуществляется, в основном, по двум горнотехническим факторам, характеризующим условия эксплуатации автотранспорта: расстоянию транспортирования и высоте подъема (спуска) горной массы. В УГГУ разработан экспериментально-аналитический метод расчета дифференцированных норм расхода топлива, сущность которого заключается в следующем.

Трасса движения автосамосвалов условно представляется как совокупность наклонных участков автодорог протяженностью L_i с уклоном i_p и сопротивлением качению ω_0 , горизонтальных участков временных забойных и отвальных автодорог протяженностью L_b с повышенным коэффициентом сопротивления качению ω_0^B и горизонтальных участков постоянных автодорог L_r с коэффициентом сопротивления качению ω_0 (см. рисунок).

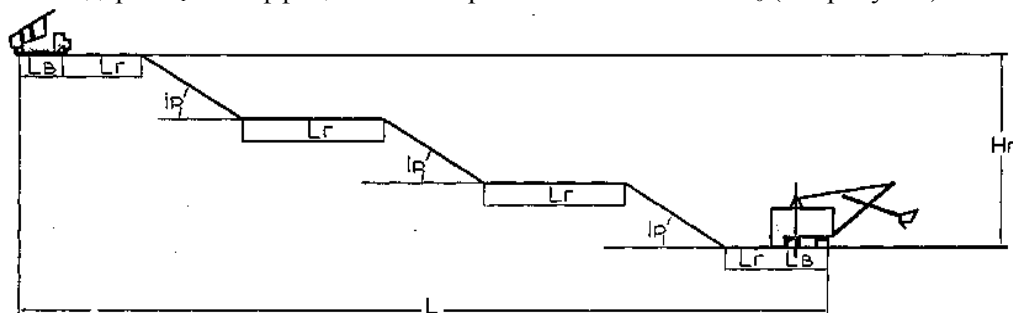


Рисунок – Схема к расчету расхода дизтоплива

Трасса характеризуется общим расстоянием транспортирования L и высотой подъема горной массы $H_{п}$. Общее расстояние транспортирования (L , км) можно представить в виде суммы отдельных участков

$$L = L_i + L_r + L_b, \quad (1)$$

где L_i – суммарная протяженность наклонных участков трассы, км; L_r – суммарная протяженность горизонтальных участков постоянных автодорог, км; L_b – суммарная протяженность временных забойных и отвальных автодорог, км.

В свою очередь

$$L_i = H_{п} / i_p \cdot 10^3, \quad (2)$$

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

Принимая средние для условий карьеров значения параметров i_p и L_b ($i_p = 0,08$; $L_b \approx 0,1$ км), можно записать

$$L_r = L - 1,25H_{п} \cdot 10^2 - 0,1. \quad (3)$$

Таким образом, любая трасса описывается двумя основными переменными L и $H_{п}$.

Расход топлива за транспортный цикл ($Q_{ц}$, л)

$$Q_{ц} = Q_{const} + Q_i^r + Q_i^п + Q_r^r + Q_r^п + Q_b^r + Q_b^п, \quad (4)$$

где Q_{const} – относительно постоянная часть расхода топлива в транспортном цикле (расход топлива на погрузку, разгрузку, ожидание погрузки и маневровые операции), л;

$$Q_{const} = Q_{п} + Q_o + Q_p + Q_m; \quad (5)$$

Q_i^r, Q_i^p – расход топлива при движении груженых и порожних автосамосвалов на наклонных участках трассы, л; Q_r^r, Q_r^p – расход топлива при движении груженых и порожних автосамосвалов по горизонтальным участкам постоянных автодорог, л; Q_b^r, Q_b^p – расход топлива при движении груженых и порожних автосамосвалов по временным и отвальным автодорогам, л.

Моделируя расход топлива на отдельных участках трассы с использованием экспериментальных данных*, получаем расход за транспортный цикл ($Q_{ц}$, л) в виде

$$Q_{ц} = AL + BH_{п} + C, \quad (6)$$

где A, B, C – постоянные коэффициенты для заданных условий эксплуатации и моделей автосамосвалов.

Умножив выражение (6) на $100/2L$, получаем норму расхода топлива в литрах на 100 км пробега (Q_n , л/100 км)

$$Q_n = A' H_{п}/L + B'/L + C'. \quad (7)$$

Умножив выражение (6) на $1000\rho/k_rGL$ (где ρ – плотность топлива, кг/л; k_rG – загрузка автосамосвала, т), получим норму расхода топлива в граммах на ткм (Q_n , г/ткм)

$$Q_n = A'' H_{п}/L + B''/L + C'', \quad (8)$$

где $A', A'', B', B'', C', C''$ – постоянные коэффициенты для данных условий эксплуатации и моделей автосамосвалов.

Точность расчета нормы расхода топлива по разработанной методике определения точностью исходных данных.

Предложенный подход имеет следующие преимущества по сравнению с существующими методами расчета дифференцированных норм расхода дизельного топлива:

1. Нормативные выражения объективно отражают физическую сущность изменения расхода топлива при варьировании L и $H_{п}$. Так, коэффициенты C' и C'' показывают тот предел, к которому стремится нормативный показатель расхода топлива при $H_{п} = 0$ и $L \rightarrow \infty$.

2. Нормативные выражения описывают расход топлива практически в любом диапазоне изменения показателей L и $H_{п}$. Это очень важно для карьеров, где наблюдается значительная вариация горнотехнических условий эксплуатации автотранспорта.

3. Используя разработанный метод, можно получить дифференцированные значения нормы расхода топлива не только от L и $H_{п}$, но и от загрузки автосамосвала k_rG . Ниже приведены нормативные зависимости расхода топлива автосамосвалов Cat-785B от определяющих факторов на карьерах Удачинского ГОКа.

