

Секция 13

ГОРНОЕ ДЕЛО

НАПРАВЛЕНИЕ РАЗВИТИЯ ГОРНОГО ДЕЛА В ТРЕТЬЕМ ТЫСЯЧЕЛЕТИИ

В.Г. Лукьянов, профессор

Томский политехнический университет, г. Томск, Россия

В общем комплексе работ при поисках, разведке и доразведке месторождений полезных ископаемых горно-разведочные работы занимают важное место, обеспечивая высокое качество и достоверность получаемых геологических данных, особенно в условиях разведки месторождений цветных, редких и благородных металлов. Странами СНГ ранее при разведке месторождений полезных ископаемых, главным образом, на стадии детальной разведки, ежегодно проводилось около 300 тыс. м горизонтальных горно-разведочных выработок, такой же объем горно-разведочных выработок ежегодно выполнялся и в других отраслях горнодобывающей промышленности.

Распад СССР и переход ряда горнодобывающих отраслей в частную собственность привели к кризису сырьевой базы страны. Недостаточно проводится прирост запасов полезных ископаемых. Объем горно-разведочных работ резко снизился. И, видимо, так долго не может продолжаться. Существующие рудники дорабатывают разведанные ранее в советское время полезные ископаемые, поэтому необходимо проводить горно-разведочные работы, чтобы увеличить запасы месторождений. По-новому надо подойти к существующим технологиям отработки рудников, максимально используя все полезные компоненты (многое уходит в отвал), и использовать нетрадиционные технологии, которые разработаны учеными, но не дошли до производства, необходимо усилить поисковые разведочные работы в таких регионах, как Читинская и Магаданская области, Хабаровский край, Якутия, Западная Сибирь.

Прогресс в технологии, технике и организации проведения горно-разведочных выработок видится в рациональном использовании разработок ученых, конструкторов и достижений практиков, полученных за предыдущее десятилетие, которые можно свести к следующему:

- совмещению детальной разведки с промышленным освоением, т.е. сооружению и использованию для детальной разведки горно-капитальных и горно-подготовительных выработок (выработок разведочно-эксплуатационного назначения);
- применению методов многовариантных расчетов организационно-технологических параметров горно-проходческих работ при составлении технологических карт их проведения;
- совмещению отдельных процессов во времени и пространстве;
- повышению уровня механизации горнопроходческих процессов;
- применению научно обоснованных типовых решений по проведению горизонтальных горно-разведочных выработок.

Основные научные результаты, полученные сотрудниками кафедры горного дела при участии студентов ТПУ, следующие:

- разработаны теоретические и практические основы прогрессивной многозабойной технологии проведения горно-разведочных выработок при детальной и эксплуатационной разведке, базирующихся на выявленных закономерностях между основными организационно-технологическими параметрами многозабойного метода проходки с использованием современных технических средств и передовых форм организации труда, что позволяет сократить сроки разведки месторождений;
- расширены и углублены исследования в области техники, технологии и организации проведения горно-разведочных выработок в Сибири, на Северо-Востоке страны, а также в Таджикистане и Узбекистане;
- установлены взаимосвязи между технологическими и организационными факторами при разведке золоторудных месторождений, а также на месторождениях других цветных металлов;
- разработан и предлагается принципиально новый методический подход к разработке ресурсосберегающей технологии проведения горизонтальных выработок, позволяющий учитывать в типовых и индивидуальных проектах подземных горнопроходческих работ основные параметры проектируемой разведочной сети;
- впервые предлагается новая концепция расчета графика организации работ специализированных проходческих звеньев, при обслуживании одним комплектом мобильного проходческого оборудования нескольких забоев в течение смены.

КОНТРОЛЬ СДВИЖЕНИЯ ИСКУССТВЕННОГО МАССИВА ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В НИСХОДЯЩЕМ ПОРЯДКЕ СИСТЕМАМИ С ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКОЙ

Д.В. Барышников

Научный руководитель профессор С.В. Сердюков
Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Применение систем разработки с закладкой выработанного пространства – наиболее перспективный способ рационального использования недр, обеспечивающий повышение безопасности горных работ с минимальными потерями и разубоживанием [1]. Одним из вариантов разработки высокоценных и слабоустойчивых руд является слоевая система с твердеющей закладкой и нисходящий порядок их выемки.

В отличие от восходящей выемки слоев, обеспечивающей монолитность формируемого искусственного массива, последовательное создание слоев закладки сверху вниз сопровождается накоплением пустот в отработанном и заложенном пространстве (на границах смежных слоев) вследствие технологического недозаклада, усадки и компрессионного сжатия закладки. По мере отработки запасов создается искусственный массив блочной структуры, объем пустот в котором постепенно накапливается. Данное обстоятельство может привести со временем к активизации процесса сдвижения в подрабатываемой толще заложенного пространства и, как следствие, негативно отразиться на безопасности горных работ. От успешности решения вопросов управления и контроля состояния подрабатываемого закладочного массива во многом зависит эффективность и безопасность дальнейшей отработки месторождения. Опыт применения данной системы разработки на руднике «Интернациональный» АК «Алроса» показал, что в ряде случаев имели место обрушения искусственной кровли очистных заходов.

Прогнозировать расчетными методами поведение блочных сред с неизвестными границами на контактах слоев (вследствие технологических недозакладов) и в условиях значительных изменений механических свойств закладки от времени ее формирования практически невозможно. Поэтому единственным надежным методом определения вертикальных смещений является инструментальный контроль.

Одним из методов контроля вертикальных сдвижений является метод скважинной инклинометрии, основанный на измерении углов наклона обсаженной полиэтиленовой трубой субгоризонтальной скважины, пробуренной в контролируемом слое закладки [2, 3]. Результатом измерений является накопление массива данных по углам наклона трубы $V_i(x)$ на глубинах x_i от устья измерительной скважины. Расчет вертикальных отметок профиля скважины h_i на расстоянии x_i от устья x_0 по дискретным данным углов наклона обсадной трубы $V_i(x)$ определяется с помощью интегрирования по формуле:

$$h_i = \int_{x_0}^{x_i} V(x) dx. \quad (1)$$

Величина прогиба скважины (слоя закладки), вызванная сдвижением закладочного массива при его подработке, определяется по изменениям отметок профилей в процессе режимных наблюдений относительно исходного (начального) положения. Периодичность повторных циклов наблюдений зависит от интенсивности ведения горных работ при подработке слоя, оценить который можно по разности двух смежных циклов

Поскольку измерение угла $V(x)$ в (1) носит дискретный характер, то интегрирование заменяем аппроксимацией методом трапеции:

$$S_n = \frac{\pi}{180} \Delta l \left(\frac{\varphi_0}{2} + \sum_{i=1}^n \varphi_i \right), \quad (2)$$

где S_n – смещение скважины в вертикальном направлении в точке n ; Δl – шаг продвижения вдоль скважины; φ_0 – угол в устье скважины; φ_i – текущий угол, измеренный через Δl .

Величина прогиба (вертикального сдвижения) подрабатываемого слоя рассчитывается по изменениям углов наклона наблюдательной скважины относительно ее исходного состояния.

В ИГД СО РАН разработан малогабаритный зонд, выполненный на основе двух перпендикулярно расположенных датчиков углов наклонов – инклинометров. Он позволяет вести наблюдения по субгоризонтальным скважинам и контролировать возможные вертикальные смещения подрабатываемого толщи закладки [4].

Первый датчик, установленный в плоскости продольной оси инклинометрического зонда, является основным измерительным элементом, обеспечивающим контроль углов наклона обсадной трубы в вертикальной плоскости. Второй расположен ортогонально первому и используется для установки зонда в вертикальной плоскости (рис. 1).

Порядок проведения наблюдений принят следующий:

1. Установка зонда в вертикальное положение (с помощью 2-ого датчика).
2. Снятие i -ого отсчета (аналоговый сигнал через АЦП передается на ПК).
3. Продвижение зонда до через равные интервалы (с выполнением п. 1 и 2) до забоя скважины в «прямом» и «обратном» направлениях.
4. Сохранение результатов измерений на ПК с последующей обработкой в MS Excel.

Лабораторные тесты показали, что стандартное отклонение при определении угла наклона трубы в точке составляет $0,02^\circ$. При проведении испытаний в шахтных условиях (путем проведения четырех циклов «прямо-обратно») в 40 м обсадной трубе установлено, что среднеквадратическая ошибка определения углов по

длине скважины с интервалом установки через 0,5 м (80 точек) не превышает 7', а погрешность определения отметок в профиле составляет менее 1 мм на 1 м длины скважины.

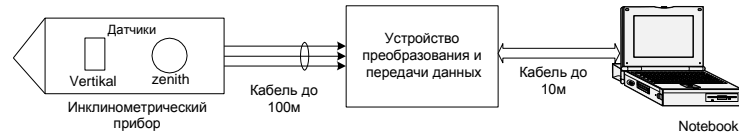


Рис. 1. Блок схема инклинометрического комплекса

Натурные испытания инклинометрического зонда проведены на руднике «Интернациональный» АК «Алроса» при переходе на слоевую нисходящую систему разработки. Предложенный метод вошел составной частью в проект геомеханического мониторинга, разработанного ИГД СО РАН для контроля состояния очистных выработок при отработке запасов на глубоких горизонтах.

В качестве примера реализации метода приведем результаты наблюдений вертикальных смещений разрезного слоя 34 (блок 7/8) при его подработке. Первый (начальный) цикл измерения в оборудованной скважине 7.010 был проведен, когда в слое 33 были отработаны ленты 11 и 14 (рис. 2, а). После отработки лент 8, 9 и 12 (рис. 2, б) выполнен второй цикл измерений, а третий – когда слой 33 был отработан и заложено полностью.

На рис. 3 представлены профили и вертикальные смещения наблюдательной скважины. Из рисунков видно, что смещения после полной отработки слоя составили около 300 мм.

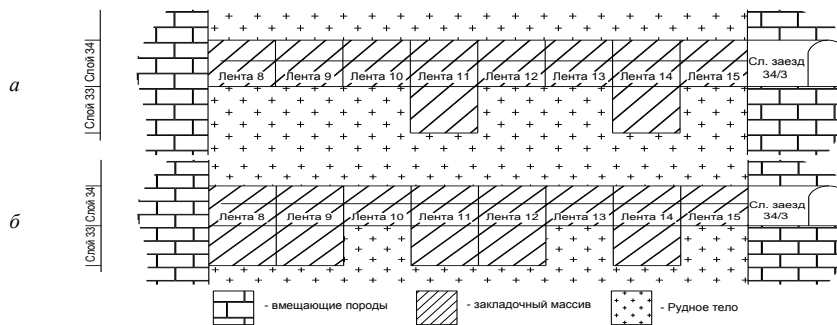


Рис. 2. Состояние горных работ при проведении первого (а) и второго (б) цикла наблюдений

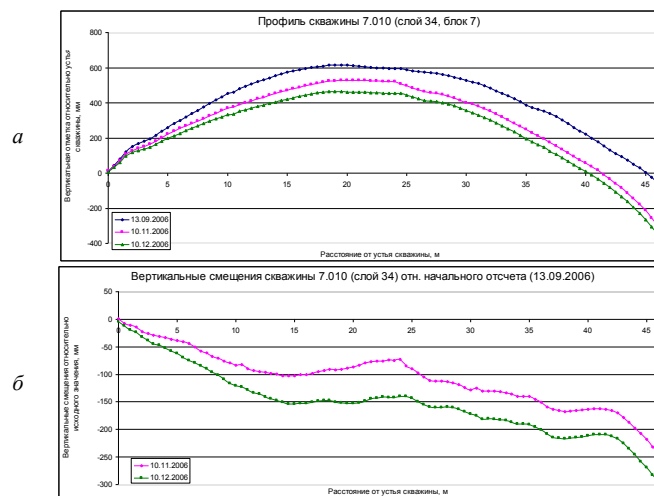


Рис. 3. Изменения профиля скважины за три цикла наблюдения (а); вертикальные смещения скважины относительно исходного состояния (б)

Проведенные испытания разработанного инклинометрического зонда в шахтных условиях свидетельствуют об эффективности его использования для контроля параметров процесса сдвижений массива, вызванных его подработкой.

Литература

1. Гранхольма С. Разработка месторождений с закладкой. – Москва: «Мир» 1987 г.
2. Фрейман Э.В., Кривошеев С.В., Лосев В.В. Особенности построения алгоритмов ориентации гироскопических инклинометров на базе одноосного гиросtabilизатора. – СПб.: ГНЦ РФ – ЦНИИ «Электроприбор», 2002 .
3. Ковшов Г.Н., Коловертнов Г.Ю. Приборы контроля пространственной ориентации скважин при бурении. – Екатеринбург: Изд. УГНТУ, 2001.
4. ГЕО-СИБИРЬ-2007: Материалы международного научного конгресса. – Новосибирск, 2007 – Т. 5.

КОНСТРУКЦИЯ УСТРОЙСТВА ДЛЯ ОБМЕНА ВАГОНЕТОК

А.Ф. Бархатов, Д.В. Федин

Научный руководитель доцент В.Г.Крец

Томский политехнический университет, г. Томск, Россия

При проходке горизонтальных горноразведочных выработок от 40 до 70 % продолжительности уборки приходится на обмен вагонеток, доля ручного обмена составляет 46,2 % [1, 2]. Чаще применяются схемы обмена одиночными вагонетками: комбинированные, при помощи замкнутых разминок, при помощи вагоноперестановщиков, при помощи тупиков их разработка и изготовление, обычно осуществляется «своими силами» – на предприятии, где ведутся проходческие работы. Один из вариантов обменного устройства УП – 3,5 приведен на рис.

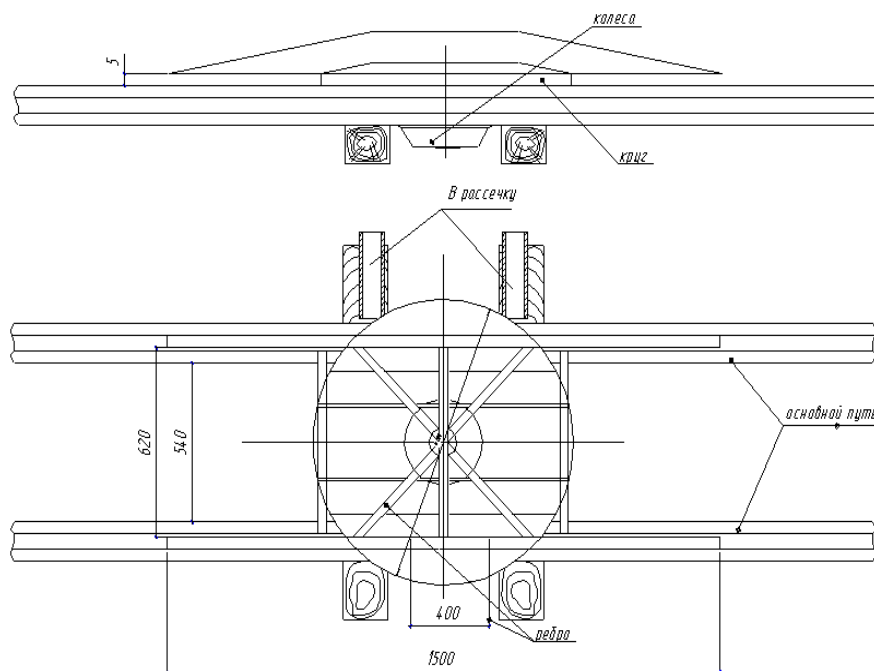


Рис. Устройство переводное – УП – 3,5

Устройство переводное – УП -3,5 предназначено для перемещения погрузочной машины с основной выработки в боковую (рассечку) и обратно и может быть использовано для обмена вагонеток при ручной откатке.

Устройство – сварное, состоит из основания закрепленного на шпалах при помощи костылей и съемной платформы. Регулировка зазора между верхней поверхностью путей и нижней частью платформы осуществляется стальными круглыми пластинками диаметром 50 мм и толщиной 3 мм, установленных на торце вала колеса.

После осуществления маневров, платформа снимается для освобождения основного пути.

Техническая характеристика

Ширина колеи, мм:

600

Грузоподъемность, т не более:	3,5
Масса, кг:	
основание	70
платформа	50
Габариты, м :	
ширина	1,04
длина	1,5
высота	0,3

Устройство было изготовлено в Магианской ГРЭ (Таджикистан) и в Майской ГРЭ (ИГО СевВосток геология). Такое устройство применялось на станции приготовления буровых растворов в Майской ГРЭ.

Применение простых обменных устройств, при небольших объемах проходческих работ позволяет увеличить производительность труда проходчиков до 10 % и более.

Литература

1. Абрамсон Х.И. Подземная механизированная погрузка. – М.: Недра, 1963. – 198 с.
2. Лукьянов В.Г., Рогов В.Ф., и др. Проведение горизонтальных горно – разведочных выработок скоростным методом. – М.: Недра, 1989 – 160 с.

МЕТОДИКА РАСЧЕТА ЭНЕРГОЗАТРАТ ТРУДА ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК МАЛОГО СЕЧЕНИЯ

А.Ф. Бархатов, Д.В. Федин

Научный руководитель доцент В.Г. Крец

Томский политехнический университет, г. Томск, Россия

Подземные горизонтальные выработки малого сечения проходятся при проведении горноразведочных работ, для прокладки коммуникаций, трубопроводов и т.д.

Энергозатраты труда проходчиков находятся в тесной связи с уровнем, механизации труда отдельных горнопроходческих процессов и характеризуют степень тяжести труда, критерием которого является: напряжение сердечно – сосудистой системы, энергетический обмен и потеря влажности с отделением пота.

Таблица

Энергозатраты на горнопроходческие процессы и операции ккал/мин.

Процессы и операции	Затраты энергии рабочими, ккал/мин.	
Погрузка и обмен одиночных вагонеток	электровозом	3,9
	вручную	5,5
Погрузка и обмен с ПЗК- I	погрузка скрепером	3,5
	откатка горной массы	3,9
	электровозом	3,0
Бурение шпуров ПР – 30 пневмоподдержки	Бурение шпуров ПБ – I	3,0
	Бурение шпуров ПБ – I	3,2
	Бурение буровой кареткой	2,8
Крепление деревом	3,4	
Крепление металлом	2,0	
Хождение в выработке	1,5	
Наращивание коммуникаций	6,0	
Заряжание и взрывание	3,0	
Настилка путей	6,0	
Проветривание	1,5	
Обшивка забоя	2,3	
Оборка забоя	6,0	

В соответствии с медико – физиологической классификацией Института физиологии труда ГДР, труд на подземных работах делится на 4 категории по тяжести : физически легкая работа при затрате энергии рабочими до 800 ккал в смену, труд средней тяжести – до 1500, тяжелый – до 1750 и очень тяжелый – до 2000 ккал в смену. При затратах более 2000 ккал работа считается выше предела длительной трудоспособности рабочего [1].

Затраты энергии проходчиками при выполнении основных и вспомогательных процессов проходческого цикла определяется из выражения:

$$\mathcal{E} = \frac{\sum_{i=1}^n \mathcal{E}_i \cdot t_i}{\sum_{i=1}^n m_i}, \text{ ккал}$$

\mathcal{E} – энергозатраты на 1 проходчика в смену, ккал;

\mathcal{E}_i – энергозатраты при выполнении i -го проходческого процесса, в смену, ккал;

t_i – продолжительность i -го проходческого процесса, мин.;

n – число основных и вспомогательных проходческих процессов;

m_i – число рабочих, занятых выполнении i -го проходческого процесса.

Исходная информация для расчета энергозатрат на подземного рабочего приведена в табл.

Энергозатраты приходящиеся на 1 подземного рабочего в смену не должны превышать 1750 ккал. При превышении этого предела целесообразно пересмотреть организацию и режимы проходческих работ, применить другие технологические средства [2].

Следует отметить, что энергетическая оценка затрат труда рабочих занятых на подземных работах по различным источникам далеко неоднозначно, что связано с различием условий, методик исследования и т. д. Однако для сравнительной оценки режимов труда, планирования рабочей смены, чередование процессов, перерывы – этот показатель (критерий) следует применить.

Литература

1. Зибер В.М. Основные методики расчета энергозатрат. – М.: Недра, 1963. – 150 с.
2. Тихонова Н.Т. Расчет энергозатрат на подземном производстве. – М.: Физмалит, 1968 – 240 с.

ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ ТЕХНИКИ НЕПРЕРЫВНОГО ДЕЙСТВИЯ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ОБВОДНЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

А.С. Бобыльский

Научный руководитель главный научный сотрудник О.Б. Кортелев
Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Топливо-энергетический комплекс Сибири, обладая значительными сырьевыми ресурсами и достаточно развитой производственной инфраструктурой, был и остается главной энергетической базой России. [1]. По оптимистическому сценарию социально-экономического развития страны, уже в 2010 г. Добыча угля должна быть доведена до 300–330 млн т и в 2020 г. – до 400–430 млн т [3]. Решение этой задачи намечается, в первую очередь, за счет открытой угледобычи, обеспечивающей наилучшие технико-экономические показатели и наиболее безопасные условия труда. Как известно, более 80 % разведанных запасов угля сосредоточены в восточных регионах России. При этом главенствующие позиции в открытой угледобыче, как по ресурсной базе, так и по степени ее освоения, сохраняются за Кузнецким и Канско-Ачинским бассейнами.

Канско-Ачинский буроугольный бассейн, занимает площадь более 50000 км² в границах Красноярского края и Кемеровской области. Запасы угля основных месторождений бассейна, для открытой разработки, составляют 140 млрд т. Угли бассейна пригодны не только для энергетики, выявлена возможность и экономическая целесообразность получения продуктов для металлургии и производства жидких энергоносителей, а также использование в химической промышленности. По приведенным затратам на одну тонну условного топлива канско-ачинские угли являются самым дешевым топливом в стране.

В целом по бассейну выявлено 24 месторождения, из которых наибольшее промышленное значение имеют Березовское, Урюпское, Итатское, Барандатское, Боготольское и Назаровское (западная часть бассейна). Горно-геологические условия этих месторождений весьма благоприятны для добычи угля открытым способом:

- значительная мощность (от 5–15 до 60–90 м) и преимущественно пологое (1–8°) залегание пластов;
- сравнительно небольшая мощность и крепость основной массы вскрышных пород (мощность от 8 до 250 м при среднем коэффициенте вскрыши 0,8–2 м³/т, крепость 1–3 по шкале М.М. Протоdjяконова);
- большие запасы качественных углей (теплотворная способность 3100–3800 ккал/кг, зольность 7–12 %, содержание серы до 1 %).

Вместе с тем, на рассматриваемых месторождениях выявлен ряд факторов, в значительной степени усложняющих ведение горных работ. основной из них – сложные гидрологические условия месторождений с наличием до 3–4 водоносных горизонтов с напорными водами. Это требует значительных средств на осушение месторождений.

На примере Урюпского месторождения – одного из наиболее обводненных – рассмотрен вариант разработки подобных залежей без предварительного их осушения с использованием выработанного карьерного пространства для организации технологического водоема и складирования вскрышных пород.

Участок первоочередной отработки на Урюпском месторождении располагается в пойме реки Урюп (около 60 % всей площади), остальная часть приурочена к пойменной террасе. Пойма реки – заболоченная долина, изобилующая старицами и протоками. Проектными проработками предусматривается отвод р. Урюп за пределы карьерного поля. Однако, исходя из строения и литологических особенностей продуктивной толщи при ее отработке ожидаются значительные водопритоки в горные выработки.

На месторождении выявлено несколько водоносных горизонтов [3]. В надугольных отложениях (первый водоносный горизонт) выделено два горизонта – верхний и нижний. Верхний горизонт имеет неограниченное распространение на отдельных участках надпойменной террасы. Питают подземные воды главным образом атмосферные осадки. В надугольных отложениях верхний и нижний горизонты разделены толщей алевролитов мощностью от 30 до 70 м с линзами песчаников. Гидравлической связи между ними не наблюдается, Нижний водоносный горизонт распространен на большой площади и представлен обводненными прослоями песчаников мощностью от 0,5 до 20,0 м.

Второй водоносный горизонт приурочен к углям пласта Итатского и является наиболее мощным и выдержанным в пределах месторождения. Подземные воды этого горизонта относятся к пластово-трещинному типу. Основной поток горизонта формируется в пределах карьерного поля.

Третий (подугольный) водоносный горизонт представлен мощной толщей слабосцементированных песчаников с линзами и невыдержанными по площади слоями алевролитов.

Обводненность угольного пласта Итатский определяется условиями его залегания, характеризующимися активным разуплотнением, значительной трещиноватостью, перекрытием на значительной площади обводненными песчано-галечниковыми отложениями, содержащими грунтовые воды, гидравлически связанные с поверхностными водами р. Урюп. Средний коэффициент фильтрации угольного водоносного горизонта составляет 37,05 м/сут.

Таким образом, при освоении Урюпского месторождения одним из определяющих факторов при выборе технологии его разработки является повышенная обводненность продуктивной толщи.

В соответствии с техническим проектом разреза «Березовский-1», реализованным на соседнем одноименном месторождении, для осушения поля разреза используется капиталоемкий комплекс в составе двух дренажных шахт с системой дренажных выработок. Как показал опыт эксплуатации, принятая дренажная система обеспечивает удовлетворительные результаты осушения угольного пласта и малоэффективна для осушения вскрышной толщи, что снижает эффективность работы горно-транспортного оборудования (налипание, намерзание пород на рабочие органы, просадка грунта под выемочными машинами и т. п.). К тому же функционирование системы требует значительных эксплуатационных затрат.

Проектными институтами УкрНИИпрект и Сибгипрошахт предусмотрено использование при обработке Урюпского месторождения роторных комплексов и конвейерный транспорт.

Для нормальной работы техники необходимо предварительное осушение карьерного поля.

Основные требования к осушению разреза по условиям залегания пород и угля, а также литологическому составу определяются необходимостью обеспечения устойчивости внутренних отвалов на пологом, падающим в сторону горных работ основании, и заключается в следующем:

- организации заградительного дренажа со стороны нерабочего борта на период проходки разрезной траншеи и в течении первых лет эксплуатации разреза.
- понижение напоров подугольного водоносного горизонта до величин исключающих возможность прорыва на участках, где в почве пласта залегают водоупорные породы, и на один метр ниже почвы пласта на участках, где водоносный горизонт залегает непосредственно в почве пласта.
- мероприятия по понижению напоров на участке водоупоров необходимо выполнять в пределах площади выработанного пространства, мероприятия по понижению уровней на один метр ниже пласта – в полосе под отвалами, равной трех – четырехкратной высоте отвалов, считая от контура отвалов в выработанном пространстве [2].

Использование гидромеханизации позволит избежать значительных затрат на подготовку месторождения к эксплуатации, предотвратить возможные необратимые нарушения экологической обстановки.

Исходя из этого для Урюпского и других обводненных месторождений КАТЭК предлагается технология разработки без проведения масштабных мероприятий по предварительному осушению массива горных пород с организацией в выработанном карьерном пространстве технологического водоема и подтоплением части угольного пласта. При этом верхний угольный уступ предполагается обрабатывать по традиционной схеме роторными экскаваторами, а нижний (подтопленный) – цепными экскаваторами с нижним черпанием или другими техническими средствами (драги, земснаряды). В зависимости от принятого режима работы разреза и добычного оборудования выемка угля на нижнем уступе может производиться круглогодично или сезонно.

Наличие технологического водоема создает благоприятные условия для применения на вскрышных работах средств гидромеханизации.

Он может использоваться так же в качестве пруда-охладителя в случае размещения на борту разреза тепловой электростанции. При этом влажный уголь, вынимаемый с нижнего добычного уступа, целесообразно использовать на теплоэлектростанции в виде водоугольной суспензии.

Возможны следующие технологические схемы гидротранспортирования угля от поставщика к потребителю, использование которых целесообразно в рассматриваемых условиях [4]:

- гидросмесь из разреза направляется в устройства для мокрого помола угля, затем в устройства для подготовки смеси и после гидротранспортирования сжигается в форсунках у потребителя либо гидросмесь, полученная на разрезе, направляется гидротранспортом на станцию, где предусматривается мокрый помол угля, и приготовление ВУС.
- гидросмесь, полученная на разрезе, направляется гидротранспортом на станцию, где уголь обезвоживается, сушится, подвергается помолу и используется в сухом виде.

Таким образом, энергетические комплексы включают добычные работы на разрезе, гидротранспортные установки и установки для топливоиспользования. В этих комплексах гидротранспорт объединяет разрез с ТЭС в единый технологический процесс и позволяет снизить при этом потери угля при перевозках и улучшить экономические и экологические показатели работы не только разреза, но и электростанции.

Выводы.

