

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

11-12 апреля 2011 г.

МАРКШЕЙДЕРИЯ, ГЕОМЕХАНИКА И ГЕОТЕХНОЛОГИИ

УДК 621.1:528(076)

ПЕРСПЕКТИВЫ ВНЕДРЕНИЯ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ИНТЕГРИРОВАННЫХ СИСТЕМ ДЛЯ МАРКШЕЙДЕРСКОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ ШАХТ ОАО «СУБР»

ПЕШКИН А. А., ГОЛУБКО Б. П., ШЕВЕЛЕВ А. А.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Развитие компьютерных технологий привело к коренным изменениям во многих сферах деятельности. В настоящее время многие горнодобывающие предприятия ставят перед собой задачу внедрения автоматизированных систем планирования и проектирования горных работ. Особенно существенно продвинулись в этом вопросе предприятия, осуществляющие ведение горных работ открытым способом, но также данные системы применяются на ряде предприятий, ведущих подземные горные работы.

В ОАО «Севуралбокситруда» также назрела необходимость внедрения подобных систем, поскольку ведение исполнительной геолого-маркшейдерской документации и подготовка основ для проектирования горных работ требует большей оперативности, точности, надежности и объективности.

На мировом рынке программного обеспечения в настоящее время предлагается свыше 10 горно-геологических интегрированных систем, которые содержат примерно одинаковый стандартный набор модулей.

В системах разных компаний обычно предлагаются многочисленные дополнения к стандартному набору, которые заметно расширяют возможности программного продукта.

В настоящее время в ОАО «СУБР» геологические, маркшейдерские и технологические службы находятся на морально и технически устаревшем уровне, это обусловлено следующими факторами:

- применение «лоскутно-электронной» и «бумажной» технологии – составление рабочих проектов, календарных планов ведения горных работ, съемки фактического положения горных работ, вручную ведется и пополняется значительный объем горно-графической документации;

- технологии проектирования и расчетные методики, основанные на использовании такой документации, требуют значительных людских и временных ресурсов;

- маркшейдерские съемки фактического положения горных выработок производятся с применением морально устаревших технических средств и методик;

- маркшейдерско-геологическая и технологическая службы не обеспечены современными компьютерами;

- кадровый состав геолого-маркшейдерской службы имеет ограниченные навыки работы на компьютерах.

Проанализировав ситуацию, существующую на данный момент в ОАО «СУБР», можно сделать предварительные оценки:

1. На СУБРе отсутствует единая электронная система документации геолого-маркшейдерской и технологической службы.

2. Отсутствие современного информационного обеспечения ведения горных работ может привести в будущем к невозможности использования новых технических средств, которые необратимо придут на смену используемым в настоящее время и производство которых в ближайшем будущем будет прекращено (например оптические маркшейдерские приборы).

3. Электронной системой, объединяющей геолого-маркшейдерскую и технологическую информацию, могут являться такие системы, как Surpac, Datamine.

Возможные сложности при реализации проекта.

1. Затраты:

- стоимость ПО (10-70 тыс. \$ и выше);
- обеспечение маркшейдерско-геологической службы современными компьютерами;
- обеспечение шахт электронными и цифровыми маркшейдерскими приборами;
- обучение специалистов.

2. Большой объем графической информации необходимо перевести в электронный вид.

3. Необходимость изменения методических указаний и инструкций по ведению геологических, маркшейдерских работ, по ведению проектирования, а также изменение должностных инструкций для работников инженерно-технических служб рудников.

4. Освоение и внедрение электронных и цифровых маркшейдерских приборов.

Эффективность от внедрения систем автоматизированного планирования и проектирования горных работ зачастую очень сложно, а порой и невозможно выразить в натуральном выражении. Вместе с тем, опыт внедрения таких систем на горнодобывающих предприятиях показывает, что эффект от внедрения достигается за счет:

- уменьшения риска при принятии решений. Применение автоматизированной системы будет оправданно, если это позволит избежать хотя бы одной грубой ошибки при ведении горных работ из-за решения, принятого на основе недостоверной или неполной информации;
- сокращения затрат на ведение горных работ за счет более обоснованных и оптимальных решений при проектировании и планировании горных работ;
- повышения достоверности и точности подсчета запасов, повышение точности подсчета потерь полезного ископаемого в недрах, снижение разубоживания;
- сокращения времени принятия решений и времени ответной реакции на изменение ситуации за счет возможности быстрого доступа к информации;
- сокращения времени на производство маркшейдерских работ при одновременном повышении точности этих работ;
- снижения вероятности искажения данных, так как исключаются ошибки при копировании и переносе информации, обеспечивается целостность данных и их сохранность;
- увеличения производительности труда специалистов при работе в едином информационном пространстве за счет исключения потерь времени на подготовку и передачу информации между подразделениями;
- появления возможности анализа прошлых операций и уточнения параметров добычи за счет легкого доступа к информации о ранее принятых технологических решениях.

Исходя из вышеизложенного, можно сделать вывод, что внедрение автоматизированных систем на СУБРе при нынешнем положении дел возможно. Это потребует материальных затрат на приобретение ПО, современных компьютеров, оборудования, обучение персонала. Также будет необходимо произвести оцифровку большого объема горной графической документации, изменение методических указаний и должностных инструкций для геолого-маркшейдерской службы.

Успешное внедрение автоматизированных систем планирования и проектирования горных работ на СУБРе позволит повысить достоверность и точность подсчета запасов, а также потерь полезного ископаемого в недрах, снизить разубоживание, организовать единый электронный документооборот, увеличить производительность труда специалистов при работе в едином информационном пространстве, сократить время на производство маркшейдерских работ при одновременном повышении точности этих работ, оптимизировать планирование.

УСЛОВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ ОБЛЕГЧЕННЫХ ВИДОВ КРЕПИ И ИХ ВЫБОР В ЗАВИСИМОСТИ ОТ КАТЕГОРИИ УСТОЙЧИВОСТИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

БРЕЖАТЕНКО Н. В., НИКИТИН И. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

При проектировании горных выработок предусматриваются инженерные мероприятия, обеспечивающие их надежную эксплуатацию в течение длительного периода. Эти мероприятия заключаются в искусственном укреплении горных пород, вмещающих горные выработки, или возведение строительных конструкций (крепей и обделок), непосредственно воспринимающих со стороны породного массива [1].

Нередко в одних и тех же геомеханических и технических условиях можно применять крепи самых различных конструкций. В этом случае наиболее рациональный способ скрепления выработок выбирается по экономическому критерию, критерию безопасного ведения работ и легкости возведения крепи.

Применение облегченных видов крепей в настоящее время является прогрессивным и экономически выгодным. Анкерная крепь и набрызгбетон в зависимости горно-геологических условий могут применяться как в самостоятельном виде, так и комбинированно в сочетании с металлической сеткой, металлическими арками и другими видами крепей.

В зависимости от состояния пород и проявления горного давления в выработках шахт ОАО «Севералюбокситруда», ОАО «Богословское рудоуправление», ОАО «Евразруда» применяются следующие виды облегченных крепей: набрызгбетонная; анкерная; комбинированная из анкеров, металлической сетки и набрызгбетона.

По результатам расчетов в соответствии с категорией устойчивости массива горных пород рекомендуется применять следующие виды крепи для горных выработок различного назначения (см. таблицу): выработок горно-капитальных работ (ГКР), подготовительных работ (ГПР) и нарезных работ (ГНР).

Основное преимущество облегченных видов крепи (анкерных, тросовых, штанговых) заключается в том, что они способны выдерживать большую нагрузку, чем установленные в большинстве шахт железобетонные крепления. Это, свою очередь, обеспечивает большую безопасность горных работ. Кроме того, при вполне сопоставимой стоимости тех и других, срок службы легкого крепления как минимум в 2 раза выше, что существенно сокращает расходы на установку и эксплуатацию.

За последнее десятилетие специалистами выше названных предприятий, научно-исследовательскими организациями накоплен опыт исследований геодинамической обстановки и проявления горного давления, поддержания выработок и получения новых результатов теоретических и экспериментальных исследований геомеханических процессов при разработке рудных месторождений. Ведутся работы по испытанию облегченных крепей в сложных горнотехнических и геомеханических условиях глубоких горизонтов шахт ОАО «СУБР», а также работы по их совершенствованию [2].

Выбор рекомендуемых видов крепи в зависимости от категории устойчивости массива горных пород

Характеристика руд и пород	Категория устойчивости	Вид работ	Постоянная крепь		Временная крепь	
			Вид крепи	Допустимое отставание от забоя	Вид крепи	Допустимое отставание от забоя
1	2	3	4	5	6	7
Весьма устойчивые	I	ГКР	Набрызгбетон	50 м	-	-
		ГПР	Набрызгбетон	50 м	-	-
		ГНР	Не требуется	-	-	-
Устойчивые	II	ГКР	Набрызгбетон	20 м	Не требуется	Не требуется
		ГПР	Набрызгбетон	20 м	Не требуется	Не требуется
		ГНР	Не требуется	-	Не требуется	Не требуется

1	2	3	4	5	6	7
Средней устойчивости	III	ГКР	Железобетонные, тросовые, полимерные штанги + набрызгбетон	15 м	Железобетонные, тросовые, полимерные штанги, набрызгбетон	10 м
		ГПР	Железобетонные, тросовые, полимерные штанги + набрызгбетон	15 м	Железобетонные, тросовые, полимерные штанги, набрызгбетон	10 м
		ГНР	Железобетонные, тросовые, полимерные штанги, набрызгбетон	20 м	Не требуется	Не требуется
Слабой устойчивости	IV	ГКР	Железобетонные, тросовые, полимерные штанги + сетка металлическая + набрызгбетон	Сетка + набрызг-бетон – 20 м	Железобетонные, тросовые, полимерные штанги	Вслед за подвижением забоя
				Металлическая арочная СВП-17, 22 – 5 м	Деревянная подвесная, набрызгбетон	Вслед за подвижением забоя
		ГПР	Железобетонные, тросовые, полимерные штанги + сетка металлическая + набрызгбетон	Сетка + набрызг-бетон – 20 м	Железобетонные, тросовые, полимерные штанги, набрызгбетон	Вслед за подвижением забоя
				Металлическая арочная – 5 м	Деревянная подвесная, набрызгбетон	Вслед за подвижением забоя
		ГНР	Бетонная, железобетонная	5 м	Деревянная подвесная, набрызгбетон	Вслед за подвижением забоя
Неустойчивые	V	ГКР	Бетонная, железобетонная	Бетонная, железобетонная – 5 м	Деревянная подвесная, набрызгбетон	Вслед за подвижением забоя
		ГПР	Бетонная, железобетонная	Бетонная, железобетонная – 5 м	Деревянная подвесная, набрызгбетон	Вслед за подвижением забоя
		ГНР	Бетонная, железобетонная	Бетонная, железобетонная – 5 м	Деревянная подвесная, набрызгбетон	Вслед за подвижением забоя

Стоит отметить, что в настоящее время на рудодобывающих шахтах «Евразруды» и Высокогорского ГОКа рассматриваются предложения по практическому переводу на облегченные виды крепления горных выработок, в порядке эксперимента уже установлено несколько новых видов креплений. Если они зарекомендуют себя положительно в имеющихся горно-геологических условиях, то будет решаться вопрос о более широком их применении.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Заславский Ю. З., Мостков В. М. Крепление подземных сооружений: учебник. – М.: Недра, 1979.
2. Инструкция по выбору типа и параметров крепи капитальных и подготовительных горных выработок шахт Североуральского бокситового бассейна. – СПб.: редакция СПГТИ (ТУ), 2005.