Линейная норма расхода дизтоплива N_a , л/100 км

$$N_a = [0,038(98,436 + k_rG) - 0,033] \frac{H_{п}}{L} + \frac{0,038(98,436 + k_rG) + 235,784}{L} + 0,757(98,436 + k_rG) + 95,665. \quad (9)$$

Линейная норма расхода дизтоплива N_a , г/ткм

$$N_a = \left[\frac{0,632(98,436 + k_rG) - 0,557}{k_rG} \right] \frac{H_{п}}{L} + \frac{0,632(98,436 + k_rG) + 3942,300}{k_rGL} + \frac{12,657(98,436 + k_rG) + 1599,519}{k_rG}. \quad (10)$$

При использовании автоматизированного варианта методики при необходимости можно расширить дифференциацию за счет изменения на отдельных трассах коэффициента сопротивления качению, доли временных автодорог и других параметров.

Метод прошел апробацию и внедрен на большинстве карьеров АК «АЛРОСА» (ЗАО) при нормировании расхода топлива карьерными автосамосвалами.

* Смирнов В. П., Лель Ю. И. Теория карьерного большегрузного автотранспорта. – Екатеринбург: УрО РАН, 2002. – 355 с.

РАСЧЕТ УДЕЛЬНЫХ НОРМ РАСХОДА ДИЗЕЛЬНОГО ТОПЛИВА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ АВТОСАМОСВАЛАМИ В КАРЬЕРЕ

Мартынов Н. И.¹, Ильбульдин Д.Х.², Ганзориг А.¹, Шлохин Д. А.¹

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

² Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО)

Удельная норма расхода дизельного топлива большегрузными автосамосвалами на технологических перевозках горной массы устанавливается в г/ткм. Она является основой для расчета потребности в дизельном топливе при планировании горных работ и объемов перевозок в плановом периоде (квартал год), а также базой для расчета эксплуатационных затрат при проектировании горных предприятий. Нормами технологического проектирования предприятий цветной металлургии (издание 1986 г.) рекомендуется для этих целей использовать «Дифференцированные нормы расхода топлива для большегрузных автосамосвалов БелАЗ-549 и БелАЗ-7519», устанавливаемых для действующих предприятий.

Увеличение глубины карьеров, ввод в эксплуатацию автосамосвалов большой грузоподъемности, в том числе импортных, обусловили необходимость разработки новых подходов к определению удельных нормативов и их использованию на стадии как планирования и контроля за расходом топлива, так и при проектных расчетах.

Разрабатываемые на предприятиях нормы расхода топлива технологическим транспортом дифференцируются по маркам машин и ориентированы на максимально возможный учет влияющих факторов. Так, на базе проведенных исследований [1, 2] в лаборатории НиЭГО (институт «Якутнипроалмаз») разработана методика расчета «маршрутной» нормы, позволяющей определять расход топлива в автоматизированном режиме для дорожного полотна. Автоматизированные расчеты «маршрутной» нормы показали удовлетворительные результаты по сходимости расчетных и фактических значений на коротком отрезке времени. Однако их использование для расчетов в перспективном периоде потребует «средних» условий работы транспорта.

Анализ динамики изменения удельных норм расхода на эксплуатируемых предприятиях показывает неуклонное увеличение этой нормы с углублением карьера, что связано с увеличением холостых пробегов, увеличением средневзвешенного уклона трассы, а также с ростом простоев по загазованности, стесненных условий работы и др. Так, по данным Айхальского ГОКа удельный расход дизельного топлива автосамосвалами с 81,9 г/ткм в 2003 г. увеличился до 110,1 г/ткм в 2014 г. Рост удельного расхода за этот период составил 34,4 %, среднегодовой – 3,1 %. Среднегодовой рост подъема горной массы за этот период составил 5,87%. Сходные темпы изменения показателей характерны и для карьера «Удачный». Среднегодовой рост удельного расхода топлива Cat-785B за этот период составил 3,9 % при среднегодовом увеличении высоты подъема на 2,6 % (с 489 до 616 м).

Особенностью исходной информации для расчета удельных норм является по-разному заявляемая заводами-изготовителями норма расхода: транспортная (линейная) – в л/100 км пробега для автосамосвалов БелАЗ (таблица 1) и часовой расход топлива – в л/ч в различных условиях работы для импортных автосамосвалов.

Таблица 1 – Транспортная норма расхода дизельного топлива автосамосвалами БелАЗ

Модель, марка, модификация автомобиля	Транспортная норма, л/100
БелАЗ-540, -540А	135
БелАЗ-7510, -7522	135
БелАЗ-7523, -7525	160
БелАЗ-7526	135
БелАЗ-7527	160
БелАЗ075401	150
БелАЗ-7548	160

Транспортная норма расхода топлива на пробег автомобиля для автосамосвалов БелАЗ принимается согласно распоряжению Минтранса РФ № АМ-23-р (ред. от 14.05.2014 г.), либо данных завода-изготовителя и корректируется поправочными коэффициентами с учетом условий работы. Поправочные коэффициенты учитывают «температурную» надбавку, работу в период распутицы, снегопада и гололеда, возрастную структуру парка и др.

Нормируемый расход топлива рассчитывается по формуле:

$$W_H = 0,01H_S S(1 + \sum D_i) + H_z Z, \text{ л} \quad (1)$$

где H_S – транспортная норма расхода топлива на 100км пробега, л; S – общий пробег автосамосвала, км; $\sum D_i$ – суммарный поправочный коэффициент, учитывающий условия работы; H_z – дополнительная норма расхода топлива на каждую езду с грузом, л. Устанавливается на каждую езду с грузом при маневрировании в местах погрузки и разгрузки. Для большегрузных автосамосвалов $H_z = 1$ л; Z – количество ездов с грузом

$$Z = V / q_a, \text{ ездов} \quad (2)$$

где V – объём грузоперевозок, т; q_a – средняя загрузка автосамосвала, т. Общий пробег автосамосвала

$$S = L_{\text{тр}} / k_{\text{и}}, \text{ км} \quad (3)$$

где $L_{\text{тр}}$ – расстояние транспортирования, км; $k_{\text{и}}$ – коэффициент использования пробега.