Организация в выработанном пространстве разреза технологического водоема и гидроотвала позволит обрабатывать обводненные угольные месторождения без предварительного их осушения. Технологический водоем может быть использован как пруд-охладитель для тепловой электростанции. Размещение в выработанном пространстве разреза гидроотвала позволит снизить затраты на транспортировку и складирование вскрышных пород, а также избежать изъятия для этих целей значительных площадей.

Литература

1. Об основных направлениях государственной политики развития угольной отрасли и повышения конкурентоспособности ее продукции на внутреннем и внешнем рынках: Доклад государственного Совета РФ. – М: Уголь, – 2002. - № 10.
2. Техничко-экономическое обоснование строительства разреза «Урюпский» п.о. «Красноярскуголь». Красноярск: Сибгипрошахт, 1985.
3. Энергетическая стратегия России на период до 2020 г. - Москва, 2003.
4. Ялтанец И.М. Проектирование открытых гидромеханизированных и дражных разработок месторождений. – М: Издательство МГГУ, 2003. – 758 с.

ОБ ИСПОЛЬЗОВАНИИ АСИММЕТРИЧНЫХ ДИСКОВЫХ ИНСТРУМЕНТОВ НА КОМБИНИРОВАННОМ ИСПОЛНИТЕЛЬНОМ ОРГАНЕ ПРОХОДЧЕСКОГО КОМБАЙНА ИЗБИРАТЕЛЬНОГО ДЕЙСТВИЯ

А.Ю. Борисов

Научные руководители профессор А.А. Хорешок, доцент В.В. Кузнецов
Кузбасский государственный технический университет, г. Кемерово, Россия

В настоящее время разрушение горного массива при проведении горных выработок по углю и смешанному забою с крепкими и абразивными породными включениями осуществляется проходческими комбайнами избирательного действия.

При проведении горных выработок процесс разрушения горного массива проходческими комбайнами избирательного действия имеет как достоинства, так и существенные недостатки. Среди недостатков можно отметить: большой выход мелких фракций разрушенного угля вследствие его переизмельчения; за счет этого высокая запыленность воздуха в выработке, превышающая допустимые санитарные нормы; высокая энергоемкость процесса разрушения и большой расход рабочего инструмента при разрушении абразивных и крепких включений. Поэтому выше отмеченные недостатки требуют установления и реализации практических путей и средств, обеспечивающих: значительное улучшение сортового состава добываемого угля, что в свою очередь уменьшит пылеобразование; эффективное разрушение крепких включений и прослоек; сокращение расхода рабочего инструмента; увеличение скорости проведения горных выработок.

Процесс взаимодействия исполнительного органа с разрушаемым горным массивом определяет удельные энергозатраты разрушения, характер и величину внешних нагрузок, действующих от разрушаемого массива на проходческий комбайн. Следовательно, конструктивные особенности исполнительного органа существенно влияют на производительность, эффективность и надежность проходческого комбайна.

Предлагается конструкция комбинированного исполнительного органа проходческого комбайна избирательного действия, предназначенного для проведения горных выработок по углю и смешанному забою с крепкими и абразивными породными включениями.

Задачей создания комбинированного исполнительного органа является расширение технологических возможностей и повышение эффективности проведения горных выработок за счет: разрушения угля, крепких и абразивных горных пород и включений крупным сколом с развитием опережающих трещин; уменьшения измельчения угля в процессе выемки и снижения запыленности воздуха в забое; снижения динамических нагрузок на исполнительном органе проходческого комбайна; уменьшения энергозатрат при разрушении горного массива; увеличения скорости проведения горных выработок; сокращения расхода рабочего инструмента и времени на его замену при использовании быстроразборного узла крепления дисковых инструментов; повышения производительности труда.

Поставленная задача решается техническим решением, согласно которому комбинированные исполнительные органы выполнены в виде центрального барабана 1 и двух боковых усеченных коронок 2 (рис. 1, 2), оснащенные резцовым 3 и асимметричным дисковым 4 инструментами. На торцевых поверхностях боковых усеченных коронок задействован резцовый инструмент. На остальных участках исполнительного органа: в первом варианте (рис. 1) задействованы только асимметричные дисковые инструменты; во втором варианте (рис. 2) используется сочетание резцового и асимметричного дисковых инструментов. Увеличив ширину барабана в конструкции комбинированных исполнительных органов, тем самым, можно расширить область их действия, применив для проходческо-добычных комбайнов с качающимся исполнительным органом в вертикальной плоскости.

Установка асимметричного дискового инструмента на исполнительном органе осуществляется при помощи быстроразборного узла крепления (рис. 3). Который состоит из двух приваренных к корпусу кронштейнов 1, в которых с помощью оси 2 крепится асимметричный дисковый инструмент 4. Между кронштейнами 1 и дисковым инструментом 4 устанавливаются дистанционные кольца 3. Быстроразборность конструкции обеспечивается применением для фиксации оси 2 запорного кольца 6, заложенного в радиальный паз 7, выполненный в правом кронштейне 1. В пазу вставлена резиновая прокладка 5 для предотвращения попадания разрушаемого материала в паз 7 и блокировки в нем запорного кольца 6. Длина кронштейнов 1 влияет на жесткость их конструкции и габариты исполнительного органа. С целью повышения износостойкости оси 2 асимметричного дискового инструмента 4 применены плавающие втулки 8.

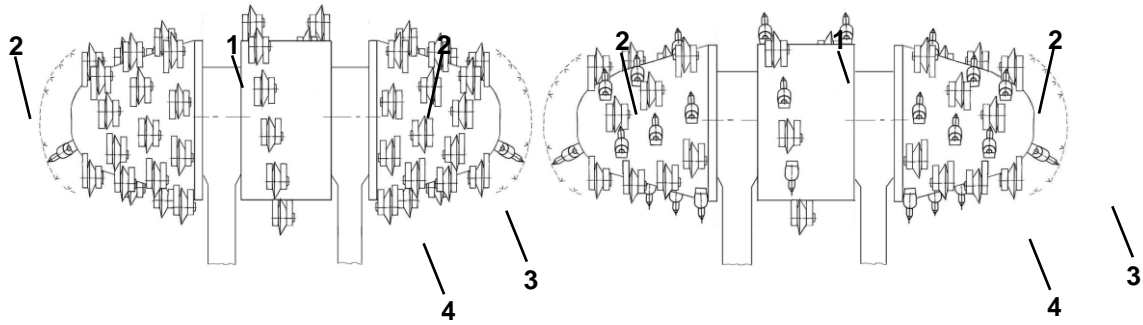


Рис. 1.

Рис. 2.

Применение быстроразборной конструкции узла крепления асимметричного дискового инструмента по сравнению с конструкцией на подшипниках качения позволяет сократить время на его замену и использовать его в специфических и агрессивных условиях, таких как: запыленность окружающей среды, обводненность пласта и высокая абразивность пород. Способность выдерживать большие удельные нагрузки в статическом и динамическом режимах при разрушении породных прослоек и твердых включений.

Асимметричный дисковый инструмент (рис. 3, 4) представляет собой свободно вращающийся на оси диск диаметром D , шириной b и радиусом скругления ρ режущей кромки, выполненной путем упрочнения наплавочным материалом с последующей обработкой и закалкой диска. В зависимости от условий применения исполнительного органа диаметр диска D может варьироваться от 0,140 до 0,180 м. Учитывая применение термообработки, минимальный радиус скругления ρ режущей кромки диска принимается в пределах 0,001–0,0015 м. Значение ширины $b = 0,03–0,04$ м обеспечивает необходимую прочность диска.

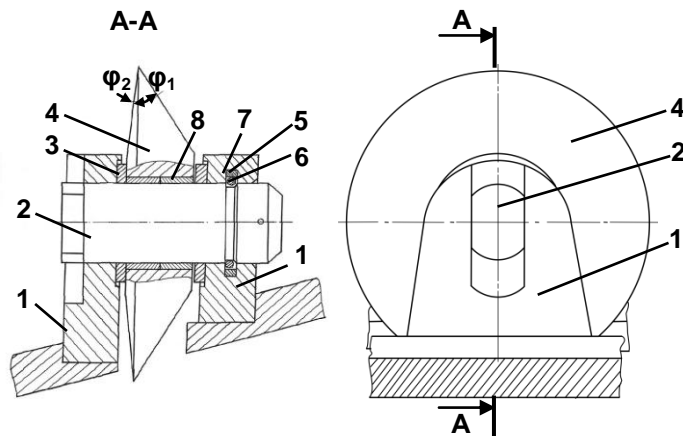


Рис. 3.

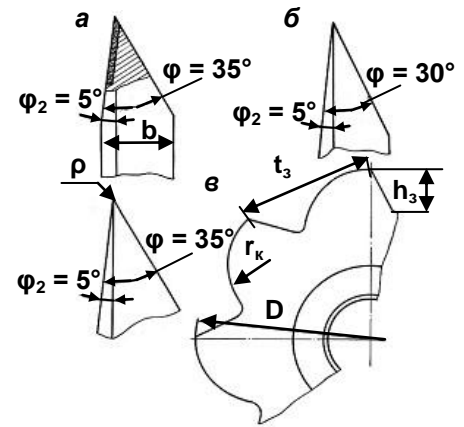


Рис. 4.

Асимметричный дисковый инструмент имеет рациональный угол заострения $\varphi = \varphi_1 + \varphi_2 = 30–35^\circ$, который складывается из переднего $\varphi_1 = 30–35^\circ$ и заднего $\varphi_2 = 0–5^\circ$ углов заострения (рис. 3, 4). Дисковые инструменты с прерывной режущей кромкой следует применять на пластах с повышенным содержанием крепких включений. В других случаях целесообразно применять диски с углом заострения $\varphi = 30^\circ$ и непрерывной режущей кромкой. Представленные параметры быстроразборной конструкции узла позволяют получить достаточно компактный и работоспособный узел крепления дискового инструмента на исполнительном органе проходческого комбайна.

Режущая кромка асимметричного дискового инструмента может быть как непрерывной (рис. 4, а, б), так и прерывной – в виде зубьев, в том числе с кромкой переменной кривизны (рис. 4, в). Кромка переменной кривизны позволяет уменьшить площадь контакта по мере ее заглубления и тем самым снизить усилия внедрения P_u , резания P_z , а также энергозатраты H_w с учетом рациональных геометрических параметров: радиуса кривизны r_k режущей кромки, высоты зуба h_z , шага t_z между зубьями, количества зубьев n_z .

Немаловажным фактором является влияние ориентации дискового инструмента при разрушении массива. Для эффективной зарубаемости исполнительного органа и обработки забоя необходимо учитывать ориентацию дискового инструмента: углы наклона β и разворота α диска. На основе лабораторных исследований [1] разворот асимметричных дисковых инструментов на 6° и их наклон на $5-8^\circ$ приводит к снижению усилий резания на 28 %, усилия внедрения на 42 % и бокового в 2 раза.

При комбинированном воздействии резового и асимметричного дисковых инструментов главную нагрузку по разрушению пород несут диски. При этом в породе создается напряженное состояние, и ее сопротивляемость последующему резанию значительно снижается. Резцы же не только реализуют нарушения сплошности массива, но и снимают слой с уплотнениями от предыдущего прохода асимметричных дисковых инструментов. Применение комбинированного способа разрушения горных пород последовательными проходами резового и дискового инструментов позволяет совмещать их преимущества.

Литература

1. Хорешок, А.А. Кинематические особенности работы дисковых инструментов на рабочих органах проходческих комбайнов / А.А. Хорешок, В.В. Кузнецов, А.Ю. Борисов // Вестник КузГТУ. – Кемерово, 2007. – № 4. – С. 3–5.

ПОСТРОЕНИЕ БАЗЫ ДАННЫХ ГЕОИНФОРМАЦИОННОЙ МОДЕЛИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

А.С. Васильев

Научный руководитель старший научный сотрудник В.Д. Барышников
Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Переход на подземную отработку кимберлитовых месторождений является для АК «АЛРОСА» одной из важнейших задач в настоящий момент. Отсутствие мирового и отечественного опыта ведения подземных работ в сложных горно-геологических условиях (наличие водоносных горизонтов, многолетнемерзлых пород, нефти – и газопроявления и пр.) и суровых климатических условиях Севера выдвигают перед проектировщиками горняками серьезные проблемы, связанные с выбором эффективных и безопасных технологий и их параметров. Учитывая большие глубины залегания рудных тел (более 1 км), низкую прочность руд и вмещающих пород и ее изменчивость в широких пределах, геомеханические исследования приобретают первостепенное значение. Сведения о геомеханическом состоянии горных пород являются основой для правильного выбора технических решений и обеспечения безопасных условий труда горняков на всех этапах функционирования горного предприятия.

Специфика подземного ведения горных работ такова, что воспользоваться накопленным опытом решения задач геомеханики при открытой разработке кимберлитовых трубок практически невозможно. Это связано не только с изменением информации о состоянии и свойствах горных пород с глубиной и различием температурных режимов. Появляются новые типы пород (в частности, соли), требуется более детальное знание показателей механических свойств рудного массива для обоснования устойчивости горных выработок (для карьеров основное внимание уделялось исследованиям вмещающих пород, слагающих откосы), изменяются параметры процесса сдвижения, особенно при разработке рудных тел ограниченных размеров в плане. Оработка глубоких горизонтов сопровождается запредельным деформированием горных пород, что при наличии хрупких горных пород приводит к появлению новой формы проявления горного давления (динамических форм разрушения). Качественные закономерности формирования напряженного состояния в конструктивных элементах систем разработки уступают здесь место строгому количественному анализу. Без этого невозможно распространить полученный опыт ведения горных работ на другие горнотехнические условия (глубины разработки) и объекты, а также на выбор параметров иных технологических решений.

В 2005 г. на месторождении трубки «Интернациональная» начаты работы по реконструкции бортов карьера при одновременном ведении подземных горных работ. Оработка запасов переходной зоны от открытых к подземным работам наиболее ответственный участок с точки зрения обеспечения безопасных условий труда. Наличие водоносного горизонта ниже дна карьера требует оставления предохранительного целика, обеспечивающего защиту горных выработок от затопления. Выбор параметров целика и последующий контроль его состояния должен базироваться на результатах комплексных исследований с использованием аналитических и натурных методов. Прогнозные оценки параметров процесса сдвижения рудного массива могут быть получены по результатам математического моделирования состояния целика, достоверность которых определяется надежностью исходных данных о физико-механических свойствах массива. Имеющиеся данные геологоразведочных и эксплоразведочных работ по механическим свойствам горных пород явно недостаточны, разрозненны и не охватывают значительной толщи вмещающих пород. Для получения более полной картины состояния пород, обобщения полученных результатов на массив при сходных по составу и строению литологических типах пород, выделения на их основе инженерно-геологических комплексов (в зависимости от масштаба решаемых задач) поставлена задача разработать базу данных геоинформационной модели месторождения, на основе которой возможна статистическая обработка данных о физико-механических

свойствах пород и установление основных взаимосвязей между ними, анализ информации в пределах месторождения и корректное привлечение данных по трубке «Мир».

Цель формирования обобщенной базы данных – иерархически структурировать исходную информацию, а именно:

- геометрические параметры расчетной области рудного тела;
- данные о начальном напряженном состоянии массива горных пород;
- деформационные и прочностные свойства горных пород;
- для проведения расчетов с использованием упругой геомеханической модели месторождения.

В ходе выполнения работы, предложена следующая структура базы данных (рисунок), состоящая из четырех основных видов таблиц, отображающих типы хранимых данных геоинформационной модели месторождения:

Скважины. Таблица содержит описание скважин, из которых были отобраны образцы, углы наклона и координаты устья.

Образцы (объекты геомеханических исследований). Таблица содержит данные о типоразмере образцов, глубине отбора, координатах, а также принадлежности образца к конкретной скважине.

Испытания. Таблица описания результатов проведения экспериментов по определению деформационных, прочностных и физических свойств над экземплярами таблицы «Образцы»

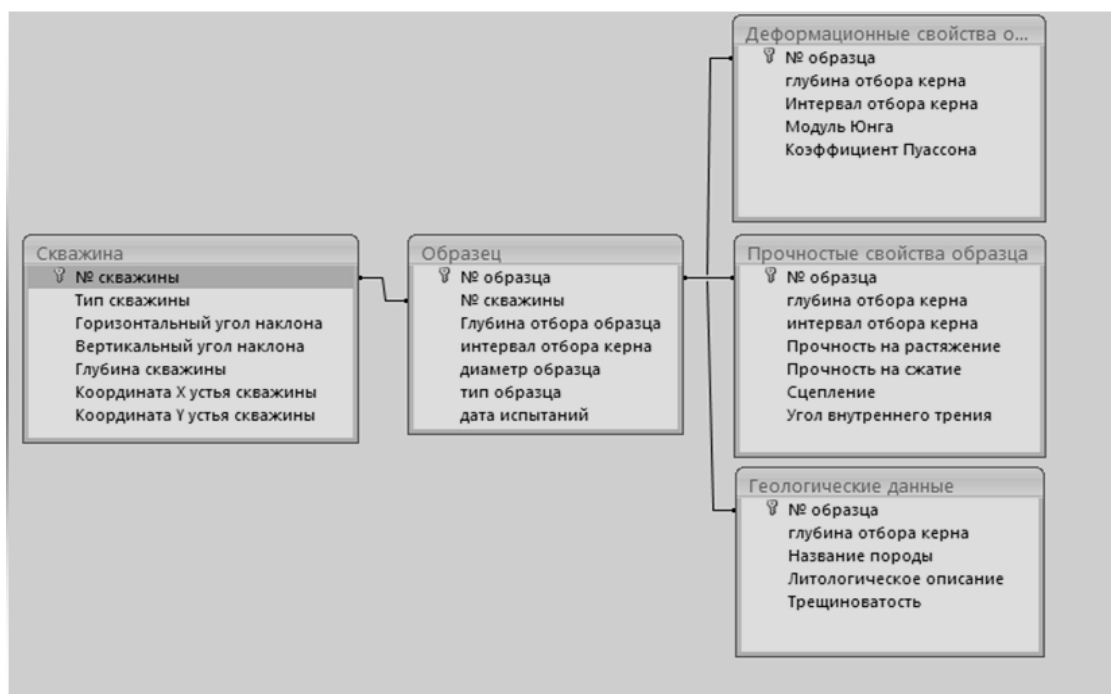


Рис. Фрагмент диаграммы взаимосвязи таблиц базы данных

Геологические данные. Литологическое описание образцов и данные об их трещиноватости.

Для заполнения информационной базы данных были использованы результаты исследования физико-механических свойств порядка тысячи образцов кимберлита и вмещающих пород различных скважин эксплуатационных блоков № 7 и 8 месторождения трубки «Интернациональная», полученные в ИГД СО РАН в 2005 – 2008 гг.

ИССЛЕДОВАНИЕ СПЕКТРАЛЬНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ЭЛЕКТРОМАГНИТНОГО СИГНАЛА ПРИ ОДНООСНОМ СЖАТИИ ОБРАЗЦОВ ГОРНЫХ ПОРОД

Е.В. Виитман, П.И. Федотов

Научные руководители доцент Л.В. Яворович, доцент А.А. Беспалько

Томский политехнический университет, г. Томск, Россия

Разработка методов мониторинга изменений напряженно-деформированного состояния массивов горных пород при отработке месторождений твердых полезных ископаемых имеет большое значение для безопасности людей, окружающей среды, промышленных объектов и самих горных работ, а также и для эффективной добычи руд. В проблемной лаборатории ЭДиП ТПУ на протяжении многих лет ведется разработка метода мониторинга, основанного на явлении механоэлектрических преобразований. Базовым полигоном для отработки разрабатываемого метода является Таштагольское железорудное месторождение. В пределах

шахтного поля рудника изменения напряженно-деформированного состояния массива вызвано взаимодействием естественных тектонических напряжений, которые определяются природными факторами, и техническими напряжениями, которые создаются инженерной деятельностью человека. На Таштагольском руднике отработка твердых полезных ископаемых проводится с использованием технологических взрывов различной мощности. 3–4 раза в год на руднике проводятся массовые взрывы, при которых закладывается порядка 200–300 т взрывчатого вещества. В результате таких взрывов происходит перераспределение механических напряжений в горном массиве, при этом снижение напряжений на одном участке массива сопровождается их возрастанием и созданием удароопасных ситуаций на других участках. В этом случае технология горных работ выступает в роли главного технического фактора, способствующего возникновению геодинамических событий на месторождении. Немаловажное значение в создании удароопасных ситуаций на руднике имеет глубина отработки. В настоящее время обрабатывается горизонт -350 м, а с учетом отметки поверхности +450 м, это составляет 800 м. В связи с этим особую важность приобретает знание характера и уровня воздействия каждого из основных элементов и процессов технологии на состояние массива горных пород и реакцию массива на это воздействие [1]. В настоящее время сотрудниками лаборатории ведется создание базы данных изменений характеристик ЭМЭ в период проведения массовых взрывов. Однако, проведение только полевых работ не достаточно для выявления основных закономерностей механоэлектрических преобразований. Ведется большой объем лабораторных исследований изменений характеристик ЭМЭ и параметров ЭМС при одноосном сжатии образцов горных пород, отобранных на Таштагольском железорудном месторождении.

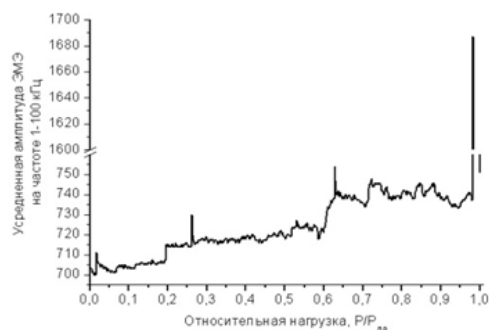


Рис. 1. Изменение усредненной амплитуды ЭМЭ на частоте 1-100 кГц для образца вмещающей породы

частотах 2, 15 и 100 кГц, а также интенсивность ЭМЭ. Аналоговые ЭМС, генерируемые горной породой в процессе изменения напряженно-деформированного состояния регистрировались с помощью специальной аппаратуры с выводом на компьютер. В дальнейшем спектральный анализ параметров ЭМС проводился с использованием специальных и стандартных программ, позволяющих проводить процедуру быстрого преобразования Фурье, что позволило выявить спектральный состав ЭМС на различных этапах напряженно-деформированного состояния образцов. Регистрируемый электромагнитный сигнал несет в себе, как полезную информацию, так и помехи техногенного происхождения. Отстройка от помех в лабораторных условиях осуществляется при помощи заземления аппаратуры, экранировки, применением дифференциальных усилителей. Это обеспечило достоверность полученной информации для исследования спектральных характеристик электромагнитного сигнала.

Образцы исследуемых горных пород представляли собой цилиндры размерами $(8 \times 4)10^{-2}$ м. Торцевые поверхности образцов подвергались шлифовке и выравнились до плоскопараллельности, чтобы при одноосном сжатии избежать нежелательных тангенциальных напряжений. Все образцы были разделены на две основные группы: магнетитовая руда и вмещающая порода. Образцы магнетитовой руды были с включениями кварца и кальцита, распределенных различным образом по объему образца. Образцы вмещающей породы были представлены скарнами и сиенитами. Объединение в одну группу вмещающих пород обусловлено тем, что эти породы по своим механическим и электрическим свойствам примерно одинаковые. Главное различие между группами руды и вмещающей породой заключается в том, что они отличаются по электрическим характеристикам.

Проведенный сравнительный анализ спектральных характеристик ЭМС магнетитовой руды и вмещающей породы выявил, что для руды амплитудно-частотные спектры ЭМС ограничены частотной полосой до 120 кГц. Для вмещающих пород амплитудно-частотный спектр ЭМС значительно расширяется в сторону увеличения и достигает 800 кГц. Это определяется тем, что основным минералом, входящим в состав магнетитовой руды является магнетит, который обладает свойствами металла. Электрическое сопротивление магнетита около $1 \cdot 10^{-2}$ Ом/м, а для магнетитовой руды оно меняется от 1 до $1 \cdot 10^3$ Ом/м, а следовательно, в таких образцах при приложении механической нагрузки механоэлектрические преобразования возможны только при присутствии в них диэлектрических минералов, не способных проводить электрический ток. Поскольку в составе образцов магнетитовой руды присутствуют определенное количество вмещающей породы, кальцита или кварца, в процессе деформирования генерируются ЭМС определенного частотного диапазона.

В связи с этим была поставлена задача, исследовать спектральные характеристики ЭМС на различных этапах изменения напряженно-деформированного состояния образцов вмещающих горных пород Таштагольского рудника. В экспериментах квазистатическая нагрузка реализовывалась одноосным сжатием с постоянной скоростью деформирования (скорость изменений усилий прессом поддерживалась для всех образцов равной $(0,30 \pm 0,03)$ кН/с) на прессе до разрушения. Фиксировалось усилие, прикладываемое к образцу, продольная деформация, а также характеристики ЭМЭ и электромагнитные сигналы на различных этапах напряженно-деформированного состояния. Характеристики ЭМЭ, зарегистрированные в процессе экспериментов регистрировались с использованием разработанной в лаборатории устройством РЕМС1 [2], который позволяет в реальном режиме времени фиксировать изменение амплитудных значений ЭМЭ на трех фиксированных

На этапе формирования очага разрушения в амплитудно-частотном спектре ЭМС магнетитовой руды выявлены частотные полосы 55 кГц, 86 кГц, 92 кГц в отличие от спектральных характеристик ЭМС этапа уплотнения, на котором присутствуют полосы всего частотного диапазона.

Для образцов вмещающей породы на этапе формирования очага разрушения выявлены частотные полосы в диапазоне до 800 кГц. При приближении к предельной нагрузке уменьшается количество ярко выраженных частотных полос, и они сгруппированы в средней части спектра (263 кГц, 395 кГц, 668 кГц) частотного диапазона (1–800 кГц). На этапе уплотнения амплитудно-частотный спектр ЭМС характеризуется частотными полосами в диапазоне от 19 кГц до 370 кГц.

При достижении образцами предельной прочности амплитудно-частотные спектры ЭМС становятся низкочастотными как для магнетитовой руды, так и для вмещающей породы.

На рис. 1 приведено изменение усредненной амплитуды ЭМЭ на частоте 1–100 кГц для образца вмещающей породы. Видно, что в процессе деформирования образца происходят механоэлектрические преобразования. В зависимости от этапа напряженно-деформированного состояния наблюдаются особенности в регистрируемой электромагнитной эмиссии. Отчетливо выделяется этап уплотнения до 0,2 Р/Рпр и этап формирования очага разрушения в районе 0,6 относительной нагрузки. В процессе эксперимента проводили регистрацию аналоговых электромагнитных сигналов на различных этапах и следующим этапом было проведение спектрального анализа зарегистрированных ЭМС. На рис. 2 (а, б) и 3 (а, б) приведен вид аналоговых ЭМС и их амплитудно-частотные спектры. На рис. 2 (а, б) для этапа формирования очага разрушения, а на рис. 3 (а, б) на этапе предразрушения.