ПРИМЕНЕНИЕ НАЗЕМНОЙ ЛАЗЕРНО-СКАНИРУЮЩЕЙ СЪЕМКИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

ВЕРЕЙКИН П. Н., ГОЛУБКО Б. П.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Одним из первых горнорудных предприятий России, начавшим активно использовать наземную лазерно-сканирующую съемку при ведении горных работ, стал Качканарский горно-обогатительный комбинат. Работы по выбору подходящего оборудования велись в течение двух лет в период 2005-2007 годов, за это время на карьерах Качканарского ГОКа побывали представители различных фирм производителей лазерных сканирующих систем. В результате этих визитов представители комбината получили возможность на практике оценить все возможности различных лазерных сканеров, что позволило сделать выбор в пользу наземного лазерного сканера Австрийской фирмы Riegl. Основными требованиями к лазерному сканеру стали: дальность измерений не менее 600 м; возможность применения сканера в условиях отрицательных температур; возможность быстро и достоверно координировать сканер в полевых условиях; возможность использования данных, полученных в результате съемки, с использованием стороннего программного обеспечения. Таким образом, выбор был сделан в пользу лазерного сканера Riegl LMS-Z420i.

Достоинствами данной модели сканера являются: возможность выполнения съемки на дистанциях до 1000 м., класс защиты от влаги и пыли IP64 позволяет выполнять съемку в условиях сильной запыленности и при морозящем дожде, при использовании термостабилизации (внешнего обогрева) съемка сканером выполняется до температур $-30\text{ }^{\circ}\text{C}$, а также ориентировка сканера в карьере выполняется всего по одной отражающей марке.

Основной целью приобретения лазерного сканера была необходимость заменить непроизводительную наземную стереофотосъемку на более производительные способы выполнения дистанционной съемки. Так, на конец месяца время, затрачиваемое для выполнения съемки маркшейдерского замера трех карьеров Качканарского ГОКа при применении лазерного сканирования, занимает не более двух рабочих дней, в среднем 3-4 часа на карьер. При этом лазерное сканирование позволяет прямо в процессе выполнения съемки определить мертвые зоны на сканах и при необходимости сразу выполнить сканирование с дополнительных точек стояния, даже непосредственно из забоя экскаватора.

Немаловажным фактором является и то, что результаты лазерной сканирующей съемки доступны для обработки сразу после передачи на сервер с полевого компьютера, тогда как при стереофотосъемке к обработке снимков можно приступить только на следующий день после выполнения съемки.

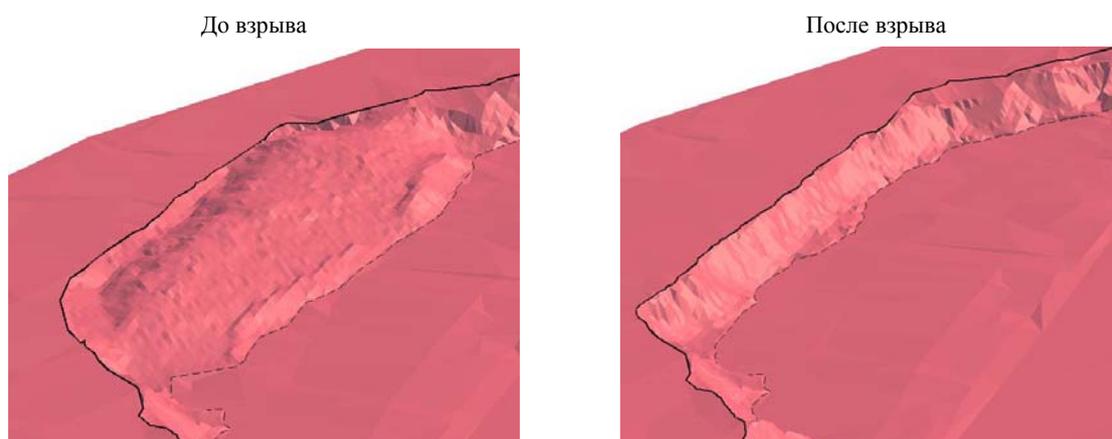
Уже через месяц после внедрения лазерного сканирования появилась возможность полностью отказаться от стереофотосъемки.

Еще одним преимуществом внедрения лазерной сканирующей съемки явилось и то, что появилась возможность выполнять съемку развалов взорванных блоков. На основе 3D моделей, полученных в результате съемки, производят определение коэффициентов разрыхления для каждого взорванного блока. С течением времени, на основе множественного анализа коэффициентов разрыхления, для каждого карьера было определено среднее значение коэффициента разрыхления, применяемое при определении средней загрузки карьерного транспорта в течение месяца. Определение коэффициентов разрыхления взорванных блоков позволило выполнять вычисление объемов вынутой горной массы в рыхлом виде и достоверно осуществлять переход от рыхлого вида к целику, что весьма актуально для блоков, отгрузка которых осуществляется автомобильным транспортом, когда конфигурация забоя не имеет линейно-вытянутую форму как при использовании железнодорожного транспорта.