Удельная норма расхода топлива

$$q_{\text{уд}} = W_H \rho / S, \text{ г/ткм} \quad (4)$$

где ρ – плотность дизельного топлива, кг/л.

Для импортных автосамосвалов, паспортный расход топлива которых указывается в л/ч транспортной работы (таблица 2), удельная норма расхода определяется из выражения

$$q_{\text{уд}} = 1000(H_t \rho / S), \text{ г/ткм} \quad (5)$$

где H_t – часовой паспортный расход дизельного топлива в проектируемых условиях, л/ч; Q_r – часовая производительность автосамосвала в проектируемых условиях, ткм/ч.

Таблица 2 – Часовой расход топлива (л) карьерными автосамосвалами фирмы Caterpillar

Модель	Низкий	Средний	Высокий
769D	20,8-30,3	30,3-40	40-68
771D	22,7-32,2	32,2-41,6	41,6-55
773D	24,5-36	36-53	53-68
775D	30,3-41,6	41,6-56,8	56,8-73,8
776D	53,0-73,8	73,8-96,5	96,5-117,3
777D	36,0-53,0	53,0-73,8	73,8-96,5
784B/785B	53,0-79,5	79,5-109,8	100,8-145,7
789B	68,1-102,2	102,2-141,9	141,9-185,5

Примечания: характеристика условий часового расхода топлива:

высокий – большое время рейса с частыми подъемами. Непрерывное использование на очень плохих дорогах с большим сопротивлением качению;

средний – нормальные нагрузки и время рейса. Переменные нагрузки и дорожные условия. Небольшое количество подъёмов. Достаточно высокое сопротивление качению;

низкий – большое количество работы на холостых оборотах. Короткие и средние рейсы по хорошим ровным дорогам. Минимальное полное сопротивление.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Нормы расхода топлива технологическим транспортом Удачинского ГОКа (Работа 015-08/04) /ФГБОУ ВПО «УГГУ». Науч. рук. Лель Ю.И. – Екатеринбург, 2008. – 89 с.

2. Удельные нормы расхода топлива карьерными автосамосвалами TerexTR 100/ Тема 23-06-017 / Институт «Якутнипроалмаз». Рук. Ильбульдин Д.Х. – Мирный, 2014. – 50 с.

ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЙ ПРИНЦИП ОЦЕНКИ И ОПТИМИЗАЦИИ ПАРАМЕТРОВ ТРАНСПОРТНЫХ СИСТЕМ КАРЬЕРОВ

Лель Ю. И.¹, Каложный Е.С.², Исаков С. В.¹, Иванова О. А.¹

¹Уральский государственный горный университет

²ОАО «Соколовско-Сарбайское ГПО»

В условиях рыночной экономики особую актуальность приобретает энергетическая оценка промышленных технологий. Расход энергии является универсальным показателем, определяющим, в конечном итоге, эффективность производства. Энергетический анализ в промышленно развитых странах Запада стал инструментом исследования, способствующим становлению энергосберегающих технологий и более эффективному применению энергоресурсов. Еще в 1974 г. Конгресс США принял закон, в соответствии с которым при осуществлении федеральных программ обязательен энергетический анализ различных технологий производства и преобразования энергии.

Большое значение имеет энергетический принцип при оценке и оптимизации транспортных систем карьеров, так как карьерный транспорт является наиболее энергоемким процессом открытых горных работ. По аналогии с экономической оценкой при сравнении вариантов транспортных систем затраты энергии прошлых и будущих периодов можно приводить к текущему моменту с помощью коэффициента приведения

$$B = (1 + s)^{t_n - t_j},$$

где B – коэффициент приведения; s – норматив для приведения разновременных затрат энергии (норма дисконта); t_n – год, к которому приводятся энергозатраты; t_j – год осуществления энергозатрат.

В этом случае норма дисконта (s) отражает технический прогресс, т. е. среднегодовой процент снижения удельной энергоемкости различных видов и средств горно-транспортной техники. По данным зарубежных исследований $s = 0,005...0,015$. Такой подход имеет определенные преимущества перед денежной оценкой. В отличие от денежной энергетическая оценка имеет прямое, объективное, «физическое» основание, является более стабильной, не подверженной инфляции. Денежная оценка транспортных систем может колебаться в весьма широком диапазоне в зависимости от конъюнктуры рынка, характера взаимоотношений со смежниками, поставщиками и множества других факторов. В целом, энергетическая оценка не подменяет, а дополняет денежную оценку. Денежная оценка дает основание для выработки производственной *тактики*, энергетический анализ – для выработки *стратегии* формирования транспортных систем на весь период отработки карьера.

В качестве примера можно привести исследование по обоснованию целесообразности и границ перехода к тоннельному вскрытию при отработке глубоких горизонтов Центрального карьера Костомукшского ГОКа. Рассмотрено три варианта вскрытия глубоких горизонтов внутрикарьерными однопутными тоннелями, отличающихся глубиной перехода с траншейного к тоннельному вскрытию (рисунок 1).