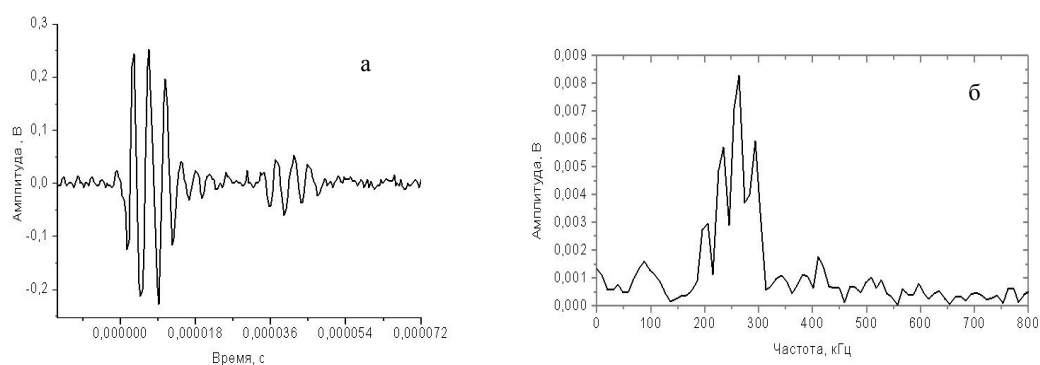


Рис. 2. Аналоговый ЭМС (а) и его амплитудно-частотный спектр (б) на этапе формирования очага разрушения

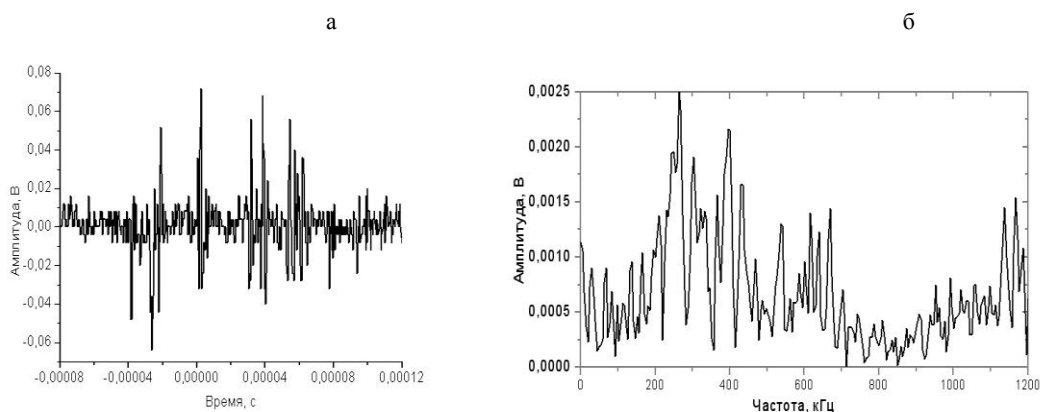


Рис. 3. Аналоговый ЭМС (а) и его амплитудно-частотный спектр (б) на этапе предразрушения

Таким образом, проведенные исследования спектральных характеристик ЭМС при одноосном сжатии образцов горных пород, представленных магнетитовой рудой и вмещающей породой позволили выявить отличия в параметрах ЭМС, генерируемых при механоэлектрических преобразованиях в процессе одноосного сжатия. Проведенные исследования внесут вклад в выявление закономерностей механоэлектрических преобразований при изменении напряженно-деформированного состояния массивов горных пород в период проведения массовых технологических взрывов.

Литература

1. Егоров П.В., Шевелев Ю.А., Матвеев И.Ф., Скляр Н.И., Квочин В.А. Управление состоянием массива горных пород на рудниках Горной Шории. – Кемерово, 1999. – 257 с.
2. Беспалько А.А., Хорсов Н.Н. Аппаратурный комплекс для исследования напряженно-деформированного состояния горных пород в шахтах. //Геодинамика и напряженное состояние недр Земли: Труды Международной конференции. – Новосибирск, 2004. – с.210-213.

**ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ
ПРИ РАЗРАБОТКЕ ГАЗОНОСНЫХ ПЛАСТОВ****В.М. Гончаров****Научный руководитель доцент А.И. Голованов
Сибирский Федеральный университет, г. Красноярск, Россия**

Шахта «Распадская» расположена в юго-западной части Томь-Усинского геолого-экономического района Кузбасса. Рельеф шахтного поля характеризуется большой расчлененностью глубокими логами и долинами рек. По сложности геологического строения участок относится ко второй группе, юго-западная часть - к третьей. Угленосные отложения шахтного поля относятся к кольчугинской серии верхнепермского возраста. Угленосные отложения включают 37 пластов угля, 34 из них имеют промышленное значение. Мощные пласты (9 – 10, 7–7а, 6–6а) и пласты средней мощности (12, 11, 10, 9, 3– 3а) обрабатываются шахтой [4].

Поле шахты «Распадская» расположено в пределах крупной складчатой структуры - зоны Западного моноклинала и характеризуется преимущественно пологим (5– 10 град.) залеганием пород и северо-западным простиранием по азимуту 330–340 град. Тектоническое строение сложное. Всего прослежено 206 дизъюнктивных нарушений, из них 81 нарушение имеют амплитуду смещения 1 – 9,9 м и 36 нарушений имеют амплитуду смещения более 9,9 м, редко 30 м. Значительное развитие имеют малоамплитудные разрывы. На пластах проявляется пологая пликвативная складчатость. По сложности геологического строения поле шахты относится к месторождениям сложного строения – 2 группе.

В пределах Распадского месторождения выделяются три водоносных комплекса пород: четвертичные образования долин рек, осадки юрского возраста, продуктивные угленосные породы кольчугинской серии. Подземные воды относятся к гидрокарбонатным. Вмещающие породы представлены преимущественно песчаниками и алевролитами, в меньшей степени аргиллитами и углистыми аргиллитами. Природная газоносность угольных пластов изменяется от 3,8 м³/т до 24 м³/т. Абсолютное газовыделение шахты составляет 140,9 м³/мин. Шахта относится к сверхкатегорной по естественному выделению газа метана. Вмещающие породы также газонасыщенные. Углистые аргиллиты и алевролиты имеют газоносность от 3,3 м³/т до 6,7 м³/т, песчаник – от 0,5 до 1,1 м³/т. По угольной пыли шахта относится к взрывоопасным [1].

Для условия месторождения была рассчитана годовая производственная мощность шахты, которая составила 5000 тыс. т угля при одновременной работе трех очистных забоев, оборудованных высокопроизводительными механизированными комплексами «JOY». Рассмотрен также вариант отработки пластов с применением отечественного оборудования. В данном варианте для обеспечения мощности 5 млн т необходимо иметь в одновременной работе 5 очистных забоев.

Для данных горно-геологических условий рациональной является применяемая на шахте система разработки длинные столбы по простиранию с полным обрушением кровли. Последовательность подготовительных работ была принята с шахты-аналога. Подготовка выемочных столбов предусматривается спаренными штреками - конвейерным и вентиляционным, закрепленным анкерной крепью, при отработке столбов конвейерный штрек погашается. Для изолированного отвода метановоздушной смеси из выработанного пространства предусматривается проходка газодренажного штрека, который проходится параллельно погашаемому конвейерному штреку вслед за продвижением очистного забоя вышележащего выемочного столба. Целик между газодренажным и погашенным конвейерным штреком составляет 5–7 м. Для обеспечения производственной мощности шахты 5 млн. т принято иметь в одновременной работе три очистных забоя на производительных пластах, принятых к первоочередной отработке – 6–6а, 7–7а, 10.

По моим расчетам требуемая нагрузка на очистной забой ограничивается условиями проветривания выемочного участка ($k_d < 1$), эффективным способом снижения метановыделения в горные выработки и увеличения нагрузки на лаву является дегазация угольного пласта. Дегазация выработанного пространства является неэффективной в связи с прямоточной схемой проветривания и незначительным подсосом газов из выработанного пространства.

При ведении горных работ на шахте «Распадская» предусматривается предварительная дегазация обрабатываемых пластов выемочными скважинами, пробуренными из конвейерных штреков.

Все применяемые методы дегазации можно разделить на группы: по времени начала дегазации относительно горных работ на текущую, предварительную и заблаговременную; по объектам воздействия - на дегазацию неразгруженных от горного давления угольных пластов и пород, дегазацию подрабатываемых и надрабатываемых угольных пластов и пород с использованием эффекта разгрузки от горного давления, дегазацию выработанных пространств и комбинации этих способов [2].

Текущая дегазация осуществляется в процессе ведения очистных работ. При этом применяются способы дегазации надработанных и подработанных угольных пластов и пород, дегазация выработанных пространств, гидрообработка призабойной зоны.

Предварительная дегазация производится перед началом очистных работ. К предварительной можно отнести дегазацию подготовительными выработками, скважинами, пробуренными из подготовительных выработок, гидроразрыв из скважин, пробуренных по разрабатываемому пласту.

Заблаговременная дегазация осуществляется до начала подготовительных и очистных работ на данном участке, крыле шахтного поля. К способам заблаговременной дегазации относятся гидрорасчленение угольного пласта, физико-химическое или микробиологическое воздействие из скважин, пробуренных с поверхности на пласт, гидроразрыв из скважин, пробуренных с разрабатываемого пласта на смежные пласты, подлежащие разработке. Для снижения газовой выделения при разработке неразгруженных пластов применяются различные способы дегазации: подготовительными выработками, скважинами, пробуренными из выработок, скважинами с гидроразрывом или гидрорасчленением пласта и др. [3].

Дегазация скважинами с гидроразрывом пласта впервые применена на шахтах Карагандинского бассейна.

Сущность: создание зон повышенной трещиноватости путем гидравлического воздействия на пласт.

Недостатки схем гидроразрыва:

- ненадежность герметизации скважин;
- невозможность совмещения ГПР и гидроразрыва.

К расчету были приняты два конкурирующих способа дегазации надработанных угольных пластов и пород:

- скважинами;
- дренажными выработками.

Дегазация скважинами, пробуренными из подготовительных выработок, наиболее распространена. Применяется в Карагандинском, Кузнецком и Печерском бассейнах при $m > 4$ м и высокой газопроницаемости угольных пластов.

Сущность: по пласту с некоторым опережением очистных работ бурят дегазационные скважины, подключаемые к трубопроводу, по которому метан удаляется под воздействием вакуум-насосов на поверхность.

Скважины могут быть пробурены по простиранию, восстанию, падению. Возможно параллельное, веерное или кустовое расположение скважин.

Дегазация подготовительными выработками применяется при столбовых системах разработки и пластовой подготовке. Сущность: до начала отработки по вышележащему пласту проводятся дренажные выработки. Возводят перемычки, через которые пропускают газопровод для отсоса метановоздушной смеси. Эффективный срок дегазации 6 – 8 мес.

Способ применяется при наличии горных выработок ранее проведенных для технологических целей или когда невозможно осуществить дегазацию скважинами.

Недостаток - необходимость проведения дополнительных выработок.

В результате сравнения двух способов дегазации мною принят более рациональный способ снижения метанообильности лавы исходя из минимальных затрат на их проведение. Принимаем дегазацию выемочного участка скважинами, пробуренными из вентиляционного штрека, так как затраты на дегазацию минимальные и почти в 8,5 раз дешевле конкурирующего.

При этом допустимую нагрузку на очистной забой по фактору вентиляции удалось увеличить в 2,3 раза.

Основными технологическими параметрами принятого способа дегазации являются: длина дегазационного блока, которая составила 125 м; время дегазации блоков – первого 221 день, последнего 795 дней; расстояние между дегазационными скважинами в блоках – первом 15,4 м, последнем – 30,2 м.

В результате сравнения двух способов понижения метанообильности лавы можно сделать вывод: для практического применения при известной метанообильности, в заданных горно-геологических условиях рекомендуется применять дегазацию пласта скважинами пробуренными из вентиляционного штрека так, как затраты на осуществление предлагаемого способа меньше по сравнению с конкурирующим вариантом.

Литература

1. Бурчакова А.С. Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых: Учебник для вузов, – М.:Недра, 1983. – 487 с.
2. Васильев А.С., Синопальников К.Г. Проветривание и дегазация угольных шахт. Компьютерный практикум. – Санкт-Петербург: Изд-во СПб ГГУ, 2004. – 65 с.
3. Голованов А.И. Теория технологических процессов добычи угля: Метод. указания к лабораторным работам для студентов специальности 090200/ Гос. образоват. учреждение «ГАЦМиЗ». - Красноярск, 2003. - 72 с
4. Данные производственной практики на шахте "Распадская". Методики расчетов, применяемые на предприятии. – Красноярск.

СНИЖЕНИЕ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ПОТЕРЬ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО В МЕЖШАГОВЫХ И МЕЖХОДОВЫХ ЦЕЛИКАХ ПРИ ДРАЖНОЙ РАЗРАБОТКЕ РОССЫПЕЙ

Д.М. Грешилов

Научный руководитель профессор М.В. Костромин
Читинский государственный университет, г. Чита, Россия

При дражной разработке россыпных месторождений полезных ископаемых потери песков происходят как в ходе добычных работ, так и в процессе обогащения. Количественная характеристика эксплуатационных и технологических потерь при разработке многих россыпей, особенно глубоко залегающих, таких как Ленских, части Амурских и Забайкальских, имеет существенное значение. В совокупности эксплуатационные и технологические потери могут составлять 50–60 % (прииски Запсибзолота на Алтае) [1]. При больших потерях песков снижается коэффициент извлечения полезного ископаемого из недр, а предприятие испытывает колоссальный экономический ущерб.

Наиболее характерными эксплуатационными потерями для дражной разработки россыпных месторождений являются потери песков в межходовых и межшаговых целиках.

Потери песков в межшаговых целиках приурочены к нижней, приплотиковой части россыпи. Объёмы потерянных песков в данном случае относительно не велики, однако, поскольку пески в приплотиковой части россыпи наиболее обогащены, объёмы не извлекаемого ценного компонента составляют 3–5 % [2].

Межшаговый целик образуется в результате зашагивания драги, и состоит из двух усечённых пирамид с основанием в середине дражного разреза. Поперечное сечение межшагового целика представляет собой фигуру, ограниченную снизу прямой линией (плотиком), со стороны боков — окружностью (радиус черпания на нижнем черпаковом барабане) и параболой (нижней ветвью черпаковой цепи).

Подсчёт объёмов песков оставленных в межходовых и межшаговых целиках, при разработке россыпей различными драгами в различных геологических и горнотехнических условиях производят аналитическим способом. Так объём межшагового целика определяется по следующей формуле [1]:

$$V_{ц} = \frac{2PR}{3} \left(\beta - \frac{(\beta - \phi)^3}{\beta^2} \right), \quad (1)$$

где $V_{ц}$ — объём межшагового целика, м³; P — площадь поперечного сечения целика, м²; R — радиус черпания драги по плотик, м; β — угол сектора от середины разреза до пересечения в пространстве линий забоев последующего и предыдущего ходов драги, радиан; ϕ — половина рабочего угла маневрирования драги, радиан.

Потери песков в межшаговых целиках возрастают с увеличением глубины драгирования.

Одними из самых больших по абсолютному значению являются потери в межходовых целиках, образующихся на границе смежных ходов при отработке россыпи взаимно-противоположными параллельными ходами, вследствие подсыпки бортов дражного разреза эфельным и галечным отвалами. Такие целики составляют 20 %, а при глубоком драгировании более потерь песков.

Площадь поперечного сечения межходового целика, при работе драги без перекрытия смежного хода определяют по формуле [2]:

$$S_{ц} = H \sqrt{\frac{H^2}{\text{tg}^2 \sigma_T} + A^2} + A^2 \text{tg} \beta_T \left(\frac{H^2}{\text{tg}^2 \sigma_T} + \sqrt{\frac{H^2}{\text{tg}^2 \sigma_T} + A^2} \right) - 2AH, \quad (2)$$

где $S_{ц}$ — площадь поперечного сечения межходового целика, м²; H — мощность россыпи, м; σ_T — угол естественного откоса слагающих россыпь пород в их сыпучем состоянии, радиан; A — некоторая постоянная величина, зависящая от физико-механических свойств пород, м. По данным В.А. Кудряшова, для Бодайбинских россыпей $A = 10 - 13$ м.

Потери песков в межходовых целиках так же возрастают с увеличением глубины драгирования.

Уменьшение объёмов или полной ликвидации межходовых целиков можно достигнуть путём изменения системы дражной разработки (например, смежно-продольная система разработки), что не всегда приемлемо в виду геологических и горнотехнических условий, или перекрытием смежного хода.

В случае перекрытия смежного хода площадь поперечного сечения межходового целика определяется по формуле [3]:

$$S_{ц} = HC + A^2 \text{tg} \sigma_T \left[\ln \left(\frac{H}{\text{tg} \beta_T \sigma_T} + C \right) - \ln \left(\frac{H - h_n}{\text{tg} \sigma_T} + K \right) \right] + 2 \left(A + \frac{b}{2} \right) \left[K(H - D - h_n) - D \right] K(H - h_n) \quad (3)$$

$$\text{где } C = \sqrt{\frac{H^2}{\text{tg}^2 \sigma_T} + A^2}; \quad D = \frac{\text{tg} \sigma_T}{2} \sqrt{b(A + b)}; \quad K = \sqrt{\frac{(H - h_n)^2}{\text{tg}^2 \sigma_T} + A^2}; \quad (3)$$

h_n — высота межходового целика при условии перекрытия смежного хода, м; b — величина перекрытия смежного хода, м.

Потери в межходовом целике уменьшаются при увеличении перекрытия смежного хода (рис.).

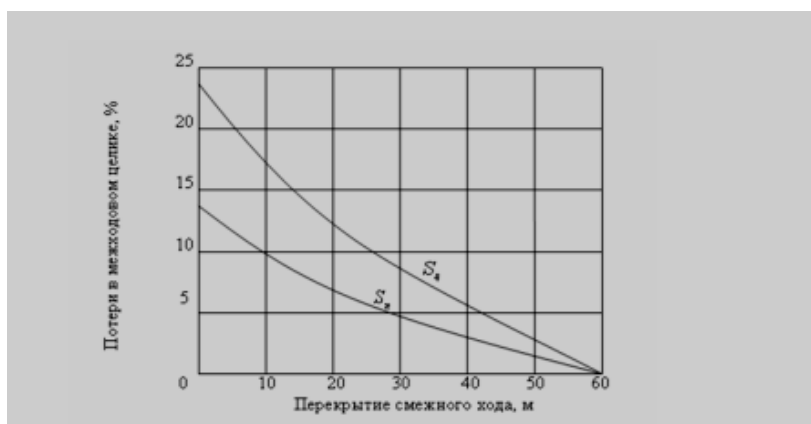


Рис. Зависимость потерь песков в межходо-вых целиках от величины перекрытия смежного хода при глубине драгирования 30 м

Однако при увеличении перекрытия смежного хода происходит разубоживание песков дражными отвалами, которое может достигать 30 % [1].

Исходя из вышесказанного, мы разработали программу для оперативного определения потерь в межходо-вых целиках, оптимальной величины перекрытия смежного хода и прогнозирования потерь. Определение потерь песков в межходо-вых целиках с помощью этой программы позволит значительно снизить затраты на геологические изыскания при повторной отработке россыпи.

Внедрение результатов научно исследовательской работы на одном из золотодобывающих предприятий Забайкалья обеспечило предприятию экономический эффект в размере 3700 тыс. руб.

Нами разработана конструкция драги, позволяющая производить отработку широких россыпей системой поперечных параллельных ходов, без оставления мешаговых и межходо-вых целиков. Суть новой конструкции заключается в кардинально изменённой схеме отвалообразования. Применение драги новой конструкции позволит обрабатывать россыпные месторождения с минимальными потерями за один раз, что обеспечивает увеличение коэффициента использования земель и полноту извлечения полезного ископаемого из недр [3].

Применение драги с изменённой системой отвалообразования позволяет обрабатывать россыпь без подсыпки бортов дражного разреза дражными отвалами, что исключает увеличение разубоживания песков при увеличении смежного хода драги.

В экологическом аспекте дражных разработок россыпей применение новой конструкции драги позволяет обработать россыпь за один раз, что уменьшает влияние дражной разработки на природную среду.

Литература

1. Костромин М.В. Проблемы дражной разработки континентальных россыпей / М.В. Костромин, Г.А. Юргенсон, С.Г. Позлутко. – Новосибирск: Наука, 2007. – 180с.
2. Лешков В.Г. Теория и практика разработки россыпей. – М:Недра, 1980.
3. Грешилов Д.М., Костромин М.В. Исследование эксплуатационных потери песков в мешаговых и межходо-вых целиках при дражной разработки россыпей. //Иновационные технологии в технике и образовании:
4. Материалы Всероссийской научно-практической конференции. – Чита: Изд-во ЗабГГПУ, 2008, — С.114.

УСТРОЙСТВО ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПОЛОЖЕНИЯ ИНСТРУМЕНТА ДЛЯ ФОРМИРОВАНИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ СКВАЖИН С ПЕРЕДАЧЕЙ ИНФОРМАЦИИ НА ПОВЕРХНОСТЬ ЗЕМЛИ ПО ЭЛЕКТРОМАГНИТНОМУ КАНАЛУ СВЯЗИ

Е.В. Денисова, С.Ю. Гаврилов, А.П. Хмелинин

Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Распространенным способом управления траекторией движения инструмента для формирования горизонтальных скважин является изменение его формы, таким образом, чтобы в процессе работы изменять плотность грунта в направлении, определяемом асимметрией инструмента, и вектора равнодействующей статического и ударного усилия [1]. Определить положение инструмента, движущегося в грунте, для принятия решения по управлению траекторией его движения, невозможно без датчиков угла поворота. Предлагается устройство, работа которого основана на использовании ртутных датчиков, например, фирмы *Assemtech* (Англия) [2], которые будут отслеживать горизонтальное положение инструмента и его поворот по часовой стрелке и против часовой стрелки. Оператор на поверхности земли по срабатыванию световых индикаторов принимает решение о корректировании траектории движения инструмента. Для этого необходимо не менее трех ртутных датчиков, которые располагают согласно рис. 1 таким образом, чтобы оси первого 1 и третьего 3 ртутных датчиков были симметричны относительно оси второго ртутного датчика 2 и лежали с ней в одной плоскости,

составляя каждая с плоскостью ориентации устройства, перпендикулярной оси второго ртутного датчика 2, угол α , при котором происходит гарантированное срабатывание первого 1 и третьего 3 ртутных датчиков. Такое размещение датчиков позволит в условиях вибраций и ударных нагрузок гарантированно определять горизонтальное положение инструмента.

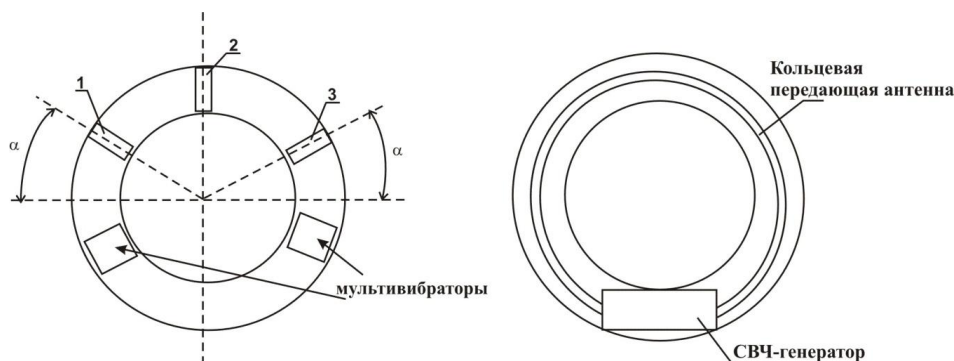


Рис. 1. Размещение элементов устройства на плате:

1 – первый ртутный датчик, 2 – второй ртутный датчик, 3 – третий ртутный датчик

Ртутные датчики и мультивибраторы расположены на плате, например, в виде кольца из стеклотекстолита (рис. 1) таким образом, чтобы его можно было надеть на инструмент для формирования горизонтальных скважин. На второй плате в виде кольца из стеклотекстолита (рис. 1) аналогичных размеров размещены СВЧ-генератор и передающая антенна. Между кольцами для герметизации помещено кольцо из диэлектрика, и вся конструкция соединена с помощью винтов. Плоскость инструмента, относительно которой ориентировано устройство, перпендикулярна оси второго ртутного датчика 2, когда его контакты замкнуты. Для правильной работы устройство должно оставаться неподвижным относительно корпуса инструмента. А для уменьшения влияния корпуса инструмента на работу передающей антенны необходимо изолировать от него плату, на которой расположен СВЧ-генератор с передающей антенной, радиочастотным материалом.

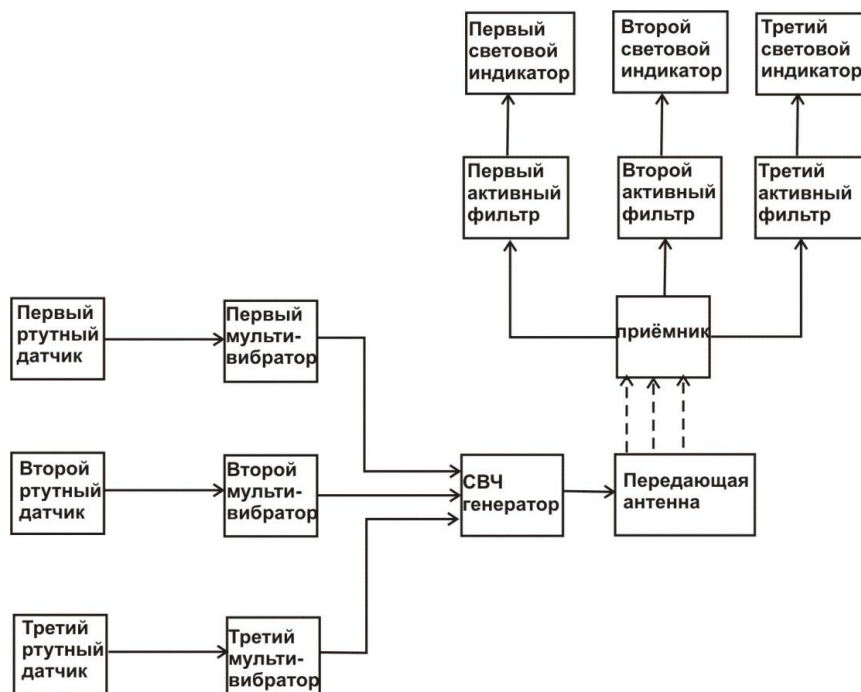


Рис. 2. Блок-схема устройства для определения положения инструмента для формирования горизонтальных скважин с передачей информации на поверхность земли по электромагнитному каналу связи

Устройство работает следующим образом. Изначально каждый ртутный датчик находится в замкнутом состоянии. Погрешность определения положения инструмента равна углу α , который зависит от типа ртутных

датчиков и равен их дифференциальному углу. Когда контакты всех ртутных датчиков замкнуты, запускаются все три мультивибратора. Это означает, что плоскость инструмента, относительно которой ориентировано устройство, расположена горизонтально, о чем информирует срабатывание первого, второго и третьего световых индикаторов. При повороте инструмента против часовой стрелки на угол, превышающий угол α , но меньший 90° , происходит гарантированное размыкание контактов первого ртутного датчика 1, а контакты второго 2 и третьего 3 ртутных датчиков остаются замкнутыми, при этом срабатывают только второй и третий мультивибраторы. При повороте инструмента по часовой стрелке на этот же угол происходит гарантированное размыкание контактов третьего ртутного датчика 3, а контакты первого 1 и второго 2 ртутных датчиков остаются замкнутыми, при этом происходит срабатывание только первого и второго мультивибраторов. С выходов мультивибраторов электромагнитные сигналы поступают на СВЧ-генератор и запускают его. Электромагнитные колебания, создаваемые СВЧ-генератором, излучаются передающей антенной и на поверхности земли принимаются с помощью приёмника электромагнитных сигналов, на выходе которого активные фильтры выделяют принятые электромагнитные сигналы по частоте. Частота электромагнитного сигнала зависит от положения плоскости инструмента, относительно которой устройство ориентировано.

Горизонтальное положение инструмента определяют по одновременному срабатыванию всех трех световых индикаторов. Поворот инструмента вокруг оси на угол больше 90° по часовой стрелке приводит к размыканию контактов второго 2 и третьего 3 ртутных датчиков, при этом сигналы на входах второго и третьего мультивибраторов отсутствуют, и соответственно, работает только первый световой индикатор. Поворот инструмента вокруг оси на угол больше 90° против часовой стрелки приводит к размыканию контактов первого 1 и второго 2 ртутных датчиков, при этом сигналы на входах первого и второго мультивибраторов отсутствуют, и соответственно, работает только третий световой индикатор. Поворот инструмента вокруг оси на 180° приводит к размыканию контактов всех ртутных датчиков, при этом сигналы на входах мультивибраторов отсутствуют, и соответственно, ни один из световых индикаторов не срабатывает.

Изготовлена принципиальная схема устройства, которая подтвердила свою работоспособность на практике. Основным достоинством устройства является передача информации на поверхность земли по беспроводному каналу связи и минимальные вмешательства в конструкцию инструмента для формирования горизонтальных скважин.

Работа выполнена при поддержке гранта Президента РФ «Молодые кандидаты наук» МК-2845.2008.5, гранта мэрии г. Новосибирска молодым ученым в 2008 г. и гранта научной школы НШ-3803.2008.5.

Литература

1. Основы бестраншейных технологий (теория и практика) / Под ред. Рыбакова А.П. – М.: Прессбюро, 2005. – 297 с.
2. <http://www.yeint.ru/rs.php>.

ДВУХКАНАЛЬНЫЙ АКУСТИЧЕСКИЙ ОБНАРУЖИТЕЛЬ МЕСТОПОЛОЖЕНИЯ ПНЕВМОУДАРНОЙ МАШИНЫ В ГРУНТЕ

Е.В. Денисова, А.И. Конурин, К.С. Полин

Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Акустические колебания широко используют для определения местоположения различных объектов, а также для измерения дальности до источника шума [1]. Известны устройства для непрерывного определения местоположения бурового инструмента [2] с использованием не менее двух приемных блоков, сигналы с которых поступают в каналы обработки, по интенсивности акустического сигнала определяют местоположение бурового инструмента в грунте. Недостатком устройств такого типа является размещение их отдельных блоков на буровой установке, что снижает надежность устройства.