Цифровые модели развалов взорванных блоков оказались весьма полезны геологической службе карьеров. По файлам поверхностей развала и последнего взорванного ряда производится ограничение блочной модели. Блочная модель заполняется по содержанию

полезного компонента. По заполненной блочной модели геологической службой выполняется недельно-суточное планирование горных работ и выдается сменный наряд для каждого экскаватора (см. рисунок).

Появление цифровых моделей развалов блоков дало возможность провести детальный анализ производства массовых взрывов. Появилась возможность построения любых разрезов и определения всех геометрических характеристик развала. Полученные модели были использованы представителями Института горного дела УрО РАН при выполнении научно-исследовательской работы по исследованию и разработке параметров БВР, повышающих эффективность дробления и перемещения горной массы при применении ЭВВ, проводимой в 2008-2009 годах.



Для определения коэффициента разрыхления выполняется сканирование взрываемого блока непосредственно перед взрывом для определения объема остатка взорванной горной массы предыдущего блока и после взрыва – для определения объема блока в рыхлом виде

В 2007 году на Главном карьере Качканарского ГОКа в качестве эксперимента была выполнена съемка оползневого участка северо-западного борта карьера. По результатам сканирования была построена цифровая модель оползневого участка, по которой были отстроены разрезы и уточнено положение бровок в недоступных местах, что позволило уточнить контуры зоны подверженной деформациям. Лазерное сканирование оказалось великолепным дополнением для традиционных методов наблюдений за сдвижением оползневого участка и с 2007 года выполняется каждую весну после схода снежного покрова.

Лазерное сканирование нашло свое применение и для нужд проектного отдела комбината, были выполнены съемки корпусов крупного среднего и мелкого дробления, как снаружи, так и изнутри, и была построена жесткая каркасная модель для проектирования установки нового оборудования.

Приобретение лазерного сканера и использование наземной лазерно-сканирующей съемки в повседневном производственном процессе явилось весьма значимым событием для Качканарского горно-обогатительного комбината в условиях постоянно увеличивающихся темпов роста производства и постоянном увеличении объемов добываемой горной массы.

Применение лазерной сканирующей съемки позволило горнякам и другим специалистам, обслуживающим горные работы, в короткие сроки получать достоверную и весьма полную информацию о ситуации в карьерах как в виде конкретных цифр определенных объемов отгруженной горной массы, так и в виде цифровых моделей карьеров, построенных по облакам точек сканирования, на которых отражены мельчайшие детали ситуации, такие как положение опор ЛЭП, оставленные кучи негабарита, положение экскаватора в забое. У специалистов геологической службы появилась возможность быстро и достоверно выполнять оперативное планирование и при необходимости вносить любые изменения в сменный наряд экскаватора.

Лазерно-сканирующая съемка нашла широкое применение при ведении горных работ на Качканарском ГОКе, при этом спектр решаемых с ее помощью задач постоянно расширяется.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ГОРНЫХ ОБЪЕКТОВ. ПУТИ СОЗДАНИЯ. ВОЗНИКАЮЩИЕ ПРОБЛЕМЫ

ВЛАСОВ Д. С., ГОРДЕЕВ В. А.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Горные предприятия как объекты проектирования и управления являются сложными структурами для математического моделирования. Они представляют собой многофакторные природно-технологические комплексы, развивающиеся в пространстве в течение длительного времени (до 20-30 лет и более) и характеризующиеся большими объемами информации различного типа.

Таким образом, возникает необходимость в таких компьютерных моделях и базах данных, которые были бы ориентированы на обработку больших массивов информации в допустимые сроки.

Компьютерное моделирование даёт возможность абстрагироваться от несущественных характеристик объектов, изменять пространственно-временные и другие масштабы протекающих в них процессов. Моделирование позволяет изучать объекты, прямой эксперимент над которыми затруднён, экономически невыгоден либо вообще невозможен в силу тех или иных причин. Математическое моделирование – практически единственный инструмент для изучения сложных горнотехнических и горно-экономических явлений. Для определения оптимальных значений параметров объектов их экономико-математические модели исследуются с помощью аппарата математического программирования.

В горном деле применяются два способа математического моделирования: аналитический, предполагающий возможность весьма точного математического описания строго детерминированных систем, и вероятностный, позволяющий получить не однозначное решение, а его вероятностную характеристику.

Математическое моделирование даёт возможность выбирать оптимальные режимы работы горнотехнического оборудования, определять наилучшие параметры. Математическое моделирование горного производства совершенствуется в направлении динамизации моделей и введения в них обратных связей, определения рациональной математической формы моделей, разработки методов их адекватного исследования на ЭВМ, определения необходимой степени детализации моделей, учёта принципов системного подхода и фактора надёжности при моделировании.

На данный момент существует необходимость в таких компьютерных моделях и базах данных, которые были бы ориентированы на компьютерную обработку больших массивов информации в практически допустимые сроки.

Основой для создания компьютерной модели горно-технологического объекта является совокупность существующей на предприятии геолого-маркшейдерской графической и аналитической документации.

Таким образом, выделился ряд вопросов:

- выбор компьютерных моделей и баз данных, которые были бы ориентированы на компьютерную обработку больших массивов информации в допустимые сроки;
- использование для решения первой задачи векторной модели месторождения и горно-геологической модели;
- пополнение, обновление и детализация созданной компьютерной модели горно-технологического объекта;
- обоснование необходимости создания виртуально-реалистичных моделей;
- выбор программного продукта для осуществления поставленных задач, при условии минимизации бюджета и доступности освоения;
- отработка виртуально-реалистичной модели горно-технологического объекта.