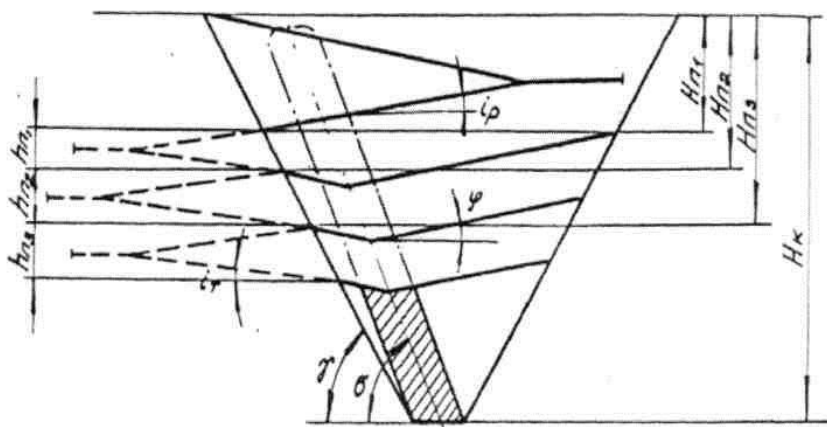
I вариант. Переход к тоннельному вскрытию осуществляется с глубины 170 м (гор. +40 м) и включает 3 этапа. На первом этапе к 2010 году вводятся внутрикарьерные однопутные тоннели с гор. +40 м до гор. –20 м. В 2016 г. вводятся тоннели с гор. –20 до гор. –200 м и в 2021 г. – тоннели с гор. –100 м до гор. –180 м. Установлено, что более глубокий ввод железнодорожного транспорта с помощью внутрикарьерных тоннелей не обеспечивает окупаемость капитальных вложений и экономически нецелесообразен.

II вариант. Переход к тоннельному вскрытию осуществляется с глубины 230 м (гор. – 20 м).

III вариант. Переход к тоннельному вскрытию осуществляется с глубины 310 м (гор. – 100 м).

В качестве критерия оценки эффективности вариантов вскрытия на *первом этапе* был принят минимум энергозатрат за весь период разработки. На *втором этапе* в качестве

критерия оценки использовался минимум суммарных дисконтированных затрат за весь период разработки карьера.



$H_{n_1}, H_{n_2}, H_{n_3}$ – глубина перехода к тоннельному вскрытию при различных вариантах, м; H_k – конечная глубина карьера, м; i_p – руководящий уклон железнодорожных путей на постоянных съездах, ‰; i_t – руководящий уклон железнодорожных путей в тоннелях, ‰; φ – угол откоса рабочего борта карьера, град; σ – угол направления углубки, град; γ – угол откоса нерабочего борта карьера, град; $h_{n_1}, h_{n_2}, h_{n_3}$ – расстояния по вертикали между верхними и нижними порталами тоннелей, м

Рисунок 1 – Схема к расчету рациональной глубины перехода к тоннельному вскрытию

К детальной проработке принят II-й вариант тоннельного вскрытия (глубина перехода к тоннельному вскрытию – 230 м, глубина ввода железнодорожного транспорта – 390 м) как наиболее энергетически эффективный. Суммарные затраты энергии по указанному варианту на 12,1% ниже, чем при вскрытии с траншейным вводом железнодорожного транспорта на глубину 310 м, и на 6–16 % ниже, чем при I-ом и III-ем вариантах тоннельного вскрытия. Энергетическая эффективность обеспечивается за счет более глубокого ввода железнодорожного транспорта, снижения высоты подъема горной массы автотранспортом и сокращения разноса бортов карьера.

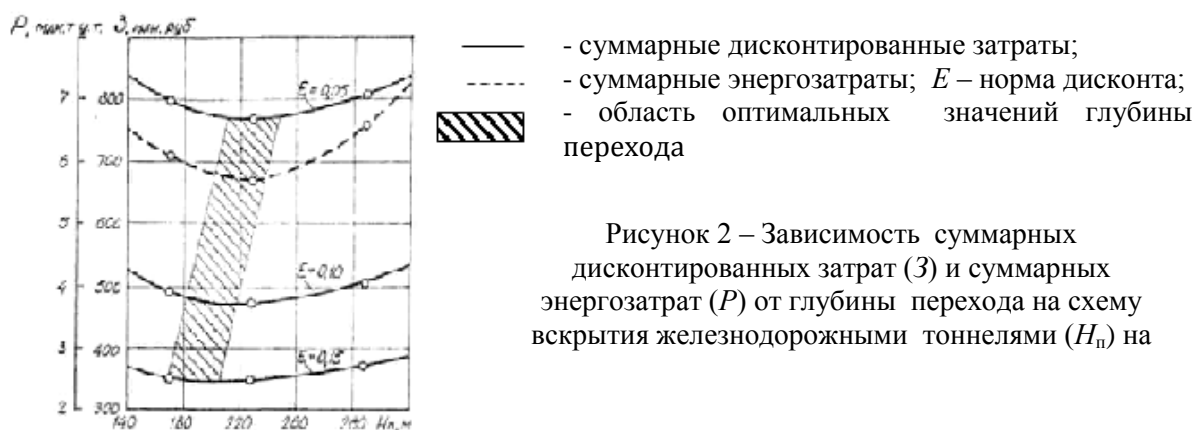


Рисунок 2 – Зависимость суммарных дисконтированных затрат (Z) и суммарных энергозатрат (P) от глубины перехода на схему вскрытия железнодорожными тоннелями (H_n) на

Детальные экономические расчеты подтверждают сделанные выводы (рисунок 2). Вместе с тем, установлено, что при норме дисконта $E > 5\%$ сделать обоснованный вывод о рациональной глубине перехода на тоннельное вскрытие невозможно ввиду незначительного различия вариантов по затратам. При проведении долгосрочных (стратегических) расчетов необходимо отдавать предпочтение энергетическому критерию, обладающему большей чувствительностью.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РИСК В РАБОТЕ ЭКСКАВАТОРНО АВТОМОБИЛЬНОГО КОМПЛЕКСА

Стенин Ю.В., Ганиев Р.С., Якушев П.Е.
Уральский государственный горный университет

Работа экскаваторно-автомобильного комплекса в карьере направлена на реализацию технологии погрузочно-транспортных работ при добыче полезных ископаемых открытым способом, основным параметром которой является производительность – количество горной массы, выданной из карьера. Этот параметр является вероятностным – он формируется реализацией операций, длительность которых определяется случайным сочетанием определяющих факторов. Поэтому существует вероятность отклонения фактической производительности от расчетной – нормативной как в сторону увеличения, так и в сторону уменьшения. Последнее обуславливает технологический риск неудачной реализации технологии погрузочно-транспортных работ, т.е. невыполнения нормативной производительности экскаваторно-автомобильного комплекса (Π_n), обусловленный случайным сочетанием условий выполнения технологических операций.