Рис. 1. Блок-схема акустического обнаружителя

Целью работы было разработать акустический обнаружитель местоположения пневмоударной машины, движущейся в грунте, без вмешательства в ее конструкцию. На рис. 1 представлена блок-схема акустического обнаружителя, принцип работы которого основан на использовании пневмоударной машины в качестве источника акустических колебаний для формирования потока акустической мощности, обеспечивающей достаточную интенсивность сигнала на входе ультразвуковых датчиков, выполненных с использованием пьезоэлемента (рис. 2), (вместо которых также можно использовать измерительные

микрофоны), которые закрепляют в грунте, в двух точках на одинаковых расстояниях относительно траектории движения пневмударной машины.

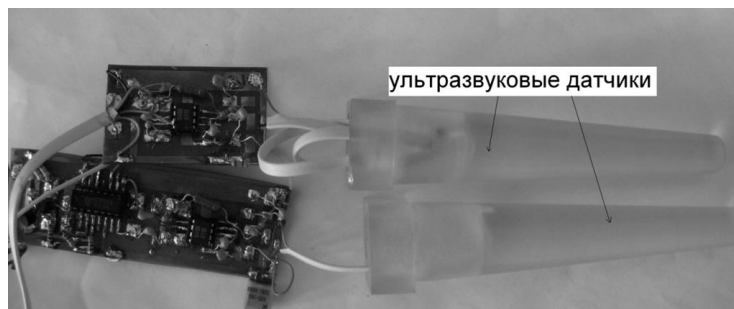


Рис. 2. Фото двухканального акустического обнаружителя

С помощью датчиков (или микрофонов) акустический сигнал преобразуют в электрический и подают в каналы обработки, где их усиливают до рабочей амплитуды, и подают на умножитель, выполненный на основе балансного смесителя К154ПС1. Усиление осуществляется с использованием операционных усилителей МС34119. При движении машины по заданной траектории амплитуда напряжения на выходе умножителя будет максимальной. Уменьшение амплитуды сигнала характеризует отклонение машины от траектории.

Изготовлена и реализована практически схема разработанного устройства. Исследована зависимость чувствительности ультразвукового датчика и электретного микрофона (рис. 3), согласно которой можно отметить, что использование ультразвукового датчика позволит обеспечить хорошую чувствительность на более низких частотах, что соответствует частотному спектру создаваемому пневмударной машиной. Практически оценивалась зависимость амплитуды выходного сигнала умножителя от положения в пространстве акустического излучателя (частотой 10 кГц) при использовании в качестве датчиков электретных микрофонов (рис. 4).

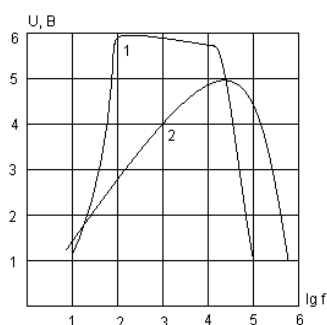


Рис. 3. Чувствительность датчиков в зависимости от частоты излучателя 1 – ультразвуковой датчик; 2 – электретный микрофон

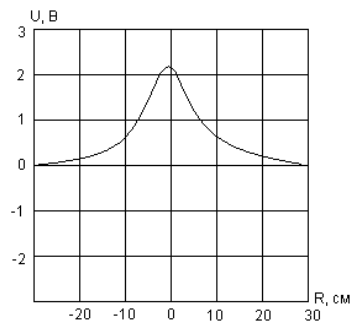


Рис. 4. Зависимость амплитуды сигнала на выходе умножителя от положения источника акустических колебаний

Для оцифровки сигнала с выхода умножителя и отображения его формы на дисплее разработано устройство на микроконтроллере AVR ATmega16L (фото на рис. 3), подключаемое к компьютеру через последовательный порт. При подаче напряжения питания устройство запускается в режиме ожидания, о чем сигнализирует красный цвет светодиода. По команде с компьютера производится серия измерений напряжения на входе АЦП и передача их через COM port на ПК. Программа, установленная на компьютере, принимает данные с микроконтроллера и отображает их в виде зависимости амплитуды выходного сигнала от времени. Во время измерений индикаторный светодиод горит зеленым цветом. После остановки процесса измерений устройство вновь переключается в режим ожидания.

Повышать точность обнаружителя можно за счет улучшения направленных свойств микрофонов (или ультразвуковых датчиков), а также за счет использования операции умножения сигналов с выходов каналов обработки и сравнения результирующего сигнала с сигналом, полученным в начальной точке траектории движения пневмударной машины, когда координаты ее известны. Таким образом, предложенное устройство

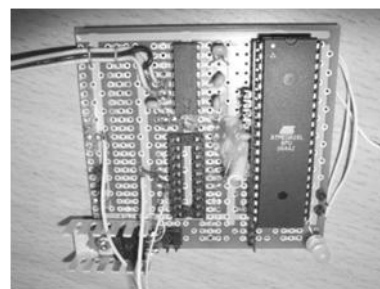


Рис. 5. Фотоиндикатор

позволит обеспечить приемлемую точность при определении местоположения пневмоударной машины в грунте для дальнейшего управления траекторией ее движения.

Литература

1. Патент РФ на изобретение №2313803. Способ измерения расстояния до контролируемого объекта / Б.А. Касаткин, С.Б. Касаткин // Опубл. Бюл. – М., 2007. – № 36.
2. Патент РФ на изобретение №2276383. Способ определения дальности до источника звука / В.В. Шмелёв, С.В. Шмелёв, Н.С. Акиншин, О.А. Патриков // Опубл. Бюл. – М., 2006. – № 13.

РАЗРАБОТКА МАШИН И ИНСТРУМЕНТА ДЛЯ ШНЕКОВОГО БУРЕНИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ СКВАЖИН В ГОРНОМ ДЕЛЕ И ПОДЗЕМНОМ СТРОИТЕЛЬСТВЕ **Ю.В. Дрозденко**

Научные руководители профессор Л.Е. Маметьев, старший преподаватель О.В. Любимов
Кузбасский государственный технический университет, г. Кемерово, Россия

Использование методов и средств для бестраншейной проходки горизонтальных скважин различного назначения и протяженности актуально в настоящее время для многих отраслей промышленности и строительства. Не является исключением и Сибирский регион, где совокупность климатических, экологических, экономических, технических и социальных факторов делает эти технологии привлекательными с точки зрения потенциальных заказчиков оборудования и услуг.

Исследования, проводимые кафедрой горных машин и комплексов Кузбасского государственного технического университета на протяжении нескольких десятилетий в лабораторных и промышленных условиях, позволяют сделать вывод о том, что одной из перспективных средств оборудования для бестраншейной прокладки инженерных коммуникаций являются комплексы бурошнекового типа.

Основой для построения типоразмерного ряда комплексов бурошнекового оборудования по агрегатно-модульному принципу являются параметры принятой и отработанной в течение ряда лет технологической схемы, предполагающей бурение прямым ходом, а, при необходимости, расширение обратным ходом горизонтальных скважин-переходов с совмещением во времени процессов бурения и крепления скважины обсадной трубой-кожухом. Типовой комплекс оборудования включает в себя:

- машинный агрегат, представляющий собой совокупность привода вращения бурового става и механизмов подачи бурошнекового инструмента на забой;
- наращиваемый шнековый буровой став, унифицированный с размерами обсадной трубы-кожуха, снабженный инструментом для разбуривания грунта;
- направляющая конструкция рамного типа, состоящая из унифицированных секций-модулей;
- выносное оборудование привода подачи бурошнекового инструмента, а в отдельных случаях и привода вращения бурового става;
- устройства механизации вспомогательных операций.

В процессе работы бурошнековое оборудование находится под воздействием широкого спектра эксплуатационных факторов, в числе которых:

- горно-геологические условия эксплуатации, например, возможная неоднородность буримых массивов горных пород или грунтов;
- климатические, погодные условия эксплуатации, например, работа в условиях вечной мерзлоты или преимущественно низких температур;
- условия рационального энергоснабжения, связанные с гарантированным наличием или, наоборот, с удаленностью энергетических коммуникаций;
- эколого-социальные условия (работа в природоохраняемых зонах, в условиях плотной жилой застройки и т. п.), а также связанные с ними компоновочные условия, определяемые требованиями к рабочему пространству входа-выхода, стесненностью рабочего пространства.

Это, в свою очередь, предопределяет широкий спектр технических условий и технологических требований, предъявляемых заказчиком, необходимый (расширенный или сокращенный), по его мнению, состав оборудования и его конструктивное исполнение. Принятая агрегатно-модульная структура становится открытой, содержащей в себе оригинальные конструктивно-технологические компоненты.

Постоянно совершенствуемая информационная модель технологической схемы и оборудования позволяет разработчикам гибко реагировать на требования заказчиков, оперативно адаптируя базовую конструктивно-технологическую структуру. Поясним вышесказанное на примерах.

Машинные агрегаты и выносное оборудование привода подачи и вращения. Основой для компоновки машинных агрегатов служит конструктивно отработанная рамная конструкция с усиленной лобовой частью, обычно допускающей варьирование в определенном диапазоне диаметра сопрягаемого бурового става, и, соответственно, действующих с его стороны нагрузок. С учетом ряда требований кафедрой были сконструированы и испытаны в составе действующих бурошнековых комплексов машинные агрегаты, снабженные гидроприводом вращения вместо обычного в большинстве случаев электропривода. Это благоприятно сказалось на массогабаритных показателях, а также расширило диапазон возможных статических и динамических режимов нагружения агрегатов, необходимость в которых возникает при бурении. Кроме того, рамная конструкция обычно допускает монтаж нескольких типоразмеров гидроцилиндров подачи

бурошнекового инструмента на забой. Однако вышеперечисленные конструктивные решения приводят к необходимости создания уникального выносного гидравлического оборудования (в частности, насосных станций с высокими развиваемыми расходными характеристиками) и усложнению эксплуатации в условиях низких температур.

Сохранение в составе машинного агрегата электропривода вращения бурового става при явной неоптимальности массогабаритных показателей, позволяет, тем не менее, активно использовать в качестве компонентов хорошо зарекомендовавшие себя конструкции редукторов, а также насосные станции, используемые в горном оборудовании иного типа и назначения.

Направляющие конструкции рамного типа. Комбинации входящих в состав бурошнекового оборудования унифицированных направляющих секций-модулей удовлетворяют практически любым требуемым компоновочным условиям. В случае же необходимости могут быть спроектированы и смонтированы на направляющих дополнительные антипрокидывающие, антиотклоняющие, подкрепляющие устройства, а также другие компоненты.

Наращиваемый шнековый буровой став с инструментом для разбуривания грунта. Обеспечение необходимого количества секций бурового става, достаточного для проходки скважины требуемых диаметра и длины – одна из важнейших конструктивно-технологических задач. Опыт, накопленный кафедрой горных машин и комплексов в решении вышеуказанной проблемы, достоин определенного внимания.

Использование шнекового бурового става, способного размещаться в обсадной трубе-кожухе лишь одного типоразмера, нереверсивность при работе которого приводит к искажению оси скважины, зачастую технически и экономически невыгодно. Однако став данного типа имеет максимальную производительность при транспортировании продуктов бурения с предварительным увлажнением массива. Секции обсадной трубы-кожуха при этом снабжаются дополнительными гидрокommunikациями для подачи воды на забой.

При бурении по массивам, представляющим собой гравийно-щебенчатые подушки дорожных покрытий, применяется комбинированный буровой став.

Конструктивно секции сочетают в себе шнековые и лопастные элементы, что предопределяет дополнительные преимущества при транспортировке кусковых продуктов бурения. Вылеты лопастей обеспечивают центрирование става в обсадной трубе-кожухе и дополнительный разрыхляющий эффект. При работе в вышеописанных условиях комбинированный буровой став продемонстрировал эксплуатационную совместимость шнековых и лопастных элементов.

Дальнейшее развитие идея получила в конструкции секций лопастного става.

Конструкция допускает периодическое реверсирование вращения, что приводит к устойчивому антиотклоняющему для оси скважины и антипрокидывающему для комплекса эффекту. Возможен контроль направленности скважины техническими средствами [2].

Как показали экспериментальные исследования, работа бурового става данной конструкции демонстрирует удовлетворительную производительность при малой влажности или кусковом характере продуктов бурения. К примеру, при влажности 10 % и крутящем моменте 400 Нм производительность составила 3 кг/с.

Возможно создание секций лопастного става, конструкция которых позволяет адаптировать его к размерам обсадной трубы-кожуха. Секция представляет собой вал со сквозными радиальными отверстиями, в каждом из которых смонтирована транспортирующая лопасть. Общее ребро, собирающее лопасти в двухгранный угол, имеет прорези для их фиксации гранями последующих лопастей. Замыкающая лопасть жестко закреплена фиксатором.

При монтаже транспортирующих лопастей их размещают и фиксируют на валу с заданными превышениями относительно его поверхности, чем и достигается эффект адаптации к бурению скважин разного диаметра.

Существенный технический резерв с точки зрения увеличения диапазона диаметров горизонтальных скважин, а также ряда эксплуатационных факторов, составляет способ бурения, предполагающий расширение пионерных скважин обратным ходом с совмещением во времени процессов бурения и крепления скважины обсадной трубой.

Конструкция расширителя обратного хода со ступенчатым режущо-погрузочным барабаном позволяет повысить надежность работы путем достижения более равномерной загрузки бурового става, но и использовать одно унифицированное устройство на широкий диапазон проводимых скважин-переходов.

Вышеописанные конструктивно-технологические мероприятия научно обоснованы математическим моделированием процесса бурения при наличии параметров адаптации, а также испытаниями вводимых компонентов в лабораторных условиях. При эксплуатации модернизированного оборудования проводится информационный мониторинг в режиме реального времени.

Выводы. Таким образом, накопленный научный и практический опыт разработки параметров и компонентов технологического процесса бестраншейной прокладки инженерных коммуникаций с применением комплексов бурошнекового типа свидетельствует о перспективности выбранного проектного направления – структурно-технологической адаптации конструктивно отработанного агрегатно-модульного оборудования к требованиям, диктуемым конкретным заказчиком.

Литература

1. Маметьев Л.Е., Любимов О.В. Разработка параметров и компонентов конструктивно-технологической адаптации бурошнековых машин к требованиям заказчика // Электронный ресурс: Материалы 26-й конференции и выставки Международного общества по бестраншейным технологиям. – М: SIBICO International Ltd., 2008. - 1 электрон. опт. диск (CD-ROM): цв.; 12см - Загл. с контейнера. - ISBN 978 -5-9900677-5-2.
2. Маметьев Л.Е., Дрозденко Ю.В., Ананьев К.А., Любимов О.В. К вопросу создания информационного мониторинга бурошнекового оборудования для прокладки подземных горизонтальных коммуникаций. // Инновационные недра Кузбасса. IT-технологии: Сб. науч. трудов. – Кемерово: ИНТ, 2007. – С. 46 – 48.

ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ВЕРХНЕГО ПЕРЕКРЫТИЯ МЕХАНИЗИРОВАННОЙ КРЕПИ МКЮ. 2Ш-17 (МКЮ. 2Ш-26/53)

К.В. Епифанцев

Научный руководитель доцент П.В. Бурков

*Юргинский технологический институт (филиал Томского политехнического
университета), г. Юрга, Россия*

В настоящее время Кемеровская область обеспечивает свыше половины всей добычи каменных углей России и 84 % всей добычи углей коксующихся марок. Добыча подземным способом составляет около 50 % от общего объема добычи угля. Для наращивания объемов добычи угля и роста производительности труда необходимо применение на шахтах современных высокотехнологичных механизированных комплексов очистного оборудования, которые были бы конкурентоспособными с лучшими зарубежными аналогами.

Расширение области применения механизированных крепей в последние годы достигается за счет разработки пластов с труднообрушаемыми кровлями, что значительно осложняет ведение очистных работ. Неожиданные неуправляемые динамические обрушения горного массива наносят большой вред — опасны для людей, разрушают механизмы и горные выработки. Кроме того, зависание кровли вызывает концентрацию горного давления на угольный массив в зоне очистного забоя и на сопряжениях его с горными выработками, что провоцирует горный удар (рис. 1). В таких условиях целики и охраняемые подготовительные выработки подвергаются действию высокого опорного давления за счет зависания кровли на значительной площади. Это приводит к разрушению горных выработок и, соответственно, к нарушению нормального режима работы добычного транспорта и проветривания забоев [1–5].

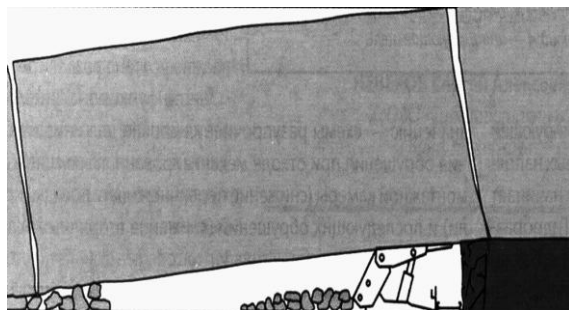


Рис. 1. Нагрузка, действующая на крепь в шахте

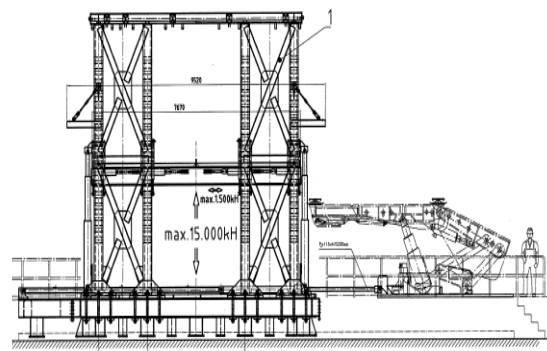


Рис. 2. Общий вид испытательного стенда фирмы Gluckauf

Последние крупные аварии под землей в Кузбассе на шахтах «Тайжина» — 2004 г. и «Ульяновская» — 2007 г. (ОАО «Южкузбассуголь») произошли в очистных забоях, использующих самую современную технику, обеспечивающую комфортность рабочих мест. Однако существующие методы разупрочнения труднообрушающихся пород (передовое торпедирование, гидромикроторпедирование и т.д.) [6], несмотря на опытную длительную проверку, не дают в большинстве случаев положительных результатов, так как они обладают, помимо частных, общими недостатками — неравномерностью и неуправляемостью разупрочнения.

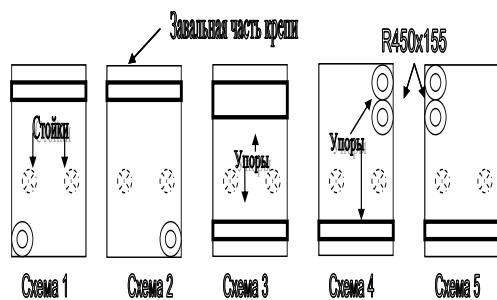


Рис. 3. Общий вид схем нагружений крепи на статическом испытательном стенде фирмы Gluckauf (вид сверху)

Вследствие того, что в шахте по нормам сроков пользования механизированная крепь при продвижении по забою в стадии нагружения – разгрузки верхняка будет находиться не менее 30 000 раз, на испытательном стенде фирмы Gluckauf ООО «Юргинский машзавод» решается задача копирования процесса работы крепи. Согласно нового Российского ГОСТа P51152-2003 и европейского стандарта EN 1804-1 на крепи.

Таким образом, крепь проходит испытание на 80-процентный ресурс, включающий её нагрузку заданным

давлением с амплитудой цикла от 10 до 32 МПа. Через каждые 1000 циклов проходит проверка раскерновки, а запись графиков нагружений в программе «Catman Easy» проводится через каждые 1000 циклов. Это коррелирует с проведенными исследованиями на шахте «Заречная» [7]. Для данной шахты ООО «Юргинский машзавод» проводит испытания пилотной секции крепи механизированной МКЮ. 2Ш-17 на стенде фирмы Gluckauf (рис.2).

Стенд сертифицирован по соответствующим нормам ЕС для 89\392\ EWG, 91\348\EWG b 93\44\EWG, а также на соответствие нормам DIN EN ISO 9001:2000.

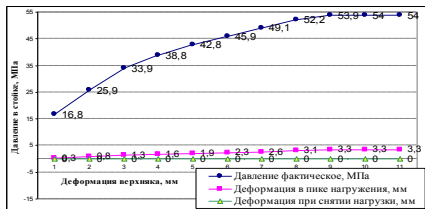


Рис. 4. График нагружений по схеме 3

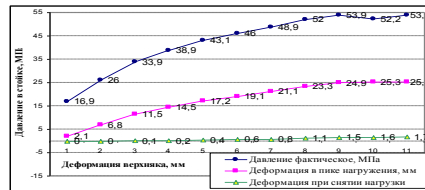


Рис. 5. График нагружений по схеме 1

вместо 4 (рис. 3). На данной схеме нагружения появилась остаточная деформация и развилась $S_{ост} = 0-1,7$ мм. Деформация в пике нагружения от min до max составила $S_{п} = 2,1-25,3$ мм. После окончания работы по данной схеме круглые сферы переставили местами (рис. 3), и таким образом, перешли ко 2 схеме (рис. 6). В данном случае остаточная деформация составила $S_{ост} = 0-1,5$ мм. Деформация в пике нагружения от min до max составляла $S_{п} = 2,1-25,3$ мм. Таким образом, мы можем видеть существенное отличие результатов испытаний (деформации в пике нагружения, остаточная деформация) 3 схемы по сравнению со схемами 1 и 2.

Результаты по последним схемам нагружения (рис. 7 и рис. 8) свидетельствуют, что нагрузкам подвергалась завальная часть крепи (рис. 3): схема 4 (рис. 7) от min до max $S_{ост} = 0,1-1,4$ мм., схема 5 (рис. 8) от min до max $S_{ост} = 0-0,4$ мм. Соответственно для 4 схемы $S_{п} = 7,5-29,7$ мм, для 5 схемы $S_{п} = 1,2-22,3$ мм.

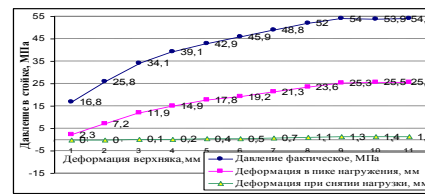


Рис. 6. График нагружений по схеме 2

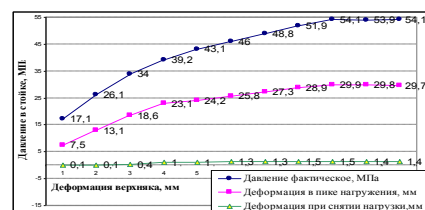


Рис. 7. График нагружений по схеме 4

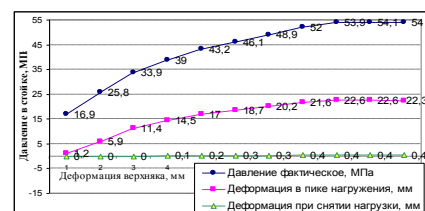


Рис. 8. График нагружений по схеме 5

На основании приведённых ниже исследований предлагается внесение изменений в конструкцию крепи. Внесение изменений подтверждено исследованием конструкции в программе CosmosWorks.

При проведении испытаний пилотной секции МКЮ.2Ш-17. для шахты «Заречная» были сняты 3 характеристики (остаточная деформация $S_{ост}$, деформация в пике нагружения при завершении каждого цикла сбрасывалась до 0 мм, остаточная деформация отсутствовала $S_{ост} = 0$ мм (рис. 4). Деформация в пике нагружения от min до max составила $S_{п} = 0,3-3,3$ мм.

Испытания начались с 3 схемы нагружения (рис. 3). После каждого из десяти нагружений давление в стойке сбрасывалось до 5 МПа., деформация в пике нагружения при завершении каждого цикла сбрасывалась до 0 мм, остаточная деформация отсутствовала $S_{ост} = 0$ мм (рис. 4). Деформация в пике нагружения от min до max составила $S_{п} = 0,3-3,3$ мм.

В первой схеме испытаний (рис. 5) на верхнем перекрытии крепи один брусок был заменён двумя округлыми сферами, которые были расположены таким образом, что появилось 3 опорных точки

вместо 4 (рис. 3). На данной схеме нагружения появилась остаточная деформация и развилась $S_{ост} = 0-1,7$ мм. Деформация в пике нагружения от min до max составила $S_{п} = 2,1-25,3$ мм. После окончания работы по данной схеме круглые сферы переставили местами (рис. 3), и таким образом, перешли ко 2 схеме (рис. 6). В данном случае остаточная деформация составила $S_{ост} = 0-1,5$ мм. Деформация в пике нагружения от min до max составляла $S_{п} = 2,1-25,3$ мм. Таким образом, мы можем видеть существенное отличие результатов испытаний (деформации в пике нагружения, остаточная деформация) 3 схемы по сравнению со схемами 1 и 2.

Результаты по последним схемам нагружения (рис. 7 и рис. 8) свидетельствуют, что нагрузкам подвергалась завальная часть крепи (рис. 3): схема 4 (рис. 7) от min до max $S_{ост} = 0,1-1,4$ мм., схема 5 (рис. 8) от min до max $S_{ост} = 0-0,4$ мм. Соответственно для 4 схемы $S_{п} = 7,5-29,7$ мм, для 5 схемы $S_{п} = 1,2-22,3$ мм.

Проанализировав полученные результаты можем сказать что в процессе испытаний линия остаточной деформации вела себя достаточно предсказуемо, однако при выполнении испытаний по схеме №5 произошло повреждение верхняка крепи. На основании данного анализа было принято, что при стендовых испытаниях на изгиб и кручение (рис. 3, схемы 3, 1) новой конструкции механизированной крепи МКЮ. 2Ш-17 основными являются схемы 1, 2 и 4. Испытание секции под действием не только симметричного, но и асимметричного нагружения, в ходе которого в узлах секции возникают напряжения изгиба и кручения, приводит к весьма значительному (в 3-6 раз) росту эквивалентных напряжений в ряде узлов.

Полученные результаты свидетельствуют о необходимости разработки методики оценки напряжённно-деформированного состояния, долговечности и живучести рам, основанной на статистическом моделировании экспериментально полученных

распределений напряжённно-деформированного состояния. Практическая значимость работы заключается в получении оценок прочности, долговечности, живучести рамных конструкций механизированных крепей с учетом эксплуатационных условий, анализе опасности эксплуатационных дефектов и обосновании инженерно-технических решений по предотвращению разрушений рам, разработке рекомендаций по учету показателей долговечности и живучести при определении структуры механизированного комплекса.

Литература

1. Епифанцев К.В. О направлениях развития очистных механизированных крепей в России // Прогрессивные технологии и экономика в машиностроении: Труды XII региональной научно-практической конференции студентов и учащейся молодежи. – Юрга: Изд. ТПУ, 2008. – 224 с.
2. Клишин В.И. Метод направленного гидроразрыва труднообрушающихся кровель для управления горным давлением в угольных шахтах/ Клишин В.И., Никольский А.М., Опрук Г.Ю., Неверов А.А., Неверов С.А. // Уголь. – М., 2008. – №11. – С.12–16.
3. Мышляев Б.К. Перспективные направления создания новой техники/ Б.К.Мышляев // Горный журнал. – 2003. – № 3. – С.60–66.
4. Мышляев Б.К. Производство современной очистной техники – основа развития подземной добычи угля в РФ // Уголь. – М., 2007. – №1. – С. 11–15.
5. Малышев Ю.Н. Развитие горнодобывающей индустрии – залог успешной работы экономики России // Горная промышленность. – М., 2007. – № 1. – С.70–75.
6. Ремезов А. В., Панфилова Д. В. Распределение нагрузок на крепь по длине очистного забоя // Уголь.-2008. – №11 – С.10 – 11.
7. Сысоев Н.И. Обоснование и выбор рациональных параметров механизмов связи щитовых механизированных крепей для тонких пластов // Горное оборудование и электротехника. – М., 2007. – № 8. – С.5–9.
8. Таразанов И.В. Итоги работы угольной промышленности России за январь-март 2007 года/ И.В. Таразанов // Уголь. – М., 2007. – № 6 – С.37 – 43.

**СРАВНИТЕЛЬНЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ И АНАЛИЗ ВОЗМОЖНЫХ СПОСОБОВ
ОТРАБОТКИ БАКЧАРСКОГО ЖЕЛЕЗОРУДНОГО ПРОЯВЛЕНИЯ****И.М. Иванюк****Научный руководитель профессор В.Г. Лукьянов
Томский политехнический университет, г. Томск, Россия**

Бакчарский «рудный узел», именуемый иногда месторождением входит в состав Западно-Сибирского железорудного бассейна в пределах Томской области и является наиболее изученным в геологическом отношении объектом (рис. 1). На сегодняшний день рудные горизонты на нем вскрыты и относительно хорошо изучены 56 скважинами. Месторождение расположено в 200 км к западу от города Томска в междуречье рек Андарма и Икса. Площадь месторождения составляет 1200 км². Ширина опоскованной полосы составила 30 км, а длина 40–50 км. По геологическим данным в связи с резким уменьшением мощности рудных залежей в центральной части изученной полосы, месторождение разделено на два участка - Западный и Восточный. Руды представлены плотными гидрогетитовыми разностями с сидеритовым цементом, а также рыхлыми и слабосцементированными разностями. Среднее содержание железа в рудах Бакчарского месторождения по данным групповых проб колеблется от 34,72 до 52,00 % (при среднем 43,09 %) на Западном участке и от 30,32 до 53,48 % (при среднем 40,15 %) на Восточном участке. В смешанной технологической пробе, представляющей основные типы руд, среднее содержание железа общего составило 38,53 %. Химический состав железных руд месторождения по качеству не уступает разрабатываемым месторождениям аналогичного генезиса – Керченскому, Аятской группе месторождений, месторождениям Германии и Франции. Отличительной особенностью бакчарских руд является более высокое содержание фосфора и ванадия. Суммарные предполагаемые ресурсы на обоих участках составляют около 23 млрд т. Практически единственным недостатком месторождения традиционно считалось его расположение на территории знаменитых Васюганских болот, относительно большие глубины продуктивных пластов – 180–250 м и сложное гидрогеологическое строение.

В России 93 % железной руды добывается с применением открытого способа разработки при содержании железа в рудах от 12 до 40 %, залегающих в сложных горно-геологических условиях (при средней глубине разработки 250–280 м) в местах с достаточной природно-климатическими условиями их освоения. Основные зарубежные производители железорудного сырья (Бразилия, Австралия) разрабатывают месторождения с содержанием железа свыше 60 % и с минимальными и объёмами вскрышных работ, что позволяет им в широком диапазоне изменять цены на зарубежных рынках сырья и конкуренции с Российскими поставщиками.

Бакчарское железорудное проявление представляет уникальную возможность осваивать ресурсы железной руды, находящиеся вблизи автомобильной дороги, линий электропередач и уже готовых инфраструктур жизнедеятельности.

Освоение подобных богатых железных руд в короткие сжатые сроки в течение 2–4 лет возможно осуществить двумя экологически чистыми способами: подземное выщелачивание и скважинная гидродобыча (гидротехнология).

В представленной статье предлагается краткое сравнительное рассмотрение двух этих возможных способов отработки проявления.

Подземное выщелачивание (ПВ)

Метод широко применяется при эксплуатации месторождений урана, некоторых месторождений золота, а также других видах полезных ископаемых залегающих в рыхлых или пористых обводненных породах.

ПВ является более дешевым способом разработки, чем шахтный или карьерный. Путем выщелачивания возможно добывать не только железо, но и другие минеральные ресурсы, которые содержатся в составе Бакчарского железорудного узла, например ванадий, фосфор, золото.

Несмотря на кажущуюся привлекательность геотехнологического метода подземного выщелачивания он является более затратным, чем другой предполагаемый способ разработки – скважинная гидродобыча.

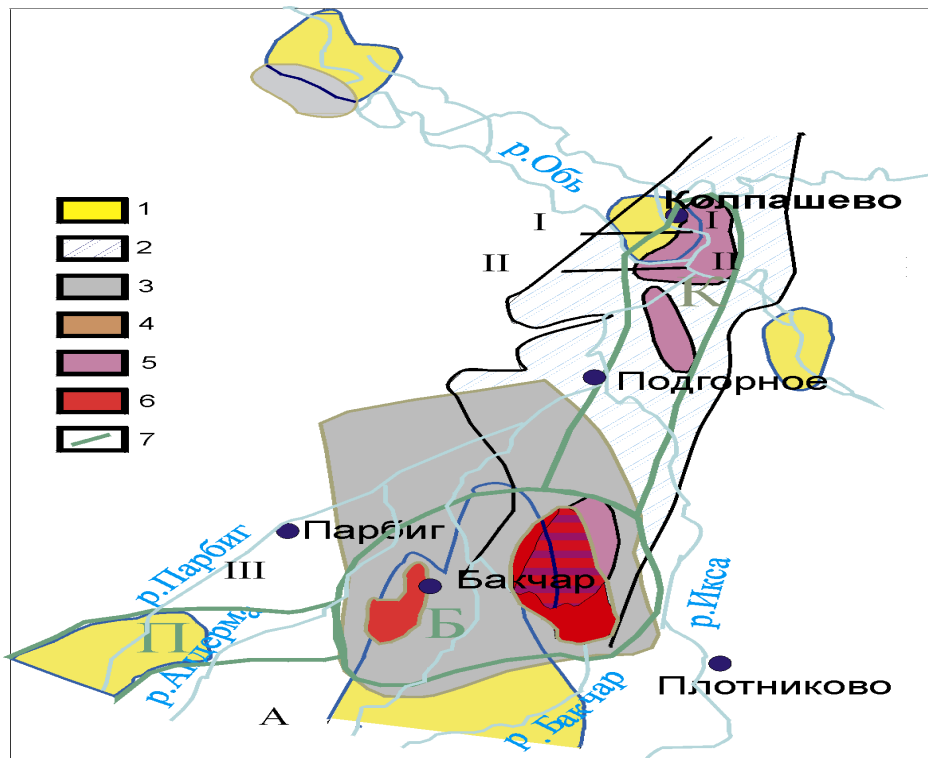


Рис. 1. Бакчарский рудный узел

По оценке ФГУП «ВНИИ химической технологии» (г. Москва) применение метода ПВ в условиях Бакчара возможно. Содержание железа в полученных серноокислотных растворах составит 5–10 г/л.

Удельный расход серной кислоты при использовании ПВ будет не ниже 30 кг на 1 кг железа. При стоимости серной кислоты 1000–1500 руб./т, стоимость получаемого концентрата будет на уровне 30–45 руб./кг, только по расходу серной кислоты.

С расходами на бурение и энергозатраты на подъем и транспортировку продуктивных растворов удельные расходы будут не менее 100 руб. на 1 кг железа без учета технологического передела.

Скважинная гидротехнология

Технология скважинной гидродобычи (СГД) позволяет избежать многих отрицательных экологических последствий, характерных для традиционных способов добычи:

- отсутствие отвалов вскрышных пород, хвостохранилищ, дробильно-измельчительных переделов, магнитной сепарации, буровзрывных работ, мощных пылегазовых выбросов и, как следствие, загрязнения значительных площадей, в том числе и сельхоз назначения, тяжелыми металлами и радионуклидами;
- не нарушается режим подземных и поверхностных вод и не требуется значительного отчуждения земель под промышленное строительство;
- процесс добычи руды осуществляется без присутствия людей в горных выработках с исключением тяжелых и опасных для жизни людей операций, сопряженных с проходкой горных выработок и ведение добычных работ;
- не отчуждаются дополнительно земли под отвалы, которые при открытой разработке могут занимать большие территории.

Технология СГД от 4 до 6 раз дешевле традиционных методов освоения за счет вскрытия месторождения скважинами, которые сооружаются за 3–3,5 месяца и вводятся в эксплуатацию через 10–15 дней после окончания их бурения.

Особо следует отметить, что технология СГД является малооперационной. Поддается полной автоматизации производственных процессов, т.к. инструментом воздействия на рудный массив в недрах является гидродобычная агрегат, состоящий из трубной технологической оснастки скважины, пульпоподъемной колонны и колонны насосно-компрессорных труб, забойного гидромонитора. Размыв руды производится высоконапорной

(давлением до 200 атм.) струей забойного гидромонитора, вода на который подается насосами по насосно-компрессорным трубам. Забойный гидромонитор является инструментом, способным производить с минимальными затратами перевод рыхлых и полускальных руд в состояние подвижной гидросмеси, которую эрлифтом выдают на дневную поверхность. Выданная на поверхность трехфазная гидросмесь разделяется на сжатый воздух, руду и воду. Вода после отстоя (в пруде осветленной воды) от взвешенных минеральных частиц поступает в резервуар оборотного водоснабжения и снова высоконапорными насосами подается в гидродобычные агрегаты на разрушение руды в забое скважины (рис. 2). В настоящее время суточная производительность СГД слабосвязанного минерального сырья из одной выемочной камеры достигает 1 тыс. м³/сут. (для скважинного гидродобычного снаряда типа СГС-3, глубины залегания продуктивного пласта – несколько десятков метров и расстояние от скважины до карты намыва – 100 м).

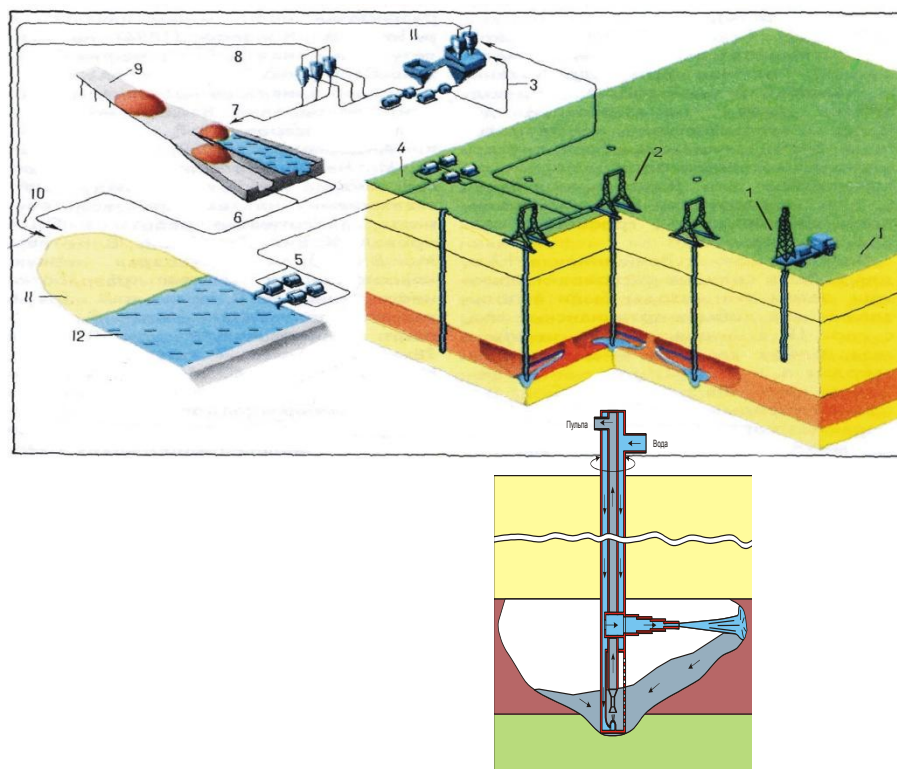


Рис. 2. Принципиальная технологическая схема предприятия скважинной добычи (I – добычной участок; II – участок обогащения): 1 – скважины в бурении, 2 – скважины гидродобычи, 3 – пульта, 4 – площадка насосной станции, 5 – насосы напорной воды, 6 – слив, 7 – концентрат, 8 – шлам (подача в хвостохранилище), 9 – погрузочная эстакада, 10 – хвосты обогащения, 11 – хвостохранилище, 12 – пруд-отстойник

Достижение промышленных объемов добычи полезного ископаемого (миллионы тонн в год) с помощью СГД обеспечивается формированием добычных участков, на которых по определенной схеме одновременно обрабатываются десятки и сотни выемочных камер.

Таким образом, в технологии добычных работ исключается дополнительный передел по очистке высокоминерализованных вод рудно-кристаллического горизонта до требований предельно-допустимых концентраций, т.к. они возвращаются на тот же горизонт, с которого были подняты на поверхность, при этом затраты электроэнергии на 1 т товарной руды ниже в 2–2,3 раза, чем на предприятиях с традиционными способами ведения добычных работ. По оценке специалистов ООО НПО «ТомГДКруда», владеющего лицензией на геологическое изучение, разведку и добычу Польшинского участка недр Бакчарского железорудного поля, затраты на добычу одной тонны руд составят ориентировочно 80 руб.

Автоматизация и компьютеризация технологии СГД, позволяет создать практически безлюдные, экологически наименее опасные горнодобывающие предприятия на глубокозалегающих обводненных, с неустойчивыми вмещающими породами и рудами. Эти условия для обычных способов разработки являются осложняющими их освоение.

СГД ее значительно удешевляет и является предпосылкой для успешного освоения уникального Бакчарского железорудного узла.

Выводы

Колоссальные ресурсы и высокое качество богатых железных руд остаются не востребованными, из-за сложных горно- и инженерногеологических условий их залегания и по этой причине не могут эффективно разрабатываться традиционными способами.

Только широкое промышленное внедрение и разработка более совершенных способов и приёмов при скважинной гидродобыче (СГД) богатых железных руд позволит металлургическим предприятиям получить по упрощённым схемам высококачественные конкурентоспособные сорта чугуна и стали.

При соответствующем научном обеспечении новая технология позволит обеспечить металлургические предприятия России сырьём, производить конкурентоспособную продукцию с минимальными затратами на её производство.

Литература

1. Бабичев Н.И., Николаев А.Н. Скважинная гидравлическая технология – основа высокоэкономичных малых предприятий по добыче твердых полезных ископаемых // Горный журнал. – М., 1996 - № 4. – С. 5 – 9.
2. Либер Ю.В. Разработка титан-цирконовых песков Тарского месторождения // Горный журнал., – М., 1996 – № 4. – С. 12 – 17.
3. Левченко Е.Н., Бесчастных А.М. Технология комплексной переработки редкометаллических песков при добыче способом СГД // Горный журнал. – М., 1996 – № 4. – С. 17–19.
4. Справочник по обогащению руд. В 3-х т./ Гл. ред. О.С. Богданов. – Т. 2 «Основные и вспомогательные процессы», 4.1 «Основные процессы». – М.: Недра, 1974, С. 97.
5. Тепляков И.М., Домаренко В.А., Молчанов В. И. Геотехнологические методы разработки железорудных месторождений Западно-Сибирского бассейна // Геология и минеральные ресурсы Центральной Сибири. – Красноярск: КНИИГИМС, 2001. – Вып.2. – С.169 - 175.
6. Циркон-ильменитовые россыпные месторождения - как потенциальный источник развития Западно-Сибирского региона / Отв. ред. Е.Н. Трибунский, М.С. Паровинчак. – Кемерово: ООО «Сарс», 2001. – 214 с.

ПОВЫШЕНИЕ БЕЗОПАСНОСТИ ТРУДА И ПОЛНОТЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗАПАСОВ УГЛЯ ИЗ НЕДР В СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

Е.В. Киричук

Научный руководитель доцент А.И. Голованов
Сибирский Федеральный университет, г. Красноярск, Россия

Ежегодно на горнодобывающих предприятиях России регистрируется более 10 тыс. несчастных случаев, из них 9,4 % заканчиваются тяжелым и смертельным исходом. Особенно высокий уровень травматизма наблюдается при выполнении основных производственных процессов в очистных забоях шахт (около 50 %). В общем комплексе горных работ особое место занимают охрана и крепление выработок, от состояния которых в значительной мере зависят технико-экономические показатели работы шахт. Неудовлетворительное состояние пластовых выработок отрицательно влияет на работу транспорта, ухудшает условия проветривания, снижает безопасность при ведении горных работ [1]. Вовлечение в работу пластов со сложными горно-геологическими условиями обусловили качественные изменения и интенсификацию проявлений горного давления, что зачастую приводит к деформации крепи пластовых выработок [2].

Отработка угольных пластов в зонах с неустойчивыми вмещающими породами характеризуется повышенной опасностью, ведение очистных работ сопровождается вывалами угля и пород из кровли, развитием куполов в кровле впереди очистных работ, повышенным отжимом угля [3]. Безопасность труда на шахте и технико-экономические показатели подземной добычи угля в значительной степени зависят от того, насколько эффективно решаются вопросы управления кровлей в сложных горно-геологических условиях [4]. В настоящее время основным способом предотвращения вывалов пород кровли в лавах на шахтах Кузбасса является оставление покровельных защитных угольных пачек, мощность которых достигает 0,6 м [5]. Использование данного способа приводит к дополнительным эксплуатационным потерям угля, и повышенной опасности самовозгорания угля в выработанном пространстве лав [6, 7].

Для повышения эффективности очистной выемки при неустойчивых породах кровли наиболее эффективен тампонаж с заполнением трещин-пустот смолой «Геофлекс». Геофлекс – смола, состоящая из двух жидких компонентов А и В, которые в объёмном соотношении 1:1 при помощи специального насоса подаются раздельно по шлангам, перемешиваются в смесителе и через герметизатор нагнетаются в упрочняемый массив. Реакция компонентов начинается в смесителе, а полное отверждение полимерной смеси происходит через 3-4 минуты после смешивания компонентов полимерного состава. После смешивания обоих компонентов происходит экзотермическая реакция, при которой смесь сначала имеет жидкое состояние, затем пластичное и, наконец, становится твёрдой, в результате чего склеивает массив в единое целое, благодаря чему повышается его устойчивость, т. е. способность сохранять более длительное время первоначальную форму обнаженных поверхностей.

Технология работ по упрочнению горного массива включает следующие операции:

- бурение и очистку скважин;
- опробование работы нагнетательной установки магистральной;
- подсоединение к запорно-смесительному устройству магистральных рукавов и герметизатора;
- установку запорно-смесительного устройства в скважину;

- нагнетание скрепляющего состава, контроль за состоянием горного массива и работой нагнетательной установки;
- извлечение запорно-смесительного устройства, подсоединение к нему герметизатора и установку в другую скважину;
- промывку запорно-смесительного устройства после окончания работы и установку заглушек на концах магистральных рукавов.

Работы между рабочими распределяются следующим образом: трое рабочих заняты выполнением операции непосредственно в зоне упрочнения (подсоединение и перестановка запорно-смесительного устройства, контроль за состоянием массива и др.), четвертый обслуживает нагнетательную установку.

Основными параметрами технологии упрочнения являются:

- длина инъекционных скважин;
- схема расположения скважин и их ориентировка по отношению к плоскости пласта;
- расстояние между скважинами;
- глубина герметизации скважин;
- темп и давление нагнетания смолы;
- расход смолы.

Длина инъекционных скважин принимается из условия сохранения неснижаемого опережения упрочненной зоны в пределах 0,5 – 1,5 м и суточного подвигания очистного забоя.

Рациональная глубина скважин – 6 – 9 м. При глубине скважин более 9 м возрастает трудность их выбуривания, а эффективность упрочнения не увеличивается, так как в глубине массива вследствие опорного давления трещины закрыты и насыщение массива составом незначительно, повышение давления нагнетания приводит к гидроразрыву пласта.

Бурение скважин производится горнорабочим очистного забоя. Работы по упрочнению производятся в ремонтно-подготовительную смену. Расстояние между скважинами принимается равным двум радиусам распространения состава в массиве 2–2,5 м с учетом наложения зон от соседних скважин. Компоненты состава по магистральным рукавам подводятся к статическому смесителю, смола закачивается в упрочняемый массив через пластиковую трубку с установленным на ее конце герметизатором. Герметизатор устанавливался в шпуре на глубине 0,5–1 м.

Герметизатор одноразового использования снабжен обратным клапаном и эластичным уплотнительным элементом. После окончания нагнетания герметизатор отсоединяется от загрузочной трубки запорно-смесительного устройства, предотвращая обратное истечение состава. Темп подачи скрепляющего состава в массив (темп нагнетания) и давление нагнетания зависят от проницаемости массива, т.е. от его трещиноватости и фильтрационной способности, и тесно связаны между собой – при увеличении темпа нагнетания давление нагнетания повышается. Давление нагнетания выбирается таким, чтобы не происходил гидроразрыв горного массива, который характеризуется потрескиванием, стрелянием в массиве, отжимом угля с поверхности забоя. В случае появления этих признаков темп нагнетания снижается. Рекомендуемое давление нагнетания при упрочнении угля не более 7 МПа, при упрочнении породы – 10 МПа.

После окончания нагнетания смолы герметизатор и пластиковая трубка остаются в скважине, не препятствуя выемке угля шнеками очистного комбайна.

Расход смолы принимается в среднем до 20 л на каждый метр шпура и уточняется в процессе производства работ в зависимости от свойств массива. Оптимальным следует считать такой расход состава, при котором обеспечивается устойчивость массива (расход на 1 м³ массива 3–4 кг).

Смола Геофлекс обладает следующими преимуществами:

- объём смолы после реакции компонентов не увеличивается, что не приводит к увеличению трещиноватости и разрушению горного массива;
- компоненты смолы реагируют в обводнённой среде, а короткое время реакции предотвращает смыв смолы воды водой при ведении работ по гидроизоляции.

Смола Геофлекс равномерно пропитывает угольный массив и характеризуется более высокой прочностью в конечном состоянии, поэтому наиболее предпочтительно её применение для упрочнения призабойной части угольного пласта.

При упрочнении обеспечивается выемка пласта на полную мощность без оставления пачек угля у кровли. Обеспечивается равномерная нагрузка на упрочненную зону впереди очистного забоя. В результате упрочнения значительно улучшается состояние призабойной части пласта, ликвидируются вывалы пород ложной и непосредственной кровли, снижается вероятность самовозгорания угля в выработанном пространстве, повышается безопасность работ в очистном забое.

Проведенные исследования показывают эффективность и перспективность применения технологии упрочнения неустойчивых, трещиноватых пород нагнетанием быстротвердеющих скрепляющих составов. Способствует значительному снижению эксплуатационных потерь угля в кровле, увеличивается нагрузка на очистной забой на 25 %, увеличивается прибыль полученная от погашения 1 т балансовых запасов, повышается безопасность и стабильность работ очистных забоев, что подтверждает перспективность его дальнейшего использования на шахтах Российской Федерации.

Литература

1. Борисов А. А. Механика горных пород и массивов. – М.: Недра, 1980. – 359 с.

2. Брагин В. Е., Калинин С. И. Применение средств комплексной механизации для отработки пологих и наклонных угольных пластов в Кузбассе. – Кемерово: Кн. изд-во, 1995. – 171 с.
3. Кравченко В.И. Безопасность при управления горным давлением в лавах пологих пластов. – М.: Недра, 1975. – 221 с.
4. Методические указания по оценке устойчивости пород кровли угольных пластов Кузбасса и выбору типа крепей для очистных забоев. – Прокопьевск, 1974. – 14 с.
5. Рекомендации по определению необходимой толщины защитной угольной пачки, оставляемой в кровле и почве пластов шахт Карагандинского бассейна. – Караганда. - 1977. – 17 с.
6. Руководство по разработке паспортов крепления и управления кровлей в очистных выработках. – Прокопьевск: КузНИУИ, 1979. – 73 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ МАССЫ БОЙКА НА ФОРМИРОВАНИЕ СИЛОВЫХ ИМПУЛЬСОВ В КОЛОННЕ БУРИЛЬНЫХ ТРУБ

А.П. Колодин, А.Л. Саруев

Научные руководители профессор В.Г. Лукьянов, профессор Л.А. Саруев
Томский политехнический университет, г. Томск, Россия

Введем волны напряжения, рассматривая одномерную задачу о волнах сжатия в тонком упругом стержне (рис. 1). В этом простом примере будем рассматривать импульс напряжений интенсивности $-\sigma$, движущийся слева направо вдоль стержня со скоростью c_0 . За время dt фронт волны продвинется на расстояние $dx = c_0 dt$ и элемент массы $\rho A dx$ приобретет скорость v при действии импульса давления. Здесь ρ – плотность материала, A – площадь поперечного сечения стержня. Закон сохранения количества движения для элемента стержня имеет вид:

$$-\sigma A dt = (\rho A dx)v = \rho A c_0 v dt, \text{ т. е.} \\ \sigma = -\rho c_0 v. \quad (1)$$

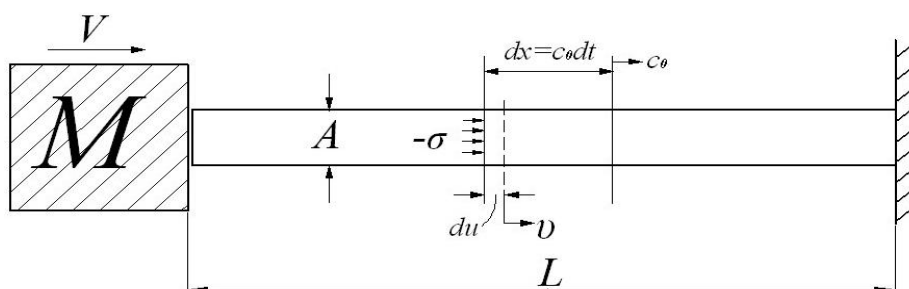


Рис. 1. Удар жесткой массы M о конец упругого стержня. Волна сжатия интенсивности $-\sigma$ распространяется вдоль стержня со скоростью c_0

Элемент будет сжат на величину $du = v dt$, так что его деформация равна

$$-\frac{du}{dx} = -\frac{v}{c_0} = -\frac{\sigma}{E}. \quad (2)$$

Исключая σ и v из уравнений (1) и (2), получаем выражение для скорости распространения волны (импульса) напряжения

$$c_0 = (E/\rho)^{1/2}, \quad (3)$$

которая является характеристикой материала. Так как упругие деформации, вообще говоря, малы, из формулы (2) ясно, что скорость частиц стержня v значительно меньше скорости распространения волны c_0 . Отметим, что для волны сжатия, которая здесь рассматривается, частицы движутся в том же направлении, что и волна, в то время как для волн растяжения – картина противоположенная.

С целью осветить ниже случай удара тел следует теперь рассмотреть движение волн в тонком упругом стержне (рис. 1), фиксированном на одном конце и подвергающемся удару с другого конца жестким блоком массы M , движущимся со скоростью V . Выпучивание стержня учитывать не будем. Мгновенно вслед за ударом левый конец стержня приобретает скорость блока V , и волна сжатия распространяется вдоль стержня со скоростью c_0 , заданной формулой (3). Начальное напряжение сжатия в стержне, определяемое уравнением (1) есть $-\rho c_0 V$. Блок замедляется от действия сжимающей силы в стержне при их взаимодействии. Последующее развитие процесса соударения зависит от соотношения масс ударника M и стержня ρAL .

Легкий ударник быстро переходит в состояние покоя при давлении на него стержня; давление стержня на блок падает одновременно с падением скорости блока. Далее возможно большое изменение напряжений в точках стержня: от $-\rho c_0 V$ на волновом фронте до малой величины в области взаимодействия с блоком. Тем временем волна давления отражается от фиксированного конца стержня. Когда отраженная волна возвращается к

свободному концу, она ускоряет блок и сама частично отражается. Таким образом, блок отскакивает от конца стержня со скоростью, меньшей V , и стержень остается в состоянии колебаний. Максимальное напряжение в стержне, возникающее в результате удара, равно $\rho c_0 V$ и не зависит от M . Оно достигается первый раз в момент удара и затем вновь, когда отраженная волна доходит до блока [2].

Из сказанного выше можно сделать вывод: амплитуда волны напряжения упругой деформации, возникающая при передаче энергии удара, например, через длинные стержни не зависит от энергии удара и определяется другими его параметрами. Этот вывод подтверждается следующим экспериментом.

Удары по колонне бурильных труб наносятся бойком специальной формы (рис. 2) с одной и той же ударной скоростью. При этом изменение энергии удара производится только за счет изменения массы бойка с сохранением всех остальных параметров. В этом случае амплитуда волны напряжения упругой деформации оказывается постоянной, изменение энергии удара будет сказываться на изменении площади волны за счет ее длины (рис. 3). Увеличение амплитуды при увеличении массы m_1 в этих экспериментах определяется конфигурацией бойка, т. е. отношением $\frac{l_1}{L}$ (рис. 2), и в опытах не превышало 2–2,5 % [1].