За прошлые годы 3D компьютерная графика штурмом захватила мир. Коммерческие и научные презентации также выполняются в 3D. Даже целые тренировочные программы имеют место в виртуальной реальности.

Хотя 3D компьютерная графика достигла потокового статуса, в действительности ее создание все еще требует больших усилий. Только с помощью специализированных инструментов возможно своевременное получение убедительного результата.

При создании модели можно выделить следующие основные этапы:

1. Подготовительный – сбор и обработка информации о геологии района расположения тоннелей, проекта на строительство, маркшейдерская документация.

2. Создание цифрового плана местности – геоинформационной модели поверхности в зоне объекта, заполнение баз данных, нанесение границ расположения объекта, геологической изученности.

3. Геокартирование – создание цифровой геологической карты, построение разрезов.

4. Объединение цифрового плана местности, цифровых геологических разрезов, баз данных.

5. Трехмерное моделирование: каркасное моделирование ландшафта, каркасное моделирование геологических тел, каркасное моделирование подземных сооружений, создание твердотельных моделей на основе каркасных, создание реалистичных моделей – наложение текстуры, подбор цветовой гаммы, работы по созданию источников света,

6. «Обкатка моделей» – создание на основе модели демонстрационных роликов, фотореалистичных изображений; проверка работоспособности баз данных, проведения *SQL* запросов и анализов, объединение с внешними базами данных, создание отчетов; проверка возможности создания исходной картографической документации (планы, разрезы, аксонометрические проекции).

7. Создание виртуальной модели – экспорт реалистичной модели в модули создания виртуальных моделей, описание гравитационных данных.

При создании модели можно выделить следующие проблемы: необходимость в высокопроизводительных рабочих станциях, минимальная квалификация инженерного персонала в области трехмерного моделирования, необходимо разделять проектирование трехмерных моделей и создание виртуальных моделей, которые являются производным продуктом горно-геоинформационной модели.

Проблема автоматизации геолого-маркшейдерских графических работ включает в себя два аспекта, связанных с математическим моделированием свойств геолого-промышленных объектов, математическим моделированием графических документов и моделирование процессов преобразования информации, полученной с помощью первой модели, в графическую информацию.

Обновление модели может быть реализовано двумя путями:

– на основе геолого-маркшейдерских наблюдений и измерений создается графическая и аналитическая документация, затем эта документация вносится в существующую модель;

– все изменения вносятся в компьютерную модель, непосредственно используя результаты измерений напрямую.

Наиболее ближе к потребителям (проектировщикам, производственникам, горнякам) является САПР (в качестве графического редактора), но не стоит исключать из внимания, что возможно объединение САПР и ГИС. Тем более, когда ставится задача создания модели уже существующего горно-технологического объекта.

Важным положительным качеством компьютерных математических моделей является то, что они легко корректируются по мере получения дополнительных данных или по иным причинам, причем современные программные средства позволяют уточнять строение модели только в локальном объеме, ограниченном сферой влияния вновь вносимой информации, без ее перестройки за пределами этой области. Такая возможность резко повышает оперативность построений, особенно если корректировка ведется в интерактивном режиме.

Трехмерные модели могут позволить: построить разрез по любой вертикальной, горизонтальной или иной другой геометрии поверхности; выделять любые геологические тела и рассматривать их с любой точки (вращать, влезать вглубь и так далее); строить объемные карты с показом литофаций и любых других характеристик (например, пористости, обводненности, геохимических характеристик, контуров рудных тел).

ВЫЯВЛЕНИЕ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ У КОНТАКТОВ ПОРОД И РУДНОЙ ЗАЛЕЖИ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ИХ ТЕКТОНИЧЕСКОГО ПРОИСХОЖДЕНИЯ

ГУБАНОВ Д. В.

Уральский филиал «ВНИМИ»

Исследование тектонических нарушений является неотъемлемой частью геодинамического районирования. Из всего многообразия тектонической нарушенности, расположенной в пределах месторождения, необходимо выявить нарушения, способные к проявлению подвижек в динамической форме. Это так называемые активные по способности к подвижкам тектонические нарушения. Практика ведения горных работ у активных тектонических нарушений на удароопасных месторождениях указывает, что такие нарушения остаются активными на всем протяжении своего залегания. То есть приближение к такому дизъюнктиву горных работ на любом его участке создает возрастание сейсмической активности, возникновение динамических разрушений в виде горно-тектонических ударов. Проведение исследований у таких активных тектонических нарушений позволили выявить некоторые особенности их напряженного состояния и условий реализации подвижки.

Так, по исследованиям на шахтах СУБРа установлено, что у активных нарушений у шва, в крыльях формируется неравномерное, разнонаправленное, неравнокомпонентное, напряженное состояние [1]. В период подготовки к подвижке максимальное напряжение в одном или обоих крыльях ориентировано субпараллельно сместителю, то есть идет накопление касательных сдвиговых напряжений. При превышении сдвиговых над нормальными ко шву компонентов напряжений в 1,5-2 раза вероятность подвижки возрастает. Кроме того, у активных тектонических нарушений происходит возрастание общего уровня напряженности, когда максимальные напряжения превышают 70 % от прочности пород в массиве.

Результаты приведенных исследований были использованы для анализа результатов определения напряженности в условиях подземного рудника Гайского ГОКа. Цель исследований заключалась в определении, являются ли контакты вмещающих пород лежачего и висячего бока нарушениями тектонического происхождения и обладают ли они активностью к подвижкам.

Для того, чтобы оценить характер поведения участка массива и его принадлежность либо к тектонической нарушенности, либо просто к контакту руды и породы, был выбран участок орта камеры №83/4 гор. 830, северная стенка со стороны лежачего бока.