В общем случае риск — это неопределённое событие или условие, которое в случае возникновения имеет позитивное или негативное воздействие на результат. Количественная оценка риска – это вероятность наступления случайного события.

Риски бывают двух типов:

- Угрозы (негативное воздействие);
- Возможности (положительное воздействие).

Для производства, в том числе для горного, важно знать и предвидеть угрозы, то есть риски как возможность возникновения неблагоприятной ситуации или неудачного исхода производственно-хозяйственной или какой-либо другой деятельности.

Величина технологического риска в работе экскаваторно-автомобильного комплекса (R , ед) определится:

$$R = 1 - P(\Pi_n^+)$$

где $P(\Pi_n^+)$ – вероятность фактической производительности, равной или большей нормативной, в единицах относительно нормативной.

Технология погрузочно-транспортных работ представляет циклический процесс. Цикл включает операции: ожидания автосамосвалом погрузки (t_o), маневров автосамосвала при установке на погрузку ($t_{МП}$), погрузки экскаватором горной массы в автосамосвал ($t_{П}$), движения автосамосвала с грузом на разгрузку ($t_{ДГ}$), разгрузки ($t_{Р}$), маневров на разгрузке ($t_{МР}$), движения порожнего автосамосвала к экскаватору на погрузку ($t_{ДП}$). Продолжительность этих операций определяет производительность комплекса. Тогда, согласно теории вероятностей, производительность комплекса - случайное событие, формирующееся из несовместных и независимых вероятностных событий - длительности операций цикла.

Все выше рассматриваемые события описываются непрерывными случайными величинами, изменяющимися в ограниченных конечных интервалах. Согласно теории вероятности, такие величины могут описываться бета-распределением.

Учитывая, что производительность комплекса обратно пропорциональна продолжительности операций цикла, вероятность фактической производительности, равной или большей нормативной будет вычисляться по формуле:

$$P(\Pi_n^+) = P(t_o^+) \cdot P(t_{МП}^+) \cdot P(t_{П}^+) \cdot P(t_{ДГ}^+) \cdot P(t_{МР}^+) \cdot P(t_{Р}^+) \cdot P(t_{ДП}^+)$$

где $P(t_O^+), P(t_{МП}^+), P(t_{П}^+), P(t_{ДГ}^+), P(t_{МП}^+), P(t_P^+), P(t_{ДП}^+)$ – вероятность увеличения продолжительности операций погрузочно-транспортного цикла относительно нормативных значений.

Случаи, в которых продолжительность транспортного цикла меньше нормативной, с точки зрения оценки технологического риска не рассматриваются, поскольку такое несоответствие можно устранить средствами оперативного управления в рамках смены.

Расчет и учет риска важен как для оценки возможности предприятия удовлетворения спроса потребителей, так и для расчета и планирования потребности в трудовых и материальных ресурсах, а также для обоснования стандартов производительности горной техники в конкретных горнотехнических условиях.

Для снижения негативного воздействия на результаты необходимо управление рисками. Управление технологическими рисками возможно через модели зависимости параметров вероятностного распределения продолжительности операций технологического погрузочно-транспортного цикла от горнотехнических условий как: качество экскаваторного забоя, схемы маневровых операций, схемы транспортных коммуникаций, транспортно-эксплуатационные качества карьерных автодорог.

УДК 553.5

ПРОБЛЕМЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ И МОНТАЖА МАЛЫХ АРХИТЕКТУРНЫХ ФОРМ И ДЕТАЛЕЙ ИНТЕРЬЕРА ИЗ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Кокунин Р.В., Кокунина Л.В., Акинцев А.В.
Уральский государственный горный университет

Камень, как уникальный строительный материал, известен с древних времен. Он сочетает в себе многие великолепные художественные и физические свойства. Это и прочность монолита, высокая износоустойчивость и разнообразие цветов, их оттенков, а также уникальность природных фактур и рисунков.

Во всем мире известны, дошедшие до наших дней, памятники мегалитической архитектуры: пирамиды, храмы, менгиры, кромлехи. Архитектура средневековья создала в Европе прекрасные замки, костелы и храмы в готическом стиле. Древние умельцы создали уникальные шедевры византийской мозаики, резные картины романтического и римского стилей.

Эти и множество других архитектурных форм и ансамблей, созданных древними камнетесами и средневековыми авторами и художниками, являются примерами и аналогиями для современных архитекторов и дизайнеров классических, и новейших стилей.

Как и классики, современные авторы проектов или эскизов, добиваются гармоничного сочетания малых архитектурных форм, или деталей интерьера, в общем художественном ансамбле, с соблюдением баланса объема элементов, их цветового и тонового стиля на общем фоне. При участии в проекте природного камня, часто цвет, оттенок, фактура или рисунок материала являются приоритетным в выборе того или иного месторождения, а вот физико-химические свойства камня часто не учитываются, или игнорируются.

Но и цвет камня может внести корректировку в проект, если не будут учтены следующие нюансы природного материала. Следует знать, что оттенок цвета, особенно полированного камня, может меняться, относительно основного фона общего архитектурного ансамбля, или цвета соседних элементов конструкции, либо детали. Также оттенок одного и того же месторождения камня может быть совершенно разным по цвету и рисунку в зависимости от глубины или места добычи блока в карьере, что тоже нужно учитывать при проектировании высокохудожественных изделий.