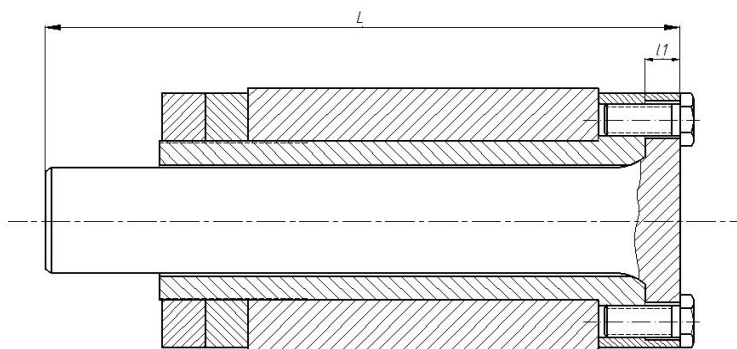


Рис. 2. Боек

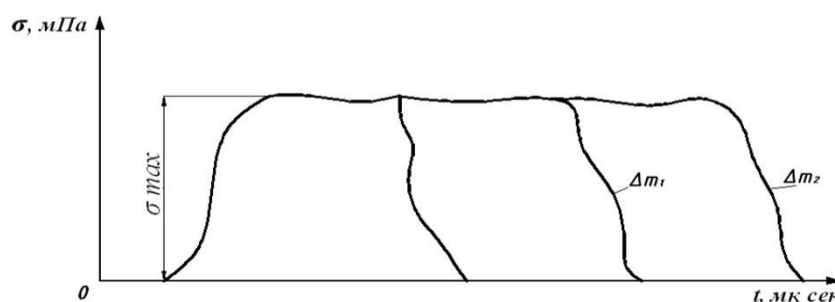


Рис. 3. Амплитуда изменения волны напряжения упругой деформации

Амплитуда волны упругой деформации, возникающая при продольном соударении двух тел, не зависит от массы этих тел и, следовательно, при прочих равных условиях соударения не зависит от энергии удара и определяется конфигурацией соударяющихся тел и свойствами материала, из которого они изготовлены, при условии приложения к ним быстроизменяющихся напряжений.

При вращательно-ударном бурении, где при ударе очень важно не только разрушение породы, но и внедрение лезвия коронки в нее – формирование энергии удара за счет скорости менее целесообразно, чем за счет массы бойка, так как, возникающие в последнем случае напряжения в элементах колонны бурильных труб сравнительно небольшие, но достаточные для эффективного разрушения ударом породы $f = 8-16$, а продолжительность ударного импульса, т. е. время действия силы удара на забой скважины, с увеличением массы бойка увеличивается [3].

Литература

1. Алимов О.Д., Басов С.. Основные направления создания и совершенствования гидравлических вращательно-ударных инструментов бурильных машин // Научно-технический прогресс в области механизации подземных горных работ: Тез. докл. республ. конф. – Алма-Ата, 1978. – С. 78 – 84.
2. Механика контактного взаимодействия / Под ред. К. Джонсона. – М.: Мир, 1989. – 510 с.
3. Саруев Л.А. Исследование некоторых факторов, определяющих конструкцию и производительность установок для вращательно-ударного бурения веера скважин: Автореф. дис. на соиск. учен. степени канд. техн.наук. – Томск, 1968. – 20 с.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ ВСКРЫШНЫХ РАБОТ С ВНЕШНИМ И ВНУТРЕННИМ ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕМ НА ПРИМЕРЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «НАГИМА»

А.А. Леонтьев

Научный руководитель профессор М.В. Костромин
Читинский государственный университет, г. Чита, Россия

Распределение в глубоких россыпях четвертичных отложений различных генетических типов, разнообразие состава наносов (от крупнообломочных до глинистых), состояние пород (от талых текучей консистенции до твердомерзлых) обуславливают изменение в широких пределах их физико-механических свойств.

Размер рабочей зоны разреза определяется конструкцией профиля и углами откосов бортов, поэтому для разделения вскрышной толщи на уступы необходимы данные о свойствах отдельных породных литологических слоев и их распределение по глубине месторождения. Определение устойчивости откосов горных выработок и отвалов производится различными методами [1–9]. Для расчета устойчивости уступов, бортов и отвалов при разработке россыпных месторождений ранее использовалась методика, основанная на применении метода конечных элементов [5–8] и реализуемая с помощью комплекса программ [9]. Основные преимущества этого метода заключаются в том, что он позволяет задать элементам расчетной схемы различные физико-механические свойства, учесть реальное напряженно-деформированное состояние и внешние нагрузки.

Выделим основные применяемые и перспективные технологические схемы вскрышных работ для условий, глубоких россыпных месторождений:

1. Вскрышные работы ведутся одним уступом высотой до 35 м с внешним отвалообразованием.
2. Вскрышные работы ведутся двумя уступами с внешним и внутренним отвалообразованием частично мерзлых пород.
3. Вскрышные работы ведутся двумя уступами высотой более 45 м по поточной и бестранспортной технологиям с внутренним отвалообразованием. Данная схема на сегодняшний день является перспективной для разработки глубокозалегающих (до 45 м) крупных россыпных месторождений.

Рассмотрим особенности определения параметров технологии вскрышных работ с внешним отвалообразованием с разработкой торфов одним уступом, с внешним и внутренним отвалообразованием (на примере месторождений «Нагима» (Амурская область)). Наличие горизонтального пласта песков и мощности наносов до 32 м на месторождении «Нагима» предопределяет применение на вскрышных работ драглайнов ЭШ – 10/70 и ЭШ – 5/45.

На рассматриваемом месторождении часть торфов разрабатывается одним уступом высотой от 15 до 25 м. Наносы мощностью 25–40 м разделяют на два уступа. Параметры технологической схемы определены для средней мощности наносов, равной 32 м. Вскрышные породы первого уступа мощностью 18 м размещаются на борту карьера комплексом оборудования в составе драглайна ЭШ – 10/70 и отвалообразователя ОШ 21,2×110/45×36-6. Породы второго уступа, высотой 14 м размещаются комплексом оборудования в составе драглайна ЭШ – 5/45 и отвалообразователя ОШ 21,2×110/45×36-6 в выработанное пространство.

Можно определить две основные расчетные схемы формирования борта карьера: с одним уступом и с двумя уступами. Каждая из этих схем рассчитана в нескольких вариантах:

- а) борт сухой без многолетнемерзлых пород; борт многолетнемерзлый; борт многолетнемерзлый с оттаявшим поверхностным слоем;
- б) без нагрузки; с нагрузкой от драглайна; с нагрузкой от отвала;
- в) с изменением высоты уступа от 10 до 25 м; с изменением угла откоса уступа от 40 до 60°.

Результаты расчетов коэффициентов запаса устойчивости ($K_{з.у.}$) борта карьера, приведенные в табл., обработаны также методом регрессивного анализа, что позволило установить следующие зависимости.

Зависимость коэффициента запаса устойчивости мерзлого борта от угла откоса при высоте уступа $H = 25$ м выражается следующим образом:

$$K_{з.у.} = 2,06 - 1,53\alpha^2 \cdot 10^{-4}, \quad (1)$$

где α – угол откоса борта карьера, град.

Зависимость коэффициента запаса устойчивости талого борта от угла наклона при высоте уступа $H = 20$ м:

$$K_{з.у.} = 2,22 - 2,07\alpha^2 \cdot 10^{-4}. \quad (2)$$

Зависимость коэффициента запаса устойчивости мерзлого борта с оттаявшим слоем при высоте уступа $H = 15$ м:

$$K_{з.у.} = 1,61 - 1,99\alpha^2 \cdot 10^{-4}. \quad (3)$$

Зависимость коэффициента запаса устойчивости мерзлого борта с оттаявшим слоем от высоты уступа при угле откоса уступа $\alpha = 45^\circ$:

$$K_{з.у.} = 1,58 - 5,5H^2 \cdot 10^{-4}, \quad (4)$$

где H – высота борта, м.

Зависимость коэффициента запаса устойчивости мерзлого борта с оттаявшим слоем мощностью 2 м от высоты и угла откоса борта:

$$K_{з.у.} = 1,95 - 2,00\alpha^2 \cdot 10^{-4} - 5,00H^2 \cdot 10^{-4}. \quad (5)$$

Зависимость коэффициента запаса устойчивости отвала от его высоты:

$$K_{з.у.} = 1,37 - 1,92H_0^2 \cdot 10^{-4}, \quad (6)$$

где H_0 – высота отвала, м.

Таблица

Результаты расчетов коэффициента запаса устойчивости борта

Мощность наносов, м	Высота первого уступа, м	Высота второго уступа, м	Ширина рабочей площадки, м	Угол откоса первого уступа, град.	Угол откоса второго уступа, град.	$K_{з.у.}$ схемы
15	15	-	-	45	-	1,43
20	20	-	-	45	-	1,35
25	25	-	-	45	-	1,23
30	16	14	35	45	40	1,50
					45	1,42
					50	1,32
					55	1,22
					60	1,10
35	21	14	35	45	40	1,40
					45	1,32
					50	1,23
					55	1,12
					60	1,00
40	26	14	35	45	40	1,29
					45	1,21
					50	1,11
					55	1,00
					60	< 1

Проведенные исследования устойчивости технологических элементов в зависимости от геометрических параметров и физических свойств пород позволяют использовать полученные формулы при определении параметров технологических схем в условиях месторождения «Нагима».

Результаты исследования коэффициента запаса устойчивости бортов карьера и отвалов от геометрических параметров и конструкции профиля карьера позволило установить следующее:

- высота отвала, сложенного тальми породами, не должна превышать 15 м (при условии выкладки отвала на расстоянии максимального радиуса разгрузки драглайна);
- угол откоса уступа при высоте 25 м должен быть не более 45°, при высоте 10 м – не более 60° (для уступа, сложенного оттаивающими породами);
- высота уступа, сложенного оттаивающими породами, при угле откоса 55° не должна превышать 15 м;
- для предотвращения сползания отвала в карьер необходимо оставлять берму безопасности не менее 10 м (для уступа, сложенного оттаивающими породами).

Литература

1. Авлов В.Г., Кочетков В.С., Дудинский Ф.В. Новые технологии при разработке глубоких сложных россыпей //Проблемы разработки глубоких карьеров, – Удачный, 1991. – С. 101-106.
2. Бокунов Ю.В., Кудряшов В.А. Использование поточной технологии при разработке россыпей //Межвузовский сб. научн. тр. МГРИ. – М.: Изд. МГРИ, 1986. – С. 44-49.
3. Демин А.М., Щукшина О.И. Напряженное состояние и устойчивость отвалов в карьерах. – М.: Недра, 1978. – 178 с.
4. Демин А.М., Иоффе А.М., Зенкин В.Л. Рациональный профиль борта карьера //Горный информ.-аналит. бюллетень. – М.: Изд-во МГГУ, 2002. – № 1. – С. 141-146.
5. Ермаков Ж.С., Карамбаев Т.Д., Лаптев В.И. и др. Приложение метода конечных элементов к задачи механики горных пород (обзор) //Механика горных пород. – Алма-Ата, 1970. – С. 3-17.

6. Никифоров А.В., Сенук Д.П., Дудинский Ф.В. и др. Устойчивые параметры отвалов и бортов вскрышных и добычных уступов: Инф. листок ЦНТИ, – Чита, 1987. – № 154.
7. Сорокин А.А., Никифоров А.В., Дудинский Ф.В. Комплекс программ для расчета устойчивости геотехнических сооружений и горных массивов: Инф. листок ЦНТИ, – Чита, 1987. – №160 – 187.

СОВРЕМЕННЫЕ СПОСОБЫ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНОРАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК С ПОМОЩЬЮ СКРЕПЕРНЫХ УСТАНОВОК

Г.Х. Мальсагов

Научный руководитель профессор В.Г. Лукьянов
Томский политехнический университет, г. Томск, Россия

Скреперные установки (рис.) широко применяют при подземной разведке и разработке руд черных, цветных, редких и благородных металлов, горно-химического сырья, каменной соли, гипса, строительных материалов, на открытых горных и строительных работах и ограниченно - в угольной промышленности. Их успешно используют при сооружении разведочных канав. Скреперные установки рациональны для механизации погрузки горной массы при проведении горизонтальных и наклонных разведочных выработок площадью сечения до 4 м².

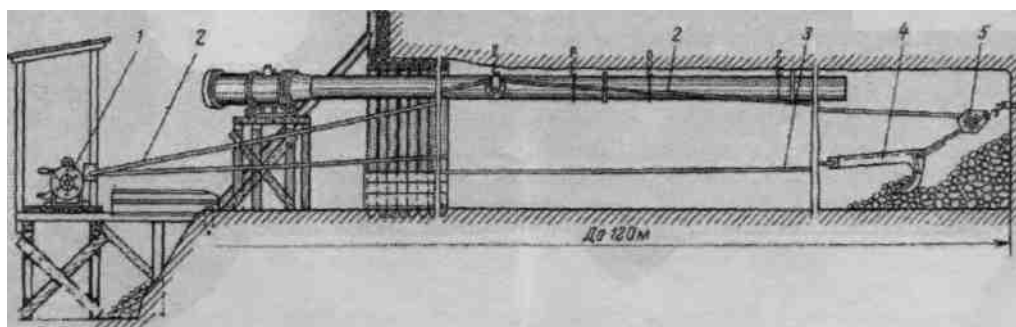


Рис. Скреперная установка на уборке породы в штольне: 1 – скреперная лебедка; 2 – канат холостого хода; 3 – канат рабочего хода; 4 – скрепер; 5 – скреперный блок

Скреперные установки можно использовать в двух вариантах: как передвижные скреперные погрузчики и как переносные скреперные установки. В первом случае установка представляет собой погрузочное средство на колесно-рельсовом ходу с рабочим органом верхнего захвата породы в виде гребка-скрепера.

После погрузки породы, взорванной за один цикл, погрузчик откатывают от забоя на безопасное расстояние до окончания взрывных работ.

Во втором случае скреперную лебедку устанавливают на относительно длительный срок с таким расчетом, чтобы, не меняя места ее установки, можно было пройти 50–70 м выработки, и на пройденном участке смонтировать рельсовый путь.

К достоинствам скреперной погрузки породы относят: минимальные капитальные затраты, необходимые для организации скреперования, возможность применения в выработках разных площадей поперечного сечения (в том числе и малых) с различными углами наклона почвы и с разной степенью обводненности, простоту конструкции и легкость управления установкой, низкую себестоимость проведения выработки.

К недостаткам скреперной погрузки породы относят низкую производительность по сравнению с применением самоходных погрузочных машин, особенно при погрузке крупных плитчатых кусков породы, трудности скреперования на криволинейных участках и необходимость установки блока для хвостового каната после каждого взрыва.

Передвижные скреперные погрузчики могут быть с забойным блоком, устанавливаемым в забое, и с забойным блоком на стреле или манипуляторе, устанавливаемым непосредственно на ходовой части.

Скреперы для подземных горных работ подразделяются: по принципу действия (типу) – гребкового, ящичного, гребково– ящичного и совкового типов; по конструкции – жесткие и шарнирно-складывающиеся; по расположению рабочих кромок – односторонние и двусторонние; по изготовлению (исполнению) – литые, сварные и комбинированные; по способу сборки – неразборные (цельные) и разборные.

Основными типами рудничных скреперов являются гребковые и ящичные.

Скреперы гребкового типа используют преимущественно для доставки неоднородных по крупности и составу, крепких и тяжелых руд и пород, склонных к слеживанию; ящичного - для доставки сравнительно нетвердой, хорошо разрыхленной горной массы.

Также эффективно применение аккумулирующих скреперов с верхним или нижним захватом горной массы. Основная особенность таких скреперов состоит в том, что заполнение их осуществляется несколькими последовательными ходами гребка или совка; сам скрепер в период захвата неподвижно располагается перед

штабелем. Благодаря этому относительные потери времени на движение скрепера уменьшаются, а производительность установки возрастает на 20 % и более.

Также для повышения производительности используют многосекционные и многоковшовые скреперы.

Основной рабочий параметр скрепера - его объем, составляет от 0,16 м³ до нескольких кубометров.

В России и за рубежом существует большое количество моделей скреперных лебедок, которые можно разделить по ряду общих признаков на характерные основные группы (табл.)

Таблица

Классификация скреперных лебедок

Основные	Подразделение скреперных лебедок
Число барабанов скреперной лебедки	Двухбарабанные Трехбарабанные
Компоновка двигателя и барабанов	Двигатель и барабаны размещены на одной оси Двигатель расположен параллельно общей оси барабанов Двигатель расположен перпендикулярно оси барабанов Двигатель и каждый барабан лебедки размещены на отдельных
Тип двигателя (вид энергии)	Электрический Пневматический Внутренне сгорания
Передача движения от двигателя на вал лебедки	Зубчатая Цепная Ременная
Управление скреперной лебедкой	Ручное Дистанционное Автоматическое

Скреперные подземные электрические лебедки двух- и трехбарабанные с соосным или параллельным расположением электродвигателя предназначены для перемещения раздробленной горной массы по горизонтальным и наклонным выработкам с углом наклона до 30° при подземной разработке полезных ископаемых. Лебедки используются также на открытых разработках и являются средством механизации складирования сыпучих и кусковых материалов.

Лебедки используются также на открытых разработках и являются средством механизации складирования сыпучих и кусковых материалов.

Шахтные и горнорудные электрические лебедки с соосным или параллельным расположением электродвигателя, для доставки отделившейся от массива горной массы по горизонтальным и наклонным горным выработкам при подземных и открытых разработках, а также для перемещения грузов и оборудования при погрузо-разгрузочных и монтажно-демонтажных работах в условиях шахт и открытых горных разработок.

Лебедки с расположением двигателя перпендикулярно оси барабанов встречаются в двух исполнениях. Такие схемы имеют очень ограниченное применение из-за сложности конструкции, монтажа и транспортирования, а также больших размеров и веса.

Лебедки с расположением двигателя и барабанов на параллельных осях для подземных работ применяются редко. Такую компоновку иногда применяют за рубежом в особо мощных лебедках.

Основная рабочая характеристика скреперных лебедок – мощность двигателя варьируется от нескольких кВт до 100 и более.

Применение дистанционного управления лебедками дает возможность облегчить труд рабочего, обеспечить безопасность обслуживания, производить скреперование по выработкам, расположенным перпендикулярно друг к другу.

При переводе лебедки на дистанционное управление усилие рабочего, необходимое для включения барабанов лебедки, заменяется усилием, развиваемым каким-либо приводом. При этом рабочий располагается в таком месте, которое безопасно и удобно для наблюдения за движением скрепера.

Различают системы дистанционного управления с механическим, пневматическим и электрическим приводами. В свою очередь, дистанционное управление с электрическим приводом подразделяется на электромагнитное, электромеханическое, электрогидравлическое и электропневматическое (рис.).

В пневматических дистанционных системах управление приводом осуществляется клапанами; в электропневматических – соленоидными клапанами, а в электрических - кнопочными блоками.

Автоматическое управление предназначается для закономерного переключения рабочего и холостого ходов скрепера и осуществляется посредством специальных датчиков; в этом случае один рабочий может обслуживать несколько подземных установок, а его обязанности сводятся лишь к наблюдению за состоянием и исправностью оборудования.

В отличие от дистанционного управления, где переключение хода скрепера осуществляется рабочим с пульта управления, в автоматической скреперной лебедке подача импульсов на переключение хода скрепера производится без участия рабочего, посредством различных систем датчиков.

В отечественной практике применяется несколько типов датчиков: механические, электромеханические, фотоэлектрические, индуктивные и др. Датчики могут быть установлены непосредственно на скреперной лебедке и получать импульс от ее центрального вала или барабанов. Испытан ряд конструкций автоматических скреперных лебедок, в которых датчик непосредственно связан со скреперными канатами.

В отечественной практике применяют также автоматические скреперные установки, датчики которых получают импульсы от скрепера в зависимости от пройденного им пути. Пройдя заданное расстояние, скрепер замыкает цепь автоматического управления и тем самым подает импульс на переключение барабанов лебедки.

Нами ведется совершенствование скреперной уборки породы как в техническом плане - совершенствование оборудования, так и в технологическом - повышение эффективности производственных операций.

В качестве основных резервов увеличения производительности и улучшения эксплуатационных показателей скреперных установок могут быть использованы следующие методы: уменьшение длины скреперования; увеличение емкости скрепера и коэффициента его наполнения; повышение скорости рабочего и холостого хода; сокращение продолжительности рабочих пауз и потерь времени по организационным причинам; повышение конструктивной прочности, надежности действия и долговечности скреперного оборудования.

ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА ГИДРОСТРУЙНОЙ ЦЕМЕНТАЦИИ НЕУСТОЙЧИВЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

А.П. Назаров, А.Н. Тихонцов

Научный руководитель профессор К.А. Головин

Тульский государственный университет, г. Тула, Россия

В настоящее время, во всем мире гидроструйная цементация неустойчивых горных пород (далее по тексту ГСЦ) является одной из наиболее прогрессивных технологий в подземном строительстве. ГСЦ и может успешно применяться для укрепления неустойчивых массивов для последующей проходки горных выработок, возведении отдельных свай или связанных между собой свайных полей и подпорных стен, а также противодиффузионных завес.

Техническая идея ГСЦ заключается в использовании энергии высокоскоростной струи водоцементного раствора для разрушения массива горной породы и одновременного перемешивания получаемой массы. После твердения массы образуется грунтобетон, обладающий достаточно высокими физико-механическими характеристиками.

На сегодняшний день производство отечественного технологического оборудования для ГСЦ затрудняется отсутствием обоснованных рекомендаций по выбору рациональных режимных и конструктивных параметров работы машин в конкретных горно-технологических условиях. В тоже время, одной из отличительных особенностей выпускаемого зарубежного оборудования является значительная дороговизна, как самого оборудования, так и технического обслуживания сопровождающего процесс эксплуатации.

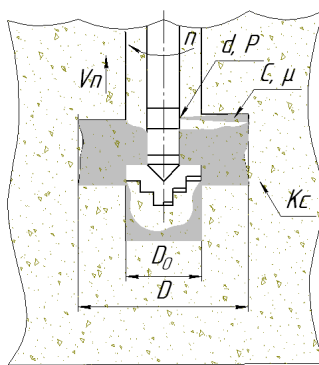


Рис. 1. Схема процесса струйной цементации горных пород

Работы по ГСЦ выполняются в два этапа. На первом этапе, во время прямого хода буровой колонны, производится прокальвание или бурение пилотной скважины диаметром D_0 до проектной отметки, предусмотренной для сооружения грунтобетонного тела. Промывочный раствор под низким давлением (чаще всего до 1 МПа) поступает через канал в буровой колонне к разрушающему инструменту и осуществляет охлаждение инструмента, уменьшение трения става о стенки скважины, а при бурении и удаление шлама методом прямой промывки. В качестве промывочного раствора традиционно используются вода, бентонитовый или цементный раствор.

На втором этапе, в процессе обратного хода, в канал буровой колонны подается водоцементный раствор под высоким давлением P_0 . Автоматическое клапанное устройство, реагируя на повышение давления подаваемого бурового раствора, перекрывает каналы промывки, одновременно открывая подачу раствора (с концентрацией цемента C) в струеформирующие устройства (диаметром d_0 , коэффициентом расхода M),

расположенные в непосредственной близости от бурового инструмента и сориентированные таким образом, чтобы высокоскоростные водоцементные струи истекали в направлении перпендикулярном оси пилотной скважины. После этого осуществляется подъем буровой колонны (со скоростью $V_{п}$) с одновременным ее вращением с частотой n .

На рис. 1 D_0 – диаметр скважины, D – диаметр возводимой сваи, C – концентрация цемента в растворе, M – коэффициент расхода через насадку, d_0 – диаметр струеформирующего устройства, P_0 – давление грунтоцементного раствора, $V_{п}$ – скорость подъема монитора, n – частота вращения монитора, K_c – коэффициент сцепления гонной породы.

После выполнения полного обратного хода из скважины удаляется буровая колонна, таким образом, формируя грунтобетонное тело.

В качестве основного критерия оценки эффективности процесса ГСЦ был принят диаметр получаемого грунтобетонного тела D .

Нами проводились экспериментальные исследования на специально разработанной стендовой установке, показанной на рис. 2.

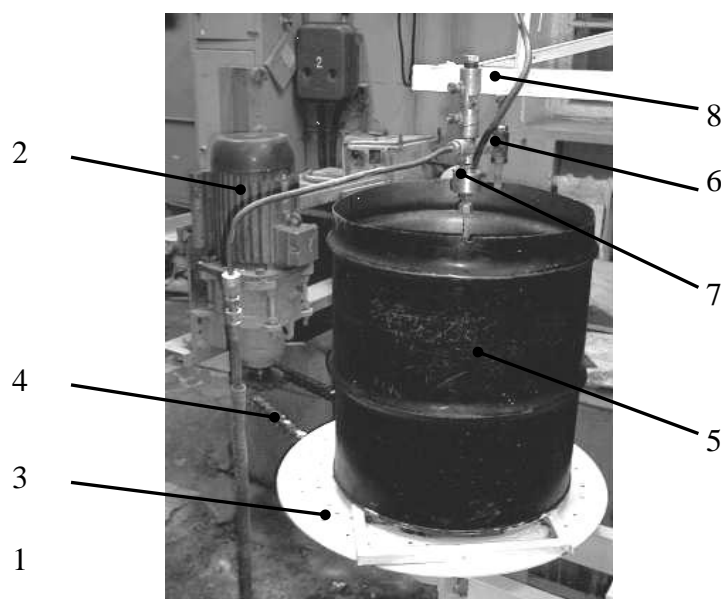


Рис. 2. Общий вид стендовой установки

Экспериментальная установка представляет собой конструкцию состоящую из опоры 1 с помощью анкерных винтов укрепленной на бетонном фундаменте, привода 2 (агрегата из асинхронного двигателя и планетарного редуктора), поворотного стола 3, соединенного с приводом цепной передачей 4. Включение привода обеспечивает вращение стола, а также установленной на нем емкости с горной породой 5.

На горизонтальной балке, установленной над емкостью 5, смонтирован ползун 6 с гидроструйным инструментом 7 имеющим возможность перемещения в радиальном направлении поворотного стола при помощи встроенного линейного гидродвигателя. К инструменту 7 подается вода от ИВД и цементный раствор из мерной емкости, укрепленной на вертикальной балке 8. В гидроструйном инструменте высокоскоростная струя воды увлекает с собой цементные частицы, образуя водоцементную струю, которая осуществляет разрушение горной породы и перемешивание ее с последующим получением грунтоцементного тела.

Технологический процесс получения грунтобетонного тела на стендовой установке инвертирован – под неподвижным гидроструйным инструментом перемещается емкость с обрабатываемым элементом массива.

Таким образом, установкой ползуна 6 с гидроструйным инструментом 7 при заданной скорости вращения поворотного стола 3 задается требуемая скорость перемещения гидроструйного инструмента относительно поверхности обрабатываемой горной породы.

Наибольший практический интерес представляет получение обобщенных зависимостей, позволяющих с известной степенью точности рассчитывать диаметр получаемого тела.

Зависимость между диаметром получаемого грунтобетонного тела и технологическими параметрами струйной цементации горных пород можно представить в виде:

$$D=f_1(D_0, C, m, d_0, P_0, V_{п}, n, K_c).$$

Формализация данной зависимости позволит разработать методики расчета основных параметров оборудования для ГСЦ неустойчивых горных пород.

**РЕАЛИЗАЦИЯ ИНФОРМАЦИОННОЙ МОДЕЛИ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО ПРОСТРАНСТВА
НА ПРИМЕРЕ ТАШТАГОЛЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ****Е.В. Новикова, Н.А. Мирошниченко**

Научный руководитель профессор А.В. Леонтьев

Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия

На каждом горном предприятии имеется широкий круг задач, связанных с обработкой огромного количества разнородной информации и многократным повторением однотипных расчетов, требующих наглядного представления графических материалов. Коммерческие интегрированные горно-геологические системы хотя и предоставляют пользователям большой набор инструментов для моделирования и горного планирования, но по ряду причин, подробно рассмотренных в [1], заставляют многие горные предприятия обращаться к недорогим специализированным программным комплексам. Такие комплексы, с одной стороны, могут успешно дополнять возможности интегрированных систем, с другой, использоваться самостоятельно для быстрого и качественного моделирования объектов геосреды и создания различных карт.

В данной работе демонстрируется подход к созданию информационной модели (ИМ) геомеханического пространства месторождения с использованием стандартных средств ввода, обработки и визуализации горно-геологической информации.

При создании ИМ в качестве картографической основы использовались топографические планы земной поверхности, планы горизонтов горных выработок, геологические карты, разрезы и другая горно-графическая документация различных масштабов в принятой системе координат, находящаяся на бумажных носителях. Ведение такой документации является неотъемлемой частью работ, выполняемых геолого-маркшейдерской службой.

Подготовка исходных материалов заключается в выборе из всех картографических данных, накопленных в результате различных наблюдений, тех, которые несут необходимую информацию для построения ИМ. Основные требования к картографическому материалу – его качество и максимальная информативность. Стандартно маркшейдерская графическая документация ведется на планах горных работ масштабов 1:500, 1:1000 и 1:2000. На первом этапе в качестве графической основы для построения ИМ были выбраны планы горных работ в масштабе 1:2000.