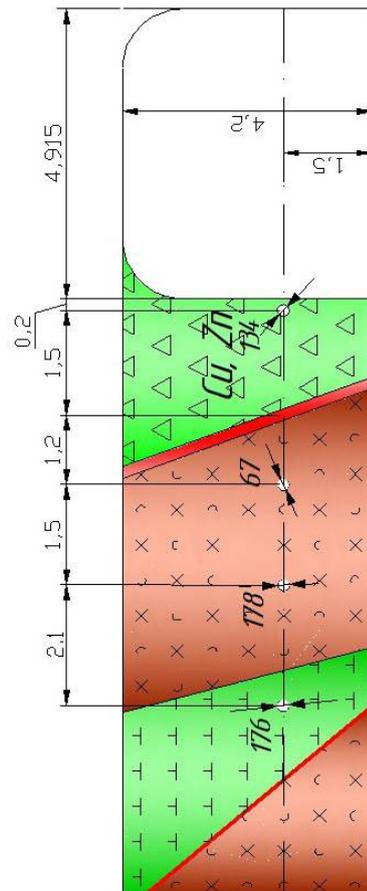
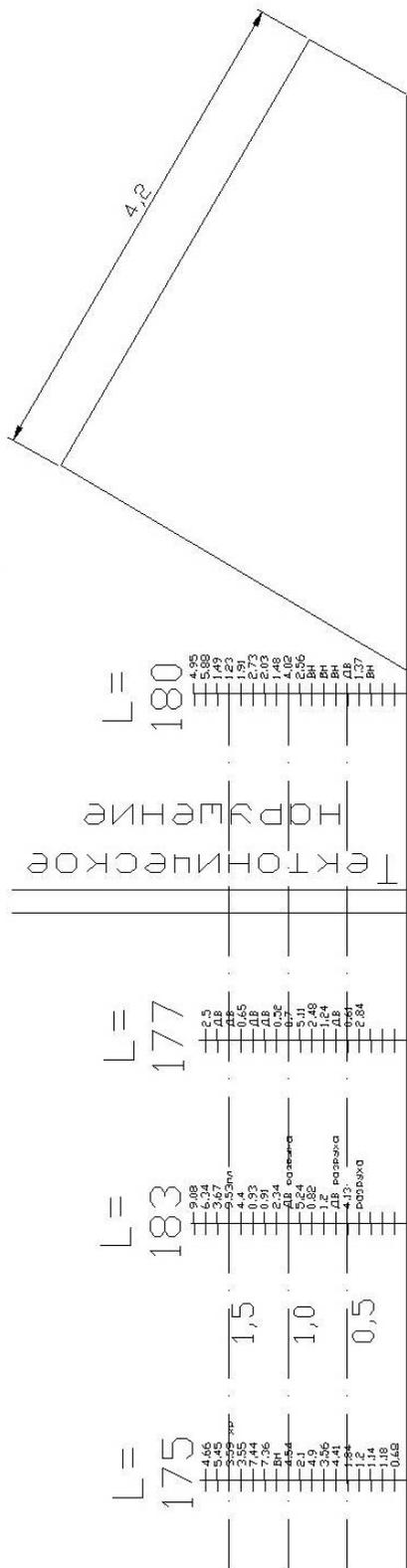
Участок массива с контактом лежачего бока и руды включал, кроме того, сопутствующий контакт разновидностей пород лежачего бока (см. рисунок). На этом участке было пробурено четыре шпура в разных породах. Два шпура (№ 1 и № 2) были пробурены на равных расстояниях от основного шва, являющегося контактом лежачего бока и рудной залежи. Два других шпура № 3 и № 4 пробурены вблизи другого контакта, разделяющего разновидности пород лежачего бока.

Шпур № 1 глубиной 180 см находится в сплошной медно-цинковой руде в 30 см от сопряжения с засечкой.

Шпур № 2 глубиной 177 см находится в туфах андезит-дацитового состава. Между шпурами № 1 и № 2 на расстоянии 1 м от каждого располагается шов нарушения с зоной дробления 20-40 см.

Шпур № 3 глубиной 183 см также находится в туфах андезит-дацитового состава менее трещиноватых, чем в месте шпура № 2.

Шпур № 4 глубиной 175 см находится в крепких диабазах. Между шпурами № 3 и № 4 располагается шов контакта этих пород. Шов плотный, без зоны дробления.



Распределения напряжений по глубине шпуров в крыльях тектонического нарушения

В измерительных шпурах было произведено поинтервальное вдавливание пуансона в стенку шпура с помощью прибора МГД. В каждом интервале шпура произведено вдавливание в трех направлениях под углом 120° друг к другу. По результатам вдавливаний в каждом интервале определялся коэффициент удароопасности, характеризующий напряженность массива в данной точке хрупко-упругих пород и по методике [2] определялись направления наибольшего, наименьшего напряжения, и их соотношения.

Проведение вдавливаний указывает, что в целом на участке отмечается повышенная напряженность. Менее прочные, но упругие туфы имеют более высокую нагруженность, чем руда. Коэффициент напряженности в максимуме на глубине 1 м достигает предельные значения (0,65-0,8). На участке диабаз более пригнута самая кромка массива. То есть, если принять контакт руды и туфов за тектоническое нарушение, то здесь в подтверждение этого предположения явно выявляется разница в напряженном состоянии: соотношение максимального напряжения к минимальному в крыльях 1,54 и 2,25, коэффициенты удароопасности $K_{уд}$ равны 2,5 и 1,85 соответственно. Кроме того, по направлению действия наибольшего главного напряжения в крыльях нарушения имеется резкое различие, то есть они имеют противоположную направленность. Причем в обоих крыльях наибольшее напряжение ближе к горизонтальному направлению. Это указывает на то, что в данный период блокируются условия подвижности по шву нарушения.