Фактура обработки поверхности камня имеет совершенно разные оттенки цвета.

Даже при визуальном выборе фактуры, цвета, рисунка и оттенка камня в сырье, блоке или слябе, при изготовлении элементов или детали малой архитектурной формы, а тем более монтажа деталей в общую конструкцию или ансамбль, оттенок цвета камня может кардинально поменяться и внести визуальный диссонанс в проект.

Наиболее часто этот эффект встречается при монтаже деталей интерьера или малых архитектурных форм состоящих из разных месторождений камня с поочередным их размещением между собой в общем ансамбле.

Чтобы предугадать эту проблему, автору следует заранее помещать образцы интересующих месторождений камня, желательно с требуемой фактурой обработки, в выбранную, или проектную среду архитектурной конструкции или ансамбля.

Также не следует выбирать для высокохудожественного проекта, новое или незнакомое месторождение камня по фотографии, так как снимок не всегда передает реальный оттенок цвета камня.

Вернемся к физико-химическим свойствам камня, которые очень важно учитывать при проектировании деталей, или элементов конструкции или ансамбля, находящегося либо под нагрузками, либо соприкасающимися с другими материалами, тем самым исключить негативные непредвиденные последствия.

Факт учета физических свойств камня помогает заранее предусмотреть и просчитать работы по армированию деталей интерьера или малых архитектурных форм в проекте, внести необходимые корректировки в детали общего архитектурного ансамбля.

Или наоборот, предусмотреть работы по облегчению, разгрузке деталей и элементов проекта для уменьшения их массы или объема.

Зная прочность и пористость материала, при производстве резных элементов, можно предусмотреть минимальную ширину стенки рисунка, а также глубину фрезеровки. Избежать сколов и выбоин при физическом воздействии инструмента на заготовку резного элемента.

Игнорируя физические свойства материала предназначенного для элементов с резьбой, ведет к дополнительным работам по изменению рисунка резьбы, путем увеличения стенок рисунка, либо уменьшения глубины резьбы, либо работы по полной замене рисунка элемента.

Проблема с изменением, либо заменой рисунка, либо заменой выбранного месторождения камня, встречается при проектировании мозаичных полов, по причине разных физических либо, особенных характеристик месторождения, или кислотоупорных свойств материала. Что исключает дальнейшее обслуживание предмета интерьера, так как мало кислотоустойчивые и физически слабые материалы подвергаются разрушению или теряют фактуру и тон камня при воздействии на них средствами обновления.

Следующий вопрос, который хотелось бы затронуть – это моноблочность малой архитектурной формы, конструкции, детали интерьера, особенно выполняемых из камней средней плотности (мрамор, известняк, травертин) и некоторых гранитов, имеющих свой неповторимый разнонаправленный, разнообразный рисунок.

Очень часто требование моноблочности архитектурного проекта выдвигает заказчик, с целью сохранить уникальность переходов природного рисунка от детали к детали, хотя и не все месторождения позволяют выполнить это требование, но решить все-таки возможно даже на месторождениях с малой блочностью.

Одним из решений может быть следующее: включение в разрыв между деталями архитектурного изделия фальшь жилки, из идентичного или похожего материала, имитирующую природный рисунок или жилку выбранного месторождения камня с идентичным направлением и весом копируемого эффекта. Это достаточно просто спроектировать при помощи современных электронных 3D программ.

Отдельно хочется затронуть тему проектирование фигурных фасок на плоскости и торцах деталей плинтуса, карниза, столешниц, подоконников и накрывок из камня.

Каждый автор стремится выразить свою индивидуальность и при проектировании фасок задает определенные формы и типоразмеры, выражающие новую неповторяемую форму торцы или плоскости рисунка камня.

Конечно, современное камнеобрабатывающее и инструментальное производство имеет большие возможности в сфере индивидуального исполнения заказа. Тем не менее, при крупном объеме деталей, потребуется гораздо больше времени для исполнения заказа с индивидуальной

фаской, чем на производство фаски из уже имеющегося идентификатора инструментальных фрез. Здесь я предлагаю авторам проекта воспользоваться этим идентификатором, а для индивидуальности рисунка, попробовать использовать несколько разных унифицированных форм фасок чередуя их расположение, как по высоте, так и по глубине обрабатываемой плоскости или торцах детали.

Этим самым автор сохранит время на разработку и изготовление новой индивидуальной фрезы.

В заключении хочу затронуть еще два вопроса не по теме, но касающиеся камнеобрабатывающей отрасли.

На Урале большое количество рабочих карьеров строительного камня, много замороженных и перспективных месторождений, в столице Урала много зданий облицованных гранитом, мрамором, но вот экспозиция малых архитектурных форм из природного материала представлена очень скудно в городской инфраструктуре. Оживить и разнообразить городские кварталы могут современные архитектурные формы, выполненные из разных месторождений в виде скульптур или предметов предназначенных для развлечения и отдыха людей, например: вид дивана вырубленного из единого блока; или вид скамьи, собранной из отдельных бутовых камней и плит. Размещение таких ансамблей, особенно в исторической части нашего города, могло ознакомить горожан и гостей Екатеринбурга с красотой, уникальностью и разнообразием местных месторождений камня, возможности и перспективы архитектурной отрасли, камнеобрабатывающих и строительных предприятий. Высокохудожественные проекты могут нести познавательный, эстетический и воспитательный эффект на горожан и особенно молодое поколение.

Знакомство молодого поколения с камнеобработкой, как никогда важно сегодня, ведь большинство специалистов, работающих в камнеобрабатывающем производстве и на монтаже изделий из камня, в возрасте выше среднего. Отсутствует база для обучения новых специалистов. Молодые люди в эту строительную отрасль идут с неохотой, обновление кадров проходит очень вяло. Сильную конкуренцию местным жителям в этой области составляют рабочие из ближнего зарубежья, но и их предварительно нужно обучать, так как практика ведения монтажных работ по камню у них отсутствует.