На этапе, предвещающем оцифровку, были решены следующие задачи:

- восстановлена информация, частично утраченная или искаженная из-за износа бумажного носителя, «обрезана» лишняя зарамочная информация, растр очищен от мелких дефектов;
- выбрана величина разрешения при сканировании для достижения необходимой графической точности;
- растровое изображение разделено на тематические слои (горные выработки, рудные тела, тектонические нарушения и т. д.);
- введена атрибутивная информация для графических объектов;
- оценена точность положения координатной сетки на картах и планах (растр обязательно должен быть пространственно привязан в системе координат и проекции, в которой он был построен);
- создана база данных информационной модели.

Геологические карты перегружены информацией, поэтому в нашем случае оцифровка контуров моделируемых объектов с фиксированием координат опорных точек выполнялась оператором вручную с помощью функции Digger в пакете трёхмерного моделирования поверхностей Surfer (рис. 1). Пространственная привязка объектов осуществлялась путем присвоения истинных прямоугольных координат перекрестиям линий координатной сетки оцифровываемых планов горизонтов. Сканирование карт и планов было выполнено на планшетных сканерах форматов А1 и А0 с разрешением 300 dpi. В случае наклона отсканированного изображения электронные варианты карт экспортировались в графический пакет CorelDraw, в котором вдоль линий координатной сетки карт проводились вспомогательные направляющие, и с помощью соответствующей опции с заданием угла и направления поворота осуществлялось вращение изображения до полного слияния направляющих с координатной сеткой.

На заключительном этапе оцифровки были произведены контроль и редактирование данных: проверено соответствие полученного цифрового изображений его твердому оригиналу, совпадение фактических и аналитических координат на отдельных фрагментах цифрового плана, соответствие электронной карты требованиям к горно-графической документации и принятым условным обозначениям. В результате оценки точности было установлено, что абсолютная ошибка в координатах опорной точки составляет не более 0.7–1.5 м на 12 км; относительная ошибка в расстояниях между опорными точками, принадлежащими одному контуру, не более 0.25 м. При этом предполагается, что систематическая ошибка, обусловленная неточностью изготовления планов горизонтов и сечений, равна нулю: для её оценки требуется проведение дополнительных измерений. Ошибки, вызванные прочими мелкими дефектами, на первом этапе построения ИМ не учитывались.

В результате оцифровки были получены и занесены в таблицы базы данных ИМ файлы двух типов: текстовые – содержащие трехмерные координаты опорных точек контуров геомеханических объектов, и графические – с информацией о физико-механических свойствах объектов геомеханического пространства и зарегистрированных динамических событиях. Все файлы могут быть экспортированы в различные пакеты для дальнейшей обработки (Surfer – BLN, Atlas – BNA, AutoCAD – DXF и т.п.), либо в базы данных для хранения и представления в требуемом виде. Разработанная методика получения опорных точек геомеханического

пространства обеспечивает их привязку к выделенным контурам и геодезическим координатам, в которых составлены планы горизонтов.

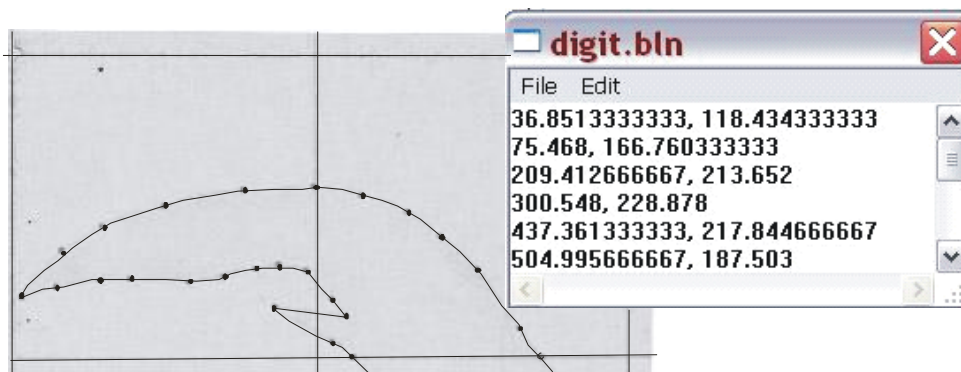


Рис. 1. Пример оцифровки контура рудного тела на одном из планов горизонтов

В структуре базы данных ИМ, спроектированной с помощью настольной СУБД MS Access, в настоящее время содержится 19 таблиц, среди которых выделяются два подмножества: база данных первичной информации и база данных информационной модели. В структуре таблиц, содержащих первичную информацию, представлено около 50 электронных планов горизонтов и сечений. Произведена оцифровка рудного тела на 4-х из 13-ти горизонтов, по которым в базе данных имеется информация. Построено около 250 контуров, которые в совокупности содержат более 6000 опорных точек.

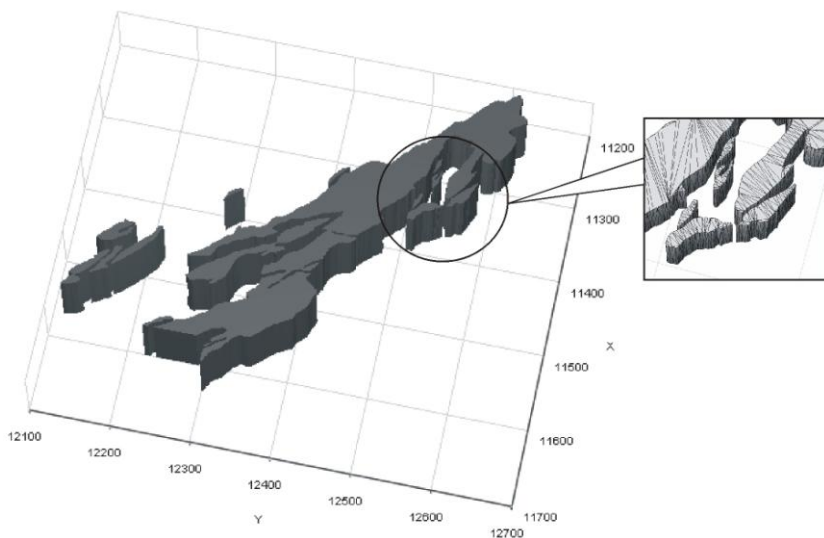


Рис. 2. Объемная модель рудного тела, ограниченного горизонтами +0 м и -70 м, и триангуляция фрагмента рудного тела в квадрате: 11300 – 11400 м (координата X); 12500 – 12600 м (координата Y)

Одной из основных задач построения ИМ является отображение физико-механических свойств геомеханического пространства. Решение этой задачи обеспечивает моделирование блочной структуры, объемных полей напряжений, деформаций и смещений. При разработке ИМ использовалась объектно-ориентированная технология, позволяющая создавать хорошо структурированные, надежные в эксплуатации, достаточно просто модифицируемые программные системы. Базовым понятием здесь является класс объектов ИМ, под которым понимается множество объектов модели, описывающих однотипные элементы моделируемого геомеханического пространства. Каждому объекту приписываются его геометрические, пространственные и физико-механические свойства. При этом как сама ИМ, так и любой её объект могут быть как элементарными, так и обладать сложной иерархической структурой. Модель обычно представляет собой совокупность зон, рудных тел, подсчетных блоков, которые разрабатываются отдельно и могут быть впоследствии скомбинированы. Цель моделирования рудного тела заключается в первую очередь в точном воспроизведении его границ и внутренней структуры. Для этого используют различные методы триангуляции, выбор которых определяется требованиями точности аппроксимации геометрических свойств объектов. Рис. 2 демонстрирует результаты моделирования рудного тела на горизонтах +0 м и -70 м с помощью метода триангуляции по опорным точкам, который позволяет отразить топологию сечения геомеханического объекта, соответствующего

некоторому плану горизонтов, его форму без ограничений, касающихся выпуклости, связность точек, наличие в нём отверстий и выделенных (с другими физическими характеристиками) областей. Метод реализован в среде MatLab; его подробное описание приводится в [2]. Визуализация результатов осуществлялась с помощью средств отображения трехмерных поверхностей графического пакета Graphis.

Результаты проведенного опытного моделирования рудного тела Таштагольского месторождения позволяют говорить о возможности реализации разработанных принципов и методов в практике горнорудных предприятий для оценки геомеханического состояния массива горных пород, а в перспективе – для анализа наблюдаемых геодинамических явлений и прогнозных расчетов.

Литература

1. Капутин Ю.Е. Горные компьютерные технологии и геостатистика. – СПб: Недра, 2002 – 424 с.
2. Ярославцев А.Ф., Мирошниченко Н.А., Новикова Е.В. Информационное моделирование геомеханического пространства. – М.: ФТПРПИ., 2007. – № 2. – С. 84-98.

ИНСТРУМЕНТАЛЬНЫЙ МЕТОД ОЦЕНКИ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГЛУБОКОЗАЛЕГАЮЩИХ ПРОНИЦАЕМЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

В.А. Павлов

Научный руководитель профессор С.В. Сердюков

Новосибирский государственный университет, г. Новосибирск, Россия

Опыт применения гидроразрыва нефтенасыщенных горных пород показывает необходимость предварительной оценки горизонтальных напряжений. Когда эти напряжения существенно отличаются друг от друга по величине, трещины гидроразрыва развиваются преимущественно в направлении действия максимального сжимающего напряжения. В тех случаях, когда это направление не совпадает с рядами эксплуатационных скважин блоковой системы разработки, происходит образование высокопроницаемых каналов между добывающими и нагнетательными скважинами, что приводит к быстрому обводнению продукции и необратимым потерям извлекаемых запасов нефти. Перед технологическим гидроразрывом пласта в ряде случаев выполняют локальный гидроразрыв с образованием трещины небольших размеров без применения раскрепляющего материала. Такая операция используется для расчета режима технологического гидроразрыва, а также для оценки отношения величин максимального и минимального горизонтальных напряжений. В результате проведения эксперимента получают диаграммы «давление-время», на которых выделяют особые точки, связывающие давление в скважине и внешнее поле напряжений, действующих в массиве; это P_b – давление разрыва пород, P_T – давление раскрытия при повторных нагружениях, P_S – давление мгновенного запираения трещин.

Для определения мгновенного давления запираения существует множество аналитических и графических методов, строятся различные диаграммы. Данный параметр является наиболее трудноопределимым и неоднозначным, среди регистрируемых параметров, его значение связывают с величиной наименьшего сжимающего напряжения действующего в массиве. Очевидно, что в проницаемых горных породах из-за больших утечек рабочей жидкости в массив определение P_S малодостоверно или не возможно.

Нами разработана методика, позволяющая проводить мониторинг напряженного состояния массива проницаемых горных пород. Методика основана на комплексном использовании гидроразрыва скважин и деформационных испытаний. Ее реализация осуществляется по следующей схеме: в исследуемом интервале скважины создают в начале протяженные трещины гидроразрыва, а затем устанавливают устройство радиального нагружения стенок скважины с изолирующей оболочкой (препятствующей проникновению рабочей жидкости в массив) и проводят деформационные измерения. При проведении таких испытаний отчетливо регистрируется P_T , а вместо P_S предлагается использовать другой параметр – зависимость изменения площади сечения скважины, вызванного раскрытием трещины (давление больше P_T), от давления жидкости в нагружающем устройстве [2].

Это устройство используется также для определения величины модуля Юнга на этапе нагружения стенок скважины, когда давление меньше P_T . Кроме того, внешняя поверхность изолирующей оболочки нагружающего устройства содержит мягкий слой, фиксирующий отпечаток трещины, что позволяет определять ее направление развития аналогично импрессионными пакерами [1].

В ходе исследований разработана математическая модель и проведено численное моделирование процесса [3], показавшее возможность применения предложенной методики для оценки напряженного состояния. Решена следующая задача: пусть имеется скважина в массиве горных пород, в котором действуют постоянные напряжения, вызванные гравитационными и тектоническими силами. Созданы две симметричные трещины, ориентированные вдоль направления действия максимального сжатия, длины которых много больше радиуса скважины. На интервале скважины протяженностью много больше ее диаметра имеется непроницаемая оболочка, которая препятствует проникновению жидкости в массив и в раскрываемую трещину. Задача состоит в оценке параметров внешнего поля p_0 – максимального сжимающего напряжения, действующего в массиве, и q_0 – минимального сжимающего напряжения, действующего в массиве ($p_0 \geq q_0$; $q_0/p_0 = \alpha$) по изменению объема, вызванного раскрытием трещины $[v]_A$ на контуре скважины (рис. 1).

Задача решалась методом интегральных сингулярных уравнений. Получены численные и аналитические зависимости. Показана зависимость получаемых диаграмм «давление-раскрытие трещины» от напряжений,

действующих в массиве. На основе полученных расчетных данных нами в интервале значений $\alpha = \frac{q_0}{P_0}$ от 0,5 до

1,0 построены графики приращения площади поперечного сечения скважины $\frac{S_{общ}}{S_{скв}}$ от давления в скважине σ_0 , нормированного на величину давления σ_* , при которой происходит раскрытие трещины на контуре отверстия (т. е. равного P_T) (рис. 2). Здесь символом $S_{общ}$ обозначена площадь сечения скважины на этапе раскрытия трещин на контуре скважины, а $S_{скв}$ – площадь сечения скважины при давлении равном P_T , т. е. до начала раскрытия трещин. Изменение площади поперечного сечения скважины $\frac{S_{общ}}{S_{скв}}$ вызвано раскрытием трещины

$[V]_A$ на контуре скважины, а также деформациями вследствие радиального нагружения стенок скважины. При расчетах учитывались оба этих процесса и принимались следующие значения модуля Юнга $E = 3 \cdot 10^{10}$ Па и коэффициента Пуассона $\nu = 0,3$.

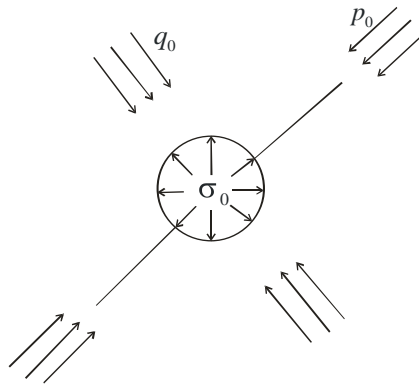


Рис. 1. Схема нагружения системы «скважина – трещины гидроразрыва»

Полученные результаты показывают высокую чувствительность величины раскрытия трещины на контуре отверстия к напряжениям, действующим в массиве, что позволяет, использовать параметр изменения площади сечения скважины от давления для нахождения поля напряжений, действующих в массиве проницаемых горных пород.

Расчеты показали, что отклонение направления трещины от направления действия максимального сжатия в пределах $\pm 10^\circ$ существенно не влияет на конечные величины определяемых напряжений.

Проведен анализ влияния погрешностей определения модуля Юнга и коэффициента Пуассона стандартными методами, а так же погрешности в измерении P_T , который показывает, что действующий в массиве режим напряженного состояния уверенно определяется.

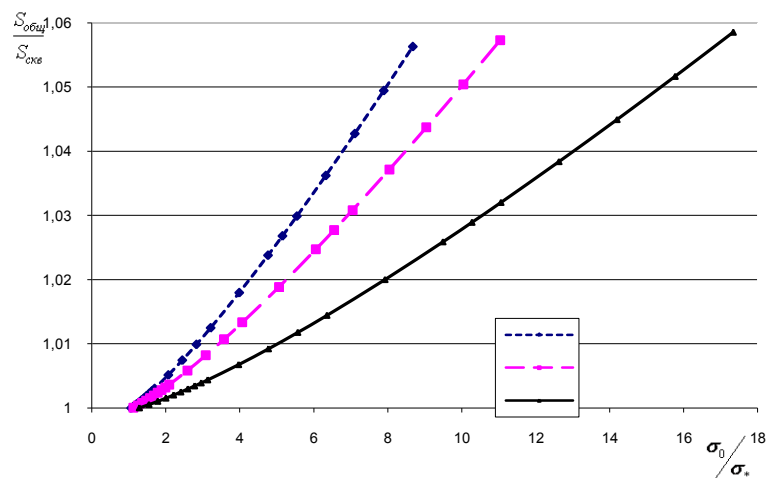


Рис. 2. Зависимость площади сечения скважины $\frac{S_{общ}}{S_{скв}}$ от σ_0/σ_* (где линия 1 – соответствует $\alpha = 1$, линия 2 – $\alpha = 0,7$, линия 3 – $\alpha = 0,5$)

Литература

1. Курленя М.В., Леонтьев А.В., Попов С.Н. Развитие метода гидроразрыва для исследования напряженного состояния массива горных пород – М.: ФТПРПИ., 1994. – № 1. – С. 3 – 20.
2. Павлов В.А. Обоснование возможности применения давления развития трещин гидроразрыва при оценке напряженного состояния проницаемых горных пород // Проблемы геологии и освоения недр: Труды XII Международного симпозиума имени академика М. А. Усова студентов и молодых ученых – Томск: Изд-во ТПУ, 2008. – С. 631-632.
3. Сердюков С.В., Мартынюк П.А., Павлов В.А. Моделирование процесса деформирования системы «скважина – трещины гидроразрыва» в задаче оценки напряженного состояния массива горных пород // “ММГ-2008”: Материалы 1-ой международной конференции // <http://www.sccc.ru/Conf/mmg2008/abstracts.html>.

РАЗРАБОТКА НА КАРЬЕРАХ МАССИВОВ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД С КРЕПКИМИ ВКЛЮЧЕНИЯМИ**А.В. Резник**Научный руководитель профессор О.Б. Кортелев
Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия

На современном этапе развития российской экономики происходит переоценка роли энергоносителей в обеспечении энергетической безопасности страны. С учетом ресурсной базы все возрастающая роль отводится угольной составляющей. Добыча угля в стране предусматривается на уровне 300–330 млн т в 2010 г. и 400–430 млн т в 2020 г. [2]. Реализация этой программы будет осуществляться, главным образом, за счет преимущественного развития открытого способа добычи угля (до 75 – 80 % планируемых объемов в 2020 г. против 65 % в 2006 г.), как наиболее эффективного и безопасного в сравнении с подземной угледобычей. При этом ведущее значение сохраниться за Кузнецким и Канско-Ачинским угольными бассейнами. Как показывают расчеты, наряду с увеличением объемов добычи за счет модернизации и технического перевооружения действующих предприятий, в период до 2020 г. потребуются дополнительный ввод новых производственных мощностей в размере 130–200 млн т угля в год, из них 55–75 в Кузнецком и 40–70 в Канско-Ачинском бассейнах [1].

При достаточно высокой обеспеченности этих регионов разведанными запасами угля и благоприятных горно-геологических условиях для открытой угледобычи ряд перспективных месторождений имеет специфические особенности, требующие дополнительного рассмотрения. Это касается, в частности, месторождений Канско-Ачинского бурогоугольного бассейна, на базе которого формируется одноименный топливно-энергетический комплекс (КАТЭК).

Месторождения бассейна имеют весьма благоприятные условия для крупномасштабной добычи угля открытым способом. Запасы угля на наиболее крупных месторождениях достигают 3–3,5 млрд т, а площадь их распространения колеблется в пределах от 90 до 8000 км². Большинство месторождений имеет в продуктивной толще хорошо выдержанный угольный пласт, как правило, простого строения, мощность которого колеблется от 5–15 до 60–90 м.

Породы вскрыши на месторождениях, в основном, представлены рыхлыми и слабосцементированными песчано-гравийными отложениями и четвертичными породами. Мощность вскрышных пород изменяется от 10–20 м на выходах угольных пластов под наносы до 80–90 м на месторождениях с горизонтальным залеганием угольного пласта и до 200–400 м и более на месторождениях с пологими и наклонными пластами. Характерной литологической особенностью месторождений западной части КАТЭК (Березовское, Урюпское, Игатское, Барандатское) является наличие во вскрышной толще крепких прослоек и линз песчаников и алевролитов на кремнистом и железистом цементах крепостью до 12 по шкале М.М. Протодяконова и мощностью 0,1–2,5 м. Крепкие включения во вскрышной толще составляют 1–3 %, размещаются крайне неравномерно и требуют предварительного рыхления в процессе их выемки.

Научными исследованиями и проектными проработками на рассматриваемых месторождениях предусматривалось применение поточной технологии вскрышных работ с использованием современной горной техники: роторных и цепных экскаваторов, межступенных перегружателей и отвалообразователей производительностью 5250 м³/ч и более. Как показал опыт эксплуатации подобного вскрышного комплекса на разрезе «Березовский-1» при отработке вскрышной толщи без крепких включений были достигнуты достаточно высокие технико-экономические показатели. Однако при появлении (на 8-м году эксплуатации) крепких включений работа комплекса была прекращена из-за невозможности их выемки роторным экскаватором. Кроме того до настоящего времени отсутствуют эффективные способы и средства обнаружения крепких включений, что также ставит под сомнение крупномасштабное внедрение на вскрышных работах разрезов КАТЭК техники непрерывного действия.

Существенное значение при использовании на вскрыше мощного горно-транспортного оборудования имеет высокая обводненность большинства месторождений, что значительно снижает несущую способность разрабатываемых пород и, соответственно, усложняет работу горных машин. В этих условиях в качестве альтернативного варианта разработки массивов горных пород с крепкими включениями может быть применение вместо экскаваторов средств гидромеханизации. При этом гидромеханизируемая выемка четвертичных отложений (суглинки, глины, песчано-гравийные смеси) может производиться по традиционным схемам с гидромониторной разработкой горных пород и транспортированием их по трубопроводам в гидроотвал, а более

крепких вскрышных пород (аргиллиты, алевролиты, песчаники) – по комбинированным схемам с предварительным рыхлением их механическими средствами. Применение гидромеханизации позволит осуществить селективную разработку основного объема вскрышных пород и крепких включений, исключив приведенные выше недостатки технологии с использованием экскаваторов. В условиях повышенной водонасыщенности разрабатываемого массива гидромеханизованная выемка вскрышных пород позволит, кроме того, существенно снизить затраты на осушение карьерного поля.

Из опыта применения гидромеханизации в различных отраслях промышленности известно, что этот способ разработки массивов горных пород обладает рядом преимуществ, среди которых поточность выполнения технологических процессов, простота конструкций, небольшие массы и габариты используемых машин и аппаратов, высокая производительность труда, относительно небольшие капитальные затраты и себестоимость производства горных работ, экологическая чистота и безопасность производственных процессов.

Выводы.

Использование гидромеханизации на угольных разрезах КАТЭКа позволит осуществить селективную выемку пород вскрышного массива и твердых включений, что на этой основе повысит эффективность эксплуатации бурогольных месторождений

Литература

1. Ческидов В.И. К вопросу использования потенциала открытой добычи угля в восточных регионах России. – М.: ФТРПИ., 2007. - № 4.
2. Энергетическая стратегия России на период до 2020 г. – М., 2003.

ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАЗРУШЕНИЯ ГРАНИТА УДАРНЫМИ ИМПУЛЬСАМИ, ПЕРЕДАВАЕМЫМИ ПО КОЛОННЕ БУРИЛЬНЫХ ТРУБ ДЛИНОЙ 50 М

А.Л. Саруев, А.В. Шадрин

Научные руководители профессор В.Г. Лукьянов, профессор Л.А. Саруев
Томский политехнический университет, г. Томск, Россия

Исследование разрушения гранита ударными (силовыми) импульсами проводилось в лабораторных условиях.

В массивное основание была забетонирована гранитная плита размером 750×750×250 мм. Породоразрушающим наконечником служила долотчатая коронка диаметром 42 мм с углом заострения 115°. Бурильная колонна, хорошо зарекомендовавшая себя при производственных испытаниях на одном из рудников Киргизии [1], состояла из бурильных труб внешним диаметром 33,5 мм, соединенных ниппелями с круглым профилем резьбы.

Для нанесения ударов по хвостовику колонны использовался маятниковый копер МК–30 с набором цилиндрических бойков весом 7,65–28,2 кг. Бойки весом 14,7 кг имели длину 450 и 220 мм, предупредительные скорости 3,96 и 2,8 м/сек, то есть высота сбрасывания бойков или их энергия менялась вдвое. Вес и высота сбрасывания остальных бойков подбиралась таким образом, чтобы энергия удара оставалась постоянной (6,8 кгм).

Глубина внедрения лезвия коронки в породу и кинематика ее движения фиксировались с помощью осциллографа С1–8А, фотокамеры и специального фотоэлектронного устройства.

Это устройство имеет линейную выходную характеристику в пределах 27 мм продольного перемещения бурильной колонны труб, чувствительность схемы 0,5 В/мм.

Напряжение (силовой импульс) в материале штанг определялось тензометрической установкой. Транзисторный усилитель постоянного тока имеет линейную выходную характеристику и полосу пропускания от 0 до 1 000 000 Гц.

Таблица

Параметры бойков

Вес бойка, Н	Длина, мм	Скорость, м/с
7,65	250	3,96
28,2	360	2,05
14,7	220	2,86
	220	3,96
	450	2,86
	450	3,96

С помощью проволочных тензометров сопротивления замерялось напряжение в четырех характерных точках пятидесятиметровой колонны труб: 0,5 м; 26 м; 44 м; и 49,5 м от хвостовика. Удары по породе наносились в один и тот же забой скважины. При этом после каждого удара колонна бурильных труб поворачивалась на 30°, то есть на угол, близкий к углу поворота бура между ударами, принятый для большинства отечественных перфораторов. Объем породы, разрушенной за один удар, определялся по объему воды, вытесненной штыбом в измерительной колбе после 24 ударов.

Как показали результаты исследований при одинаковой энергии ударов бойков, полученные объемы разрушенной породы и динамическое состояние колонны бурильных труб при нанесении по ней ударов различными бойками существенно отличаются.

Так наибольший объем гранита разрушил боек весом 7,65 Н (225 мм³ за один удар), несмотря на то, что коэффициент передачи энергии удара при этом бойке, определенный методом отпечатка [2], наименьший и составил 75 %. Минимальный объем породы за удар (154 мм³) разрушил боек с наибольшим весом (28,2 Н).

Эти результаты можно объяснить сравнительно высокой крепостью гранита, для которого предупредительная скорость бойка наибольшего веса, равная 2,05 м/сек, оказалась явно недостаточной. То есть, при импульсном разрушении такой породы как гранит, наиболее важную роль играет амплитуда и передний фронт импульса напряжения, который создает боек в бурильной трубе.

Амплитуда напряжения в бурильных трубах определяется в основном предупредительной скоростью бойка, поэтому при одной и той же энергии удара для наибольшего ударника (28,2 Н) было зафиксировано наименьшее значение амплитуды напряжения.

Следует отметить, что для этого бойка амплитуда напряжений в колонне по всей ее длине практически не снижалась. Амплитуда же импульса бойка весом 7,65 Н снижается примерно на 20 %, а у бойков весом 14,7 Н на 8–10 %. Однако вследствие того, что напряжение, созданное бойком весом 7,65 Н в начале бурильной колонны выше по сравнению с напряжением, сформированным бойком весом 14,7 Н, величины данного параметра, зафиксированные на расстоянии 0,5 м от породы, для двух этих ударников были приблизительно равны. Увеличение энергии удара бойка весом 14,7 Н вдвое только за счет увеличения предупредительной скорости приводит к увеличению амплитуды напряжения в трубах на 40–42 %.

Что касается продольного перемещения поперечного сечения труб, то здесь наблюдается совершенно противоположная картина. Так, при ударе бойком 28,2 Н перемещение поперечного сечения труб на расстоянии 0,5 м от хвостовика на 15–20 % выше, чем при ударах остальными бойками, а на расстоянии 49,5 м, то есть в 0,5 м от породы (практически это внедрение лезвия коронки в породу), на 20–22% ниже, чем при других бойках. Таким образом, для бойка весом 28,2 Н снижение амплитуды продольного перемещения поперечного сечения бурильных труб оказывается наибольшим – около 65 % (с 4 мм до 1,4 мм), что обуславливает малое внедрение лезвия коронки в породу, а следовательно, и меньший по сравнению с другими бойками объем разрушенной породы.

Результаты проведенных опытов показывают, что изменение длины бойка не приводит к заметной разнице объема разрушаемого гранита. Например, бойки одного веса (14,7 кг), но различной длины и диаметра давали один и тот же результат – 183 мм³ разрушенной породы за один удар.

С увеличением энергии удара вдвое, объем разрушенной породы за один удар составил соответственно: бойком длиной 220 мм – 320 мм³, бойком длиной 450 мм – 334 мм³.

При этом энергия удара на единицу длины лезвия коронки повысилась с 1,45 до 2,98 кгм/см, а объемная работа разрушения увеличилась соответственно с 33 кгм/см³ до 36–38 кгм/см³.