Другой характер распределения напряжений у контакта пород туфов и диабаз (шпуры № 3 и № 4).

Направление действия наибольшего напряжения в крыльях шва контакта практически совпадает и имеет вертикальную направленность. Близким является и соотношение наибольшего и наименьшего напряжений – порядка 2.

Таким образом, по ряду признаков: неравнокомпонентность в крыльях, разнонаправленность наибольших компонент напряжений, повышенная напряженность – контакт лежачего бока и руды является **тектоническим нарушением**. Зона дробления у дизъюнктива может указывать на вероятность ранее возникающих подвижек, происходящих по шву. Однако это нарушение не относится к активным. В случае заземления шва такого тектонического контакта руды с породой возможно на отдельных участках возникновение концентрации напряжений, особенно в зоне опорного давления от выемочных работ. Также заземление и накопления (концентрации) могут привести к динамическим разрушениям и подвижкам по контакту руды с породами лежачего бока.

Таким образом, по геомеханическим признакам контакт лежачего бока с рудной залежью имеет тектоническое происхождение со сложным неравномерным напряженным состоянием в крыльях, вблизи шва нарушения.

Сложное неравномерное состояние у тектонических швов формируется при его образовании и сохраняется в массиве. В процессе ведения горных работ, когда нарушение попадает в зону опорного давления от выемочных работ, происходит взаимодействие, суперпозиция двух полей: природного формируемого вблизи тектонического концентратора и техногенного от зоны опорного давления, что может привести к разрушениям выработок на участке шва – контакта руды и породы.

Контакт двух разновидностей пород – туфов андезит-дацитового состава и диабазов не является по природе тектоническим, и вблизи шва контакта не обнаружено существенных изменений напряженного состояния.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Методические рекомендации и указы по повышению безопасности ведения горных работ в удароопасных условиях у тектонических нарушений на шахтах СУБРа. – Североуральск: 1994. – 81 с.
2. Методические указания по определению механических свойств и напряжений в массиве приборами МГД. – Л.: 1979. – 28 с.

ОБСЛЕДОВАНИЕ ЗДАНИЙ И СООРУЖЕНИЙ, РАСПОЛОЖЕННЫХ ВДОЛЬ ПЕРВОГО ПУСКОВОГО УЧАСТКА ПЕРВОЙ ЛИНИИ ЧЕЛЯБИНСКОГО МЕТРОПОЛИТЕНА

КАНКОВ Е. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В настоящее время ведется активное строительство метрополитенов в крупных городах России, в число которых входит г. Челябинск. Как правило, большая часть трассы метрополитена проходит по плотной городской застройке, и в зону влияния строящихся выработок попадают большое количество зданий и сооружений, в число которых входят и памятники архитектуры.

В ходе ведения строительных работ по созданию линии метрополитена возникают деформации земной поверхности, вызванные следующими факторами:

- оседания дневной поверхности в результате проходки тоннелей и понижения уровня грунтовых вод, инициированного проходкой тоннелей и создания котлованов;
- горизонтальные смещения приповерхностных грунтов в результате создания котлованов;
- сейсмические воздействия от взрывных работ на здания и сооружения.

Для определения значений предельных допустимых деформаций необходимо знать техническое состояние конструкций зданий и сооружений, попадающих в зону влияния горных работ.

Трасса метрополитена была разбита на участки обследования в соответствии с планами линии первого и второго этапов строительства, предоставленными ОАО «Метрогипротранс». При выполнении обследования зданий, расположенных вблизи проектируемой и построенной части I-го пускового участка линии метрополитена от ст. «Тракторозаводская» до ст. «Проспект Победы», использовались нормативные документы [2-6]. В общей сложности было обследовано более 300 зданий и сооружений, различной этажности и назначения. По данным обследования была составлена таблица, в которой указывались данные по каждому объекту (адрес, количество этажей, назначение, вид и характер дефектов, обнаруженных при обследовании). Согласно [3], все здания разделены по категориям состояния. По результатам обследования было установлено, что здания, находящиеся в нормальном состоянии (I категория), составляют 13,2 % от общего количества, в удовлетворительном состоянии (II категория) – 63,3 %, в неудовлетворительном состоянии (III категория) – 22 %, в аварийном (IV категория) – 1,5 %.

На основании распределения зданий по категориям их технического состояния были определены значения предельных дополнительных деформаций для каждой категории, приведенные в табл. 1.

Также необходимо было оценить уровень сейсмического воздействия взрывных работ на здания и сооружения, расположенных на поверхности, так как строительство метрополитена в г. Челябинске ведется с применением буровзрывных работ. Для этого использовался общепринятый критерий – допустимая скорость колебаний грунта в основании зданий и сооружений. Допустимой скоростью колебаний называется такая скорость, при которой сохранение зданий и сооружений полностью гарантировано, а возможные локальные деформации не превысят прогнозируемые. Допустимая скорость колебаний зависит от конструктивных особенностей, строительных материалов, назначения, технического состояния и сроков службы зданий или сооружений.

Значения допустимых скоростей колебания приведены в табл. 2.

Суммарный ранг охраняемого объекта, определяемый суммой частных рангов

$$P = P_c + P_m + P_t + P_y. \quad (1)$$

Значения частных рангов принимаются в зависимости от технического состояния объектов [4], типа строительных материалов, конструкции зданий, наличия антисейсмических усилений.