Хотелось бы выразить свое наблюдение касательно этой проблемы. Рабочие циклы по монтажу камня очень схожи со слесарными работами – это: резка, сверление, бурение, шлифовка, полировка и т.д. А при монтаже камня на вентилируемый каркас, работы вообще идентичны слесарным. Опираясь на вышеизложенное, считаю, что нужно теснее сотрудничать с ПТУ выпускающих этих специалистов, тем самым решать вопрос обновления кадров в отрасли узко-строительных специальностей.

УДК 622.272+273

«ЭВОЛЮЦИЯ» СПОСОБОВ ПОДГОТОВКИ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Артюкова А.В., Кокарев К.В., Шакалов А.В.
Уральский государственный горный университет

Индивидуальные горно-геологические условия залегания угольных пластов для различных бассейнов России создают многообразие комбинаций схем вскрытия и подготовки шахтных полей [1, 2, 3].

Распространенным способом подготовки шахтных полей является этажный. Этажная подготовка шахтного поля в основном используется при разработке пластов с углами падения более 25°. Этажный способ подготовки по схеме лава-этаж является наиболее простым способом подготовки в отношении вентиляции, транспорта и организации подземных горных работ. Сравнительно небольшой объем проведения выработок, возможность быстрого ввода шахты в эксплуатацию, надежность транспорта и проветривания – являются основными

показателями для повсеместного использования этажного способа подготовки шахтных полей. При этом, малые запасы угля в пределах этажа и незначительный срок его отработки, необходимость углубок стволов для вскрытия очередного рабочего горизонта, большая длина и длительный срок поддержания выработок являются существенными недостатками и приводят к применению другого варианта этажного способа – с разделением этажа на подэтажи [2, 3].

Деление этажа на подэтажи несколько осложняет схемы вентиляции, транспорта и организации работ, но дает возможность увеличить срок службы этажа, фронт очистных работ и сократить затраты на поддержание и проведение этажных штреков. На пластах пологого падения он заменяется на более эффективные способы.

При вскрытии пологих пластов вертикальными стволами широко применяется панельный способ подготовки шахтного поля. Для панельной подготовки шахтного поля характерна столбовая система разработки пласта, прямоточная схема проветривания выемочного участка, расположение основных подготовительных выработок в породах почвы пласта.

Панельный способ подготовки шахтных полей применяется в практике подземной разработки давно, его характерные особенности, достоинства и недостатки в значительной мере изучены.

Основные параметры панельного способа представлены в таблице 1 [2].

Таблица 1 – Параметры панельного способа

	Диапазон изменения	Преобладающее значение
Угол падения пласта, град	2-27	10-20
Длина панели, м:		
по простиранию	300-3800	1500-2000
по падению	300-1800	800-1100
Число крыльев в панели	1-2	2
Наклонная высота яруса, м	90-300	150-200
Число действующих лав в панели	1-8	2-3

При панельном способе подготовки шахтных полей создаются благоприятные условия для применения поточного конвейерного транспорта, сокращается число углубок стволов. При этом большие первоначальные капитальные затраты и продолжительный срок строительства шахты или горизонта, значительный перепробег грузов по ярусным штрекам, большой объем проведения и поддержания подготавливаемых выработок. Панельный способ подготовки ориентирован на размещение большого количества очистных забоев в одновременной работе, что снижает надежность транспорта и проветривания длинных бремсберговых и уклонных полей.

Недостаток сложности сохранения постоянства длины лавы, необходимой для работы высокопроизводительных очистных комплексов с механизированными крепями, присущий системам разработки по простиранию, устраняется при отработке выемочного поля по падению или восстанию.

Погоризонтная схема подготовки позволяет: обеспечить стабильность длины лавы, что благоприятно сказывается на использовании выемочных комплексов, поскольку при изменяющейся длине приходится или удалять из забоя часть секций крепи, или наращивать их; уменьшить вероятность встречи нарушений, поскольку они преимущественно ориентированы по падению пластов, и повысить тем самым надежность работы лав.

Перспективы применения погоризонтного способа подготовки благоприятные. Вследствие выполаживания пластов с глубиной, область применения способа возрастает. Более широкому его применению в настоящее время препятствует отсутствие эффективных средств выемки угля в очистных забоях, высокопроизводительные очистные комплексы создавались для отработки пластов по простиранию - область применения их при столбах по падению (восстанию) ограничивается 12° . С созданием таких средств объем применения погоризонтной подготовки значительно возрастет [2, 3]. В связи с крупными преимуществами способа его

стремятся применять и сейчас на пластах с углами падения несколько более 12° , располагая выемочные столбы под некоторым углом к линии падения (по диагонали) [3].

Комбинированный способ подготовки в основном применяется на старых действующих шахтах, когда давно разрабатываемые пласты отрабатываются одним способом, а новые – другим. Также может применяться на шахтах, разрабатывающих пласты с изменчивыми геологическими условиями залегания пластов (переменным углом падения, увеличение газоносности, выявление крупных геологических нарушений и большой мощностью междупластья).

Применение комбинированной подготовки шахтных полей преследует своей целью повышение концентрации горных работ, улучшения проветривания и отвода воды, сокращения объема проветриваемых выработок и уменьшение затрат на транспортирование угля.