Таким образом, с точки зрения энергозатрат, эффективности передачи ударного импульса по колонне бурильных труб длиной 50 м и снижения напряжений в них, энергию удара на единицу длины лезвия долотчатых коронок при разрушении породы аналогичных граниту следует ограничить до 2,5–2,7 кгм/см при скорости удара бойка не менее 3,5–4 м/с.

Литература

1. Горбунов В.Ф., Алимов О.Д., Саруев Л.А., Южаков Б.И., Педенко И.Н. Результаты производственных испытаний бурильной установки БУ-1В на руднике "Хайдаркан" // Горный журнал. – М., 1968. – №7. – С. 42–49.
2. Цуканов А.Г. О потерях энергии удара в удлиненных штангах // Горный журнал: Изв. вузов. – М., 1965. – № 10. – С. 34–38.

СОЗДАНИЕ НОВОГО ПОДХОДА К ПРОБЛЕМАМ ФОРМИРОВАНИЯ ПОДЗЕМНОГО ПРОСТРАНСТВА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ НОВОГО ПРОХОДЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

В.Ю. Тимофеев, В.Ю. Бегляков, М.Ю. Блащук

Научный руководитель профессор В.В. Аксенов

Юргинский технологический институт (филиал Томского политехнического университета), г. Юрга, Россия

Решение задач по формированию подземного пространства и освоению недр Земли, принято считать особо важными для жизнедеятельности человечества. По прогнозам мирового научно-технического развития приоритетных технологий на 2000–2020 гг. по группе «Использование подземного пространства» особо важными определяются научно-технологические разработки, связанные с созданием новых технологий сооружения сети подземных грузопотоков, строительства автотрасс и железных дорог на значительной глубине. Также одним из приоритетных направлений развития науки и техники, утвержденным Правительственной комиссией РФ по научно-технической политике в области «Топливо и энергетика», является разработка новых технологий проходки горных выработок.

Современное горнопроходческое оборудование, включая и зарубежное, сориентировано в основном на решение проблем добычи полезных ископаемых. Не всегда оно предназначено для решения задач освоения

(формирования) подземного пространства в городских и полевых условиях. Кроме того, выпускаемое заводами России горнопроходческое оборудование не вполне конкурентоспособно.

Традиционное представление проходки выработки, как процесса образования полости в массиве горных пород, всегда определяло и до сих пор определяет направления совершенствования геотехнологий строительства подземных сооружений и, соответственно, создания проходческого оборудования для освоения подземного пространства [1, 2]. Но известные технологии проведения горных выработок, развиваясь по пути увеличения мощности и металлоемкости оборудования, практически исчерпали свои возможности в увеличении производительности, обеспечении безопасности работ и расширения области применения.

Дальнейшее развитие работ в области геотехнологий и геотехники, по нашему мнению, может идти по двум направлениям:

1. Модернизация существующего горно-шахтного оборудования и его совершенствование путем создания систем нового технического уровня.

2. Поиск и создание принципиально нового, альтернативного инструментария (технологий и геотехники) для освоения недр и формирования подземного пространства.

В поисках путей совершенствования геотехнологий проведения горных выработок группой авторов, под руководством д.т.н. Аксеновым В.В. были рассмотрены альтернативные подходы и решения, используемые, в частности, в самолетостроении и кораблестроении. Как известно, в этих областях используются результаты исследований, в основу которых положен процесс изучения движения твердого тела соответственно в воздушной и водной средах.

Авиаконструкторы и кораблестроители при проектировании и строительстве аппаратов, предназначенных для движения в воздушном пространстве (самолет, вертолет и др.) и водной среде (корабль, подводная лодка и др.) ищут возможность использования самой среды для создания усилий тяги при движении соответствующего аппарата. Для этой цели были созданы внешние движители: пропеллер, гребной винт и др. В результате была получена возможность перемещения твердого тела (аппарата) в любом направлении воздушного или водного пространства.

Традиционно в подземных условиях для перемещения проходческого аппарата используются внешние движители: гусеничные, колесные, колесно-рельсовые или распорно-шагающие. Они (движители) хорошо показавшие себя при работе на земной поверхности (на контакте твердой и воздушной сред), не приспособлены для движения в геосреде.

Из этого обстоятельства вытекают основные проблемы современных технологий проведения горных выработок:

- невозможность движения проходческих аппаратов в любом направлении подземного пространства.
- невозможность создания больших напорных усилий на исполнительном органе для разрушения крепких пород.

Как следствие, для создания достаточных напорных усилий конструкторы вынуждены увеличивать массу горнопроходческих комбайнов, масса которых уже превышает 80 т. Кроме того, продолжают остро стоять вопросы безопасности ведения работ в призабойной зоне.

К примеру, в процессе работы проходческого комбайна или щита, для создания силы тяги и напорного усилия на исполнительном органе никоим образом не задействована сама внешняя геосреда, а только твердая поверхность выработки на контакте геосреды и воздушной среды, или при щитовом способе проходки - мощная постоянная крепь.

Коллектив авторов в течение ряда лет вел разработку принципов новой технологии проведения горных выработок и в кооперации с РосНИИГД, НПО Сибгормаш, ЦНИИ МО РФ им. Д.М. Карбышева, АП ЭЛСИБ, «НПК Геомаш» провел работы по созданию нового вида горнопроходческой техники.

Идея работы основана на предложении – рассматривать проходку горных выработок изначально как процесс движения твердого тела (оборудования) в среде вмещающих пород (геосреде). Приконтурный массив (геосреда) при этом используется:

- как опорный элемент, участвующий в создании движущей силы подземного аппарата - геохода;
- для формирования напорного усилия на исполнительном органе;
- для восприятия реактивных усилий при движении проходческого агрегата (подземного аппарата);
- для выполнения основных технологических операций, включая и крепление выработки постоянной крепью.

Принцип связывания в функциональном единстве основного движения (подачи на забой) и процесса резания горных пород дал название геовинчестерной технологии проведения горных выработок.

Геовинчестерная технология (ГВТ) – процесс механизированного проведения горных выработок с формированием и использованием системы законтурных винтовых и продольных каналов, в котором операции по разработке забоя, уборке горной массы, креплению выработанного пространства, а также перемещению всей проходческой системы на забой осуществляются в совмещенном режиме. Вовлечение приконтурного массива горных пород достигается введением дополнительной технологической операции – формирования системы законтурных каналов.

Геоход – аппарат, движущийся в подземном пространстве с использованием геосреды. Представляя собой новый класс горных машин, геоходы предназначены для проходки подземных выработок различного назначения и расположения в пространстве, аналогов конструкции в мировой практике нет.

Возможная область применения ГВТ это проходка горных выработок различного расположения в пространстве и возведение подземных сооружений различного назначения (городские коллекторы,

магистральные тоннели метро, магистральные тоннели метро, подземные склады, хранилища, ведение аварийно-спасательных работ в завалах).

На основании функционально-структурной теории создания горнопроходческих систем и с учетом особых требований к новому проходческому оборудованию был разработан ряд конструктивных схем проходческого агрегата, отличительной особенностью работы которого является вращательно-поступательное перемещение на забой по принципу ввинчивания. Проходческий агрегат первоначально получил название АПЩВ (агрегат проходческий щитовой вращающийся), которое впоследствии трансформировалось в ВПА (винтоповоротный проходческий агрегат). В настоящее время такой класс горнопроходческих машин получил название геогодов. Основные отличия геогодов это:

- принцип работы;
- наличие новых функционально-конструктивных элементов;
- возможность реализации на исполнительном органе любых напорных усилий (возможность создания исполнительных органов для разрушения крепких пород);
- качественно новые функциональные возможности.

Для разработки конструкторской документации на изготовление первых экспериментальных образцов геогодов предварительно была разработана математическая модель их взаимодействия с геосредой и некоторые положения методики расчета силовых и прочностных параметров [3, 4]. Конструкция и принцип работы геогодов (винтоповоротных проходческих агрегатов) достаточно подробно рассмотрен в работах [3, 4].

Испытания первых экспериментальных образцов геогодов: ЭЛАНГ-3 (рис. 1), изготовленного совместно с работниками ш. «Карагайлинская» ПО «Киселевскуголь», и ЭЛАНГ-4 (рис. 2), изготовленного совместно с НПО «Сибгипрогормаш» (г. Новосибирск) и АП ЭЛСИБ (г. Новосибирск), доказали принципиальную работоспособность и перспективность проходческих агрегатов, перемещающихся на забой с использованием окружающей геосреды.



Рис. 1. Экспериментальный образец геогода ЭЛАНГ-3 диаметром 3 м

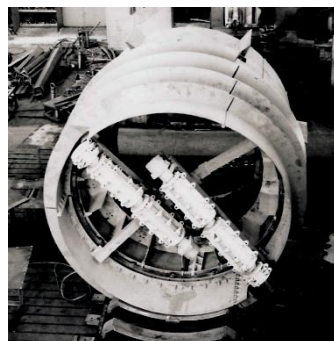


Рис. 2. Экспериментальный образец геогода ЭЛАНГ-4 диаметром 4 м

Литература

1. Динник Ю.Н., Крашкин И.С., Мерзляков В.Г. Концепция развития очистного, проходческого, конвейерного и бурового оборудования на период до 2020 г // Горное оборудование и электромеханика. – М., 2006, – №2 – С. 2 – 12.
2. Динник Ю.Н., Крашкин И.С., Мерзляков В.Г. Концепция развития очистного, проходческого, конвейерного и бурового оборудования на период до 2020 г. // Горное оборудование и электромеханика. – М., 2006, – №3 – С. – 26.
3. Эллер А.Ф., Горбунов В.Ф., Аксенов В.В. Винтоповоротные проходческие агрегаты. – Новосибирск, Наука, 1992. – 192 с.
4. Аксенов В.В. Геовинчестерная технология проведения горных выработок. – Кемерово: Изд. Институт угля и углехимии СО РАН, 2004. – 264 с.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ЗАКРЕПЛЯЕМОГО МАССИВА ГОРНОЙ ПОРОДЫ

А.Н. Тихонцов, А.П. Назаров

Научный руководитель профессор А.Е. Пушкарев
Тульский государственный университет, г. Тула, Россия

В настоящее время, как в нашей стране, так и во всем мире струйная цементация грунтов (Jet grouting) является наиболее прогрессивной технологией закрепления слабых и неустойчивых пород для последующей проходки горных выработок или строительства подземных сооружений; возведения противодиффузионных завес; укрепления откосов, стенок котлованов и т. д.

К преимуществам технологии можно отнести высокую скорость выполнения работ по закреплению массива, возможность размещения оборудования в стесненных условиях горных выработок. В этом случае

используется только малогабаритная буровая установка, а весь инъекционный комплекс может располагаться на некотором удалении. Кроме того, при использовании на небольших глубинах под зданиями и сооружениями, достоинством технологии является отсутствие нагрузок, так как устройство грунтоцементного массива не сопровождается значительным механическим воздействием.

В качестве показателя физико-механической прочности грунтобетонного массива, на основании общепринятых представлений был выбран предел прочности на одноосное сжатие. Определение предела прочности материала на одноосное сжатие проводилось двумя способами:

- при помощи прибора П9 – С в полевых условиях;
- при помощи стационарных испытательных машин на базе гидравлических прессов (в специализированной лаборатории).

Испытания на одноосное сжатие (раздавливание) являются в настоящее время наиболее распространенным лабораторным методом общей оценки прочностных свойств горных пород, в особенности в связи с экспериментальным определением коэффициентов их крепости. Критерием прочности, определяемым при этих испытаниях, является временное сопротивление одноосному сжатию (раздавливанию), т. е. максимальная величина сжимающего напряжения, испытываемая горной породой в момент разрушения образца. Этот показатель называют также пределом прочности на одноосное сжатие (раздавливание).

Испытания проводят на гидравлическом прессе. Грани образцов, к которым прикладывается нагрузка пресса, обрабатывают на шлифовальном станке (круге), обеспечивая их параллельность. Правильность формы образцов проверяют стальным угольником. При нагружении образца давление повышают на 5–10 кг/см² в секунду. Предел прочности вычисляют с точностью до 10 кг/см², принимая его как среднее арифметическое результатов испытаний всех образцов данной группы.

Л.И. Бароном для вычисления предела прочности раздавливанию кернов разного диаметра получена на основе обработки результатов экспериментов следующая приближенная формула [1]:

$$R_{сж2} = R_{сж1} \sqrt[3]{\frac{d_2}{d_1}}, \quad (1)$$

где $R_{сж1}$ – временное сопротивление раздавливанию образца породы диаметром d_1 и высотой $h_1 = d_1$;

$R_{сж2}$ – временное сопротивление раздавливанию образца той же породы диаметром d_2 и высотой $h_2 = d_2$.

Формула основана на данных испытаний однородных образцов разных размеров диаметром до 5 см при постоянном отношении $d/h = 1$. Правильность этой формулы в интервале диаметров от 5 до 20 см подтвердили данные румынского исследователя проф. М. Стаматиу [2].

При испытании образцов, у которых высота h не равна длине стороны или диаметру основания d , наблюдается закономерное снижение временного сопротивления раздавливанию по мере уменьшения величины соотношения d/h (т. е. по мере возрастания относительной высоты образцов). Эта зависимость приближенно может быть выражена следующей формулой [3]:

$$R_{сж} = \sigma_o + 1000 K_h \frac{d}{h}, \quad (2)$$

где $R_{сж}$ – временное сопротивление раздавливанию, кг/см²;

σ_o и K_h – постоянные величины, значения которых возрастают с увеличением крепости пород.



Рис. Подготовленные образцы материала для прочностных испытаний

Главную трудность для массового применения испытаний на раздавливание, являющихся основой для установления значений коэффициента крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова, представляет изготовление образцов правильной формы. Для этой цели могут быть использованы керны относительного малого диаметра (от 20 мм и более). Изготовление образцов сводится к резанию кернов со шлифовкой и полировкой торцов. Образцы должны изготавливаться из цельных участков керна, не имеющих трещин и других видимых нарушений. При изготовлении необходимо соблюдать строгую параллельность торцов.

Образцы материала для испытаний в полевых условиях готовились с применением ручной шлифовальной машины, наждачной бумаги, слесарного уголка и линейки.

Из кернов материала с диаметром 25 мм осуществлялось вырезание цилиндрических образцов с высотой равной диаметру, с шлифованными параллельными торцевыми гранями (рис.).

Из кернов материала с диаметром 80 мм осуществлялось вырезание образцов кубической формы с гранью 25–30 мм, с шлифованными параллельными торцевыми гранями.

В ходе проведенных исследований были выявлены пределы прочности на одноосное сжатие от 2,0 до 3,5 МПа. Таким образом, сваи, изготовленные по технологии струйной цементации грунтов, и расположенные в непосредственной близости друг от друга, образуют грунтобетонный массив, обладающий прогнозируемыми физико-механическими свойствами, высокими прочностными и деформационными характеристиками. Что играет большую роль при укреплении фундаментов в строительстве, закреплении слабых и обводненных грунтов вокруг строящихся подземных сооружений – колодцев, горных выработок, тоннелей, сооружений противодиффузионных завес, устройстве одиночных свайных фундаментов, ленточных фундаментов и сплошных фундаментных плит из взаимно пересекающихся грунтобетонных свай.

Литература

1. Барон Л.И. Приближенное определение механической прочности горных пород. // Рудничная аэрология и безопасность труда в шахтах: Труды конференции посвящаются (к 75-летию академика А. А. Скочинского). – М.: Углетехиздат, 1949.
2. Барон Л.И., Курбатов В. М., Орлов Р.В. Влияние соотношений размеров образцов горных пород на временное сопротивление раздавливанию. // Горный журнал. – М., 1958, – № 2.
3. Барон Л.И. Определение крепости горных пород. // Тр. ВНИИ-1МЦМ СССР. – М., 1956. – вып.6.
4. Барон Л.И. Влияние высоты образцов крепких горных пород на их временное сопротивление раздавливанию// Заводская лаборатория, 1956, – № 11.

ИССЛЕДОВАНИЕ И РАСЧЕТ ГАЗОВОГО РЕЖИМА РУДНИКОВ С УЧЕТОМ РЕЦИРКУЛЯЦИОННОГО ПРОВЕТРИВАНИЯ

Н.А. Трушкова

Научный руководитель доцент Л.Ю.Левин

Пермский государственный технический университет, г. Пермь, Россия

В настоящее время на калийных рудниках все чаще применяется рециркуляционное проветривание. Суть способа заключается в том, что часть воздуха, участвующего в проветривании используется повторно, при этом улучшаются микроклиматические параметры в горных выработках и качество вентиляции труднопроветриваемых зон, многолетние исследования показали возможность применения рециркуляционных систем на калийных рудниках [4]. Существует действующая методика расчета количества воздуха, необходимого для проветривания, но в ней не учитывается частичное повторное использование воздуха. Создана новая методика расчета, в которой определено и учтено количество воздуха которое может участвовать в рециркуляции и при этом концентрация вредных веществ не превышает предельно допустимых концентраций.

Выполняем расчет количества воздуха на примере 4 Березниковского рудника, Верхнекамского месторождения. Необходимо определить какое количество воздуха понадобится для проветривания отдельных участков, а затем и рудника в целом как без учета рециркуляционного проветривания, так и с ним. При этом используются известные формулы [1, 3], значения входящих в формулы величин взяты из справочных данных [1, 3], либо определены в ходе газовой съемки (табл.).

Таблица

Расчет количества воздуха

Количество воздуха без использования рециркуляции, м ³ /мин	Количество воздуха с использованием рециркуляции, м ³ /мин
$Q_{\text{выр}} = K_v \cdot Q_3 = 1,16 \cdot 93 = 107,8$	$Q_{\text{рз}}^{\text{рец}} = Q_{\text{рз}} - \Sigma Q_3 = 956,4$
$Q_{\text{рз.пан}} = K_{\text{рз}} \cdot \Sigma Q_{\text{выр}}^{\text{т}} = 1133,9$	$Q_{\text{п}}^{\text{рец}} = \Sigma Q_{\text{рз}}^{\text{рец}} + Q_{\text{вп}} = 1195,4$
$Q_{\text{кр1}} = K_3 \cdot \Sigma Q_{\text{рз}} = 5834,5; Q_{\text{кр2}} = 7293,2$	$Q_{\text{к}}^{\text{рец}} = \Sigma Q_{\text{п}}^{\text{рец}} + Q_{\text{вн}} = 1710$
$Q_{\text{кcn}} = Q_{\text{вм}} + Q_{\text{гсм}} + Q_{\text{а/г}} + Q_{\text{пзм}} = 2779$	$Q_{\text{кcn}} = Q_{\text{вм}} + Q_{\text{гсм}} + Q_{\text{а/г}} + Q_{\text{пзм}} = 2779$
$Q_{\text{р}} = K_{\text{р}} (\Sigma Q_{\text{кр}} + Q_{\text{кcn}}) = 19147,4$	$Q_{\text{р}} = K_{\text{р}} (\Sigma Q_{\text{н}} + Q_{\text{кcn}} + Q_{\text{вод}}) - Q_{\text{к}}^{\text{рец}} = 17437,4$
$Q_{\text{гву}} = K_{\text{з. вн}} Q_{\text{руд}} = 23934,2$	$Q_{\text{гву}}^{\text{рец}} = K_{\text{з. вн}} Q_{\text{р}} - Q_{\text{рц}} = 20053$

При этом Q_{pz}^{rec} это разность воздуха, подаваемого для проветривания рабочих зон (Q_{pz}), и – суммарного количества воздуха, необходимого для ассимиляции газовыделений в забоях рабочей зоны (ΣQ_3), $Q_{rec\ p}$ и $Q_{rec\ k}$ количество рециркулируемого воздуха для панели и крыла соответственно, в расчете также учитываются утечки панели (Q_{yn}), направления (Q_{yn}) и утечки околостольного двора (Q_{yod}).

Программно–вычислительный комплекс «Аэросеть» позволяет моделировать процессы воздухо- тепло- газо- распределения. Для дальнейшего анализа необходимо построить укрупненную модель рудника без рециркуляции (рис. 1, а) и с рециркуляционной сбойкой между транспортным и вентиляционным штреком (рис. 1, б), после выполнения построения расчетной схемы рудника в программе Аэросеть. Для этого каждой выработке нужно задать аэродинамическое сопротивление, длину и площадь сечения выработки в соответствии со значением этих параметров в настоящее время на БКПРУ–4, также задается источник тяги, выполняется расчет воздухораспределения. Для расчета газораспределения задаем источник газовыделения, который представляет собой один из узлов, характеризующий рабочую зону. Так как сети калийных рудников сложные и разветвленные, источником газовыделения является каждый забой, поэтому в укрупненной расчетной сети источник задается завышенный, характеризующий газовыделение из всех рабочих зон крыла.

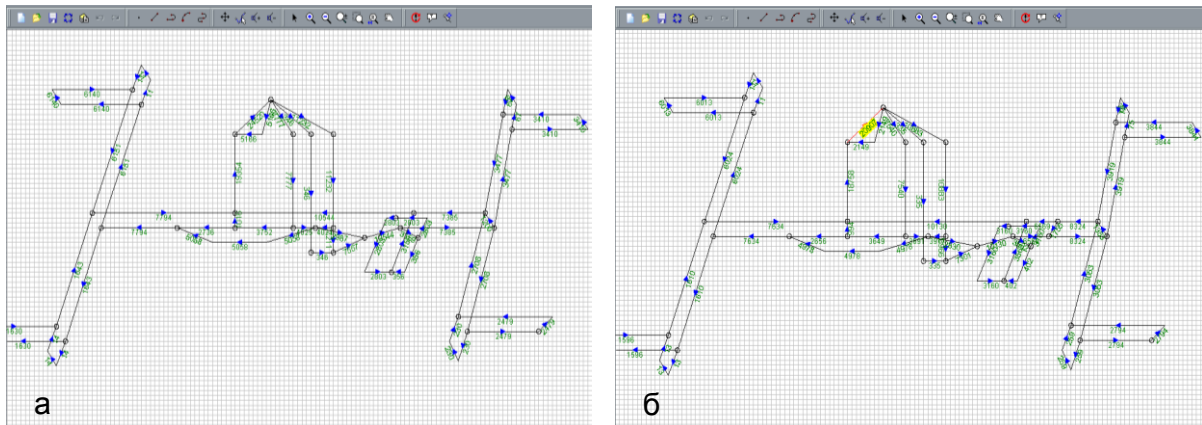


Рис. 1. а) упрощенная схема вентиляционной сети БКПРУ-4 без применения рециркуляции; б) упрощенная схема вентиляционной сети с применением рециркуляции.

В ветви № 1 установлена ГВУ ВЦД – 4,5, скорость вращения 400 об./мин. Напор вентиляторной установки 208,4 мм вод. ст., затрачиваемая мощность 1205,1 кВт. На рис. 2, а показаны напорная, мощностная и КПД характеристики.

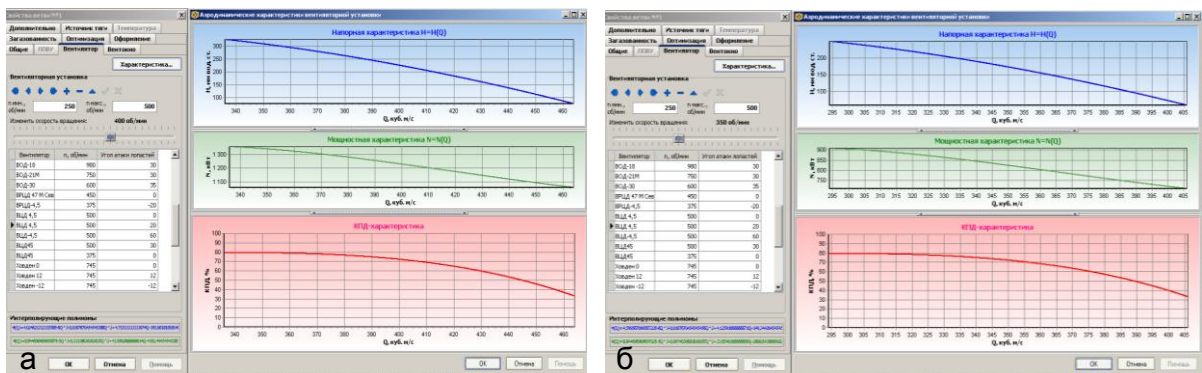


Рис. 2. Характеристика главной вентиляторной установки а) без применения рециркуляции, б) с применением рециркуляции

Повторное использование отработанного воздуха приводит к значительному снижению расходов на вентиляцию, уменьшает влияние метеорологических условий на поверхности на микроклимат подземных добычных участков, а также способствует улучшению качества проветривания. В соответствии с правилами безопасности максимальный процент рециркуляции 30 % [2]. Повторное использование отработанного воздуха позволяет снизить скорость вращения с 400 оборотов в минуту до 350. При этом производительность ГВУ снижается с 23934,2 до 20053 м³/мин., а также, соответственно и потребляемая мощность с 1205 до 826,4 кВт.

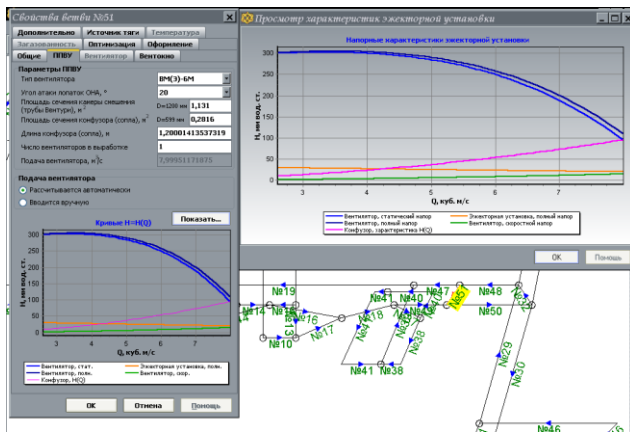


Рис. 3. Характеристика рециркуляционной установки ВМ(Э) – 6М

Проанализировав газораспределение в ветвях (рис. 4, а и б) можем сказать, что концентрация газов при частичном повторном использовании воздуха не превышает предельно допустимой концентрации, на графике видно что сначала идет процесс увеличения концентрации, затем этот процесс выходит на стационарный режим и далее концентрация на повышается. В результате использования рециркуляционных установок на рудниках появилась возможность снижения оборотов главной вентиляторной установки при обеспечении требуемых параметров подачи воздуха на панели и в рабочие зоны, что позволило существенно сэкономить потребление электроэнергии главной вентиляторной установкой.

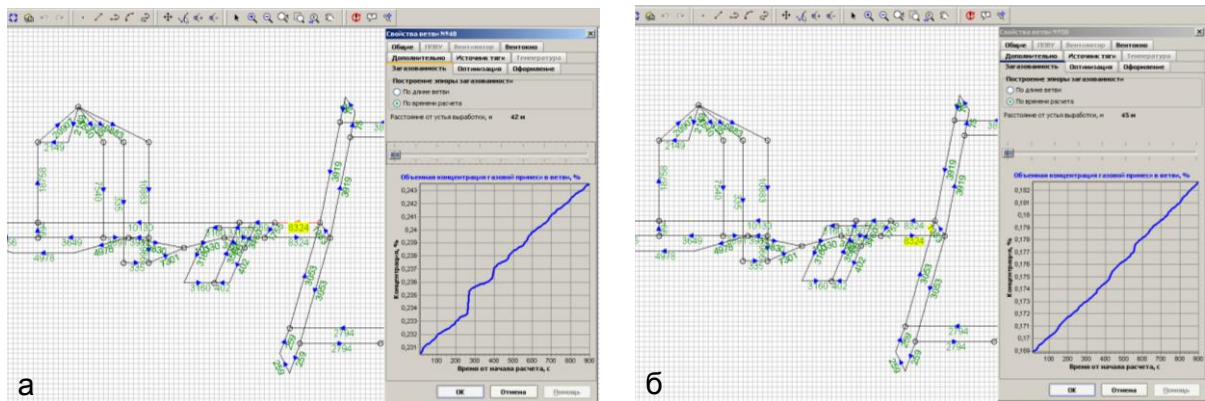


Рис. 4. Загазованность ветви по времени рсчета: а) на исходящей струе, до рециркуляционной сбойки, б) входящая струя после рециркуляционной сбойки

Литература

1. Мохирев Н.Н., Проветривание подземных горнодобывающих предприятий. – Пермь, 2001.
2. Технологический регламент по организации проветривания рудников – Екатеринбург: ОАО «Уралкалий», 2000.
3. Медведев И.И., Красноштейн А.Е. Аэрология калийных рудников, 1990.
4. Материалы ежегодной научной сессии Горного института УрО РАН по результатам НИР в 2006. – Пермь, 2007.