Таблица 1

Предельные дополнительные деформации оснований зданий и сооружений

Наименование и конструктивные особенности здания или сооружения	Категория состояния конструкции	Предельные дополнительные деформации			
		Максимальная осадка s_{\max} , см	Относительная разность осадок, $\Delta s/L$	Крен i	Кривизна подошвы фундамента ρ , 1/м
Многоэтажные бескаркасные здания с несущими стенами из крупных блоков или кирпичной кладки без армирования	I	4,0	$2 \cdot 10^{-3}$	$2 \cdot 10^{-3}$	$4 \cdot 10^{-4}$
	II	3,0	$1 \cdot 10^{-3}$	$1 \cdot 10^{-3}$	$1 \cdot 10^{-4}$
	III	1,0	$7 \cdot 10^{-4}$	$7 \cdot 10^{-4}$	$8 \cdot 10^{-5}$
	IV	0,4	$4 \cdot 10^{-4}$	$4 \cdot 10^{-4}$	$5 \cdot 10^{-6}$
	IV*	0	0	0	0
Многоэтажные и одноэтажные здания исторической застройки или памятники истории, культуры и архитектуры с несущими стенами из кирпичной кладки без армирования	I	-	-	-	-
	II	1,0	$6 \cdot 10^{-4}$	$6 \cdot 10^{-4}$	$2 \cdot 10^{-4}$
	III	0,4	$4 \cdot 10^{-4}$	$4 \cdot 10^{-4}$	$4 \cdot 10^{-5}$
	IV	0,2	$1 \cdot 10^{-4}$	$1 \cdot 10^{-4}$	$2 \cdot 10^{-6}$
	IV*	0	0	0	0

Примечания:

1. Здания исторической застройки или памятники истории культуры и архитектуры, как правило, не имеют I категорию состояния конструкций. Категорию IV имеют здания, находящиеся в предаварийном состоянии, категория IV* присваивается зданиям, находящимся в аварийном состоянии.

2. Значения кривизны подошвы фундамента здания приведены для случая его расположения в зоне влияния отрывки котлована строящегося здания.

Таблица 2

Допустимые скорости колебаний

Класс сооружения	Допустимые скорости колебаний (см/с) при суммарном ранге							
	1	2	3	4	5	6	7	8
I	2,8	1,6	1,0	0,6	0,3	0,2	0,1	-
II	4,6	2,8	1,6	1,0	0,6	0,3	0,2	0,1
III	7,5	4,6	2,8	1,6	1,0	0,6	0,3	0,2
IV	12,0	7,5	4,6	2,8	1,6	1,0	0,6	0,3

Поскольку сроки начала проходки тоннелей и создания котлованов в настоящее время неизвестны, перед началом работ может потребоваться повторное обследование конструкций.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. МГСН 2.07-01. Основания, фундаменты и подземные сооружения. – М.: 2003.
2. Рекомендации по обследованию и мониторингу состояния эксплуатируемых зданий, расположенных вблизи нового строительства или реконструкции. – М.: 2004.
3. МГСН 301-03-97. Методика определения аварийности строений.
4. СП 13-102-2003. Правила обследования строительных конструкций зданий и сооружений.
5. Разработка проектной документации наблюдательной станции, проведение расчетов деформаций грунтового массива, зданий, сооружений и коммуникаций, давления грунтопригруза при проходке щитовым комплексом и выдача рекомендаций по методам упрочнения участков, сложенных неустойчивыми грунтами по объекту «Строительство первого пускового участка первой линии метрополитена от станции «Тракторозаводская» до станции «Проспект Победы» в г. Челябинске: Отчет по научно-исследовательской работе ИГД УрО РАН. – Екатеринбург, 2010. – 78 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ РЕЗУЛЬТАТОВ ГИРОСКОПИЧЕСКОГО ОРИЕНТИРОВАНИЯ ВОЛОКОННО-ОПТИЧЕСКИМ ГИРОКОМПАСОМ ВОГК-2

КУЗЬМИЧ В. А., БАДУЛИН А. П.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Впервые гироскопические явления были замечены человеком еще в глубокой древности. Об этом свидетельствуют дошедшие до наших дней игрушки – волчки, изготовленные в Китае в III тыс. до н. э. Однако объяснение причин необычного поведения быстровращающихся тел, а затем практическое использование их свойств стали возможными лишь значительно позже, когда в XVIII в. Л. Эйлером были заложены основы механики движения твердого тела. Первая модель гироскопа была создана в 1852 г. французским ученым Л. Фуко.

В 1913-1914 г. одновременно в России и Германии была высказана мысль о применении в маркшейдерском деле гироскопического метода ориентирования. Данный метод был бы невозможен без создания гироскопических приборов, отвечающих требованиям маркшейдерского производства. Суть этих требований обычно сводится к точности и времени однократного определения азимута, надежности и удобству прибора в эксплуатации. Современный гирокомпас представляет собой сложный прибор, и для его создания потребовались многие десятилетия упорной работы. Наиболее совершенные приборы начали разрабатываться в 50-е гг. XX в. (в России – М-1). В последние годы в горнодобывающей и горно-строительной промышленности используются такие отечественные приборы, как МВТ2, МВТ4, «Меридиан», МВГ1 (Венгрия и Россия совместно), гиросприставка МГП. В 90-е гг. с наступлением экономического кризиса («перестройка») серийный выпуск этих приборов прекратился. Но горная промышленность продолжает развиваться, и возникла необходимость создания и применения новых приборов, отличающихся от ныне существующих.

Специалисты филиала ФГУП НПОА «