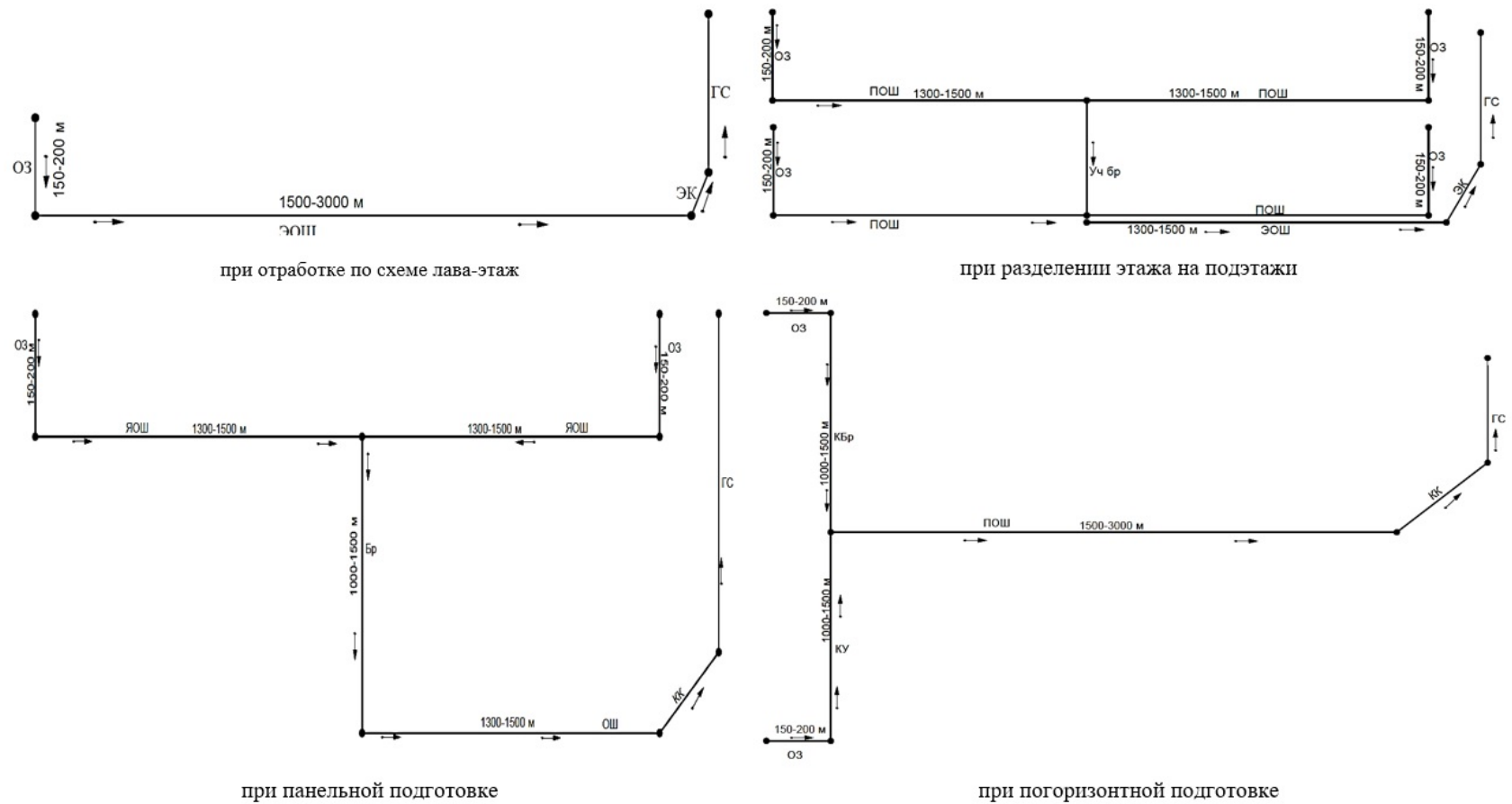
Анализ развития технологии отработки пологих угольных пластов показал, что исследования были направлены одновременно на увеличение нагрузки на очистной забой и разработку технологических схем по увеличению количества забоев в шахтном поле. От этажного способа подготовки шахтного поля по схеме лава-этаж, как самого простого в отношении транспорта и вентиляции, перешли к схеме с разделением этажа на подэтажи, позволяющей иметь на этаже до четырех очистных забоев. Для увеличения срока службы горизонта, производственной мощности, децентрации горных работ и увеличения эффективности капитальных затрат применяли панельную схему подготовки, а при благоприятных условиях – обладающую большими достоинствами – погоризонтную. Увеличение производственной мощности шахт и рост газообильности привели к созданию шахт с разделением поля на блоки с секционным проветриванием и единым транспортным горизонтом.

Такая «эволюция» в настоящее время привела к противоречию: при использовании современных высокопроизводительных механизированных комплексов имеется возможность обеспечивать годовую производительность шахты при одном, максимум двух, очистных забоях, но при этом используются схемы с большим количеством проводимых и одновременно поддерживаемых выработок предназначенные для достижения годовой мощности за счет недостаточного количества очистных забоев и децентрации работ.

На рисунке 1 показана скелетная схема транспорта, наглядно показывающая усложнение технологических схем подготовки шахтных полей при разработке пластов средней мощности.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Воробьев Б. М. Уголь мира / Под общ. ред. Л. А. Пучкова. – М.: Издательство «Горная книга», 2013. – Т. III: Уголь Евразии. – 752 с.
2. Способы вскрытия, подготовки и системы разработки шахтных полей / Б. Ф. Братченко, М. И. Устинов, Л. П. Гапанович и др. – М.: Недра, 1985. – 494 с.
3. Подземная разработка месторождений полезных ископаемых. Подземная разработка пластовых месторождений: учебник для вузов / В. Н. Корнилков -Екатеринбург: Изд-во Уральского государственного горного университета, 2005. - 494 с.



ОЗ – очистной забой; ЭОШ – этажный откаточный штрек; ЭЖ – этажный квершлаг; ГС – главный ствол; ПОШ – промежуточный откаточный штрек; Учбр – участковый бремсберг; ЯОШ – ярусный откаточный штрек; Бр – капитальный бремсберг; ОШ – откаточный штрек; КК – капитальный квершлаг; КБр – конвейерный бремсберг; КУ – конвейерный уклон

Рисунок 1 – Скелетная схема транспорта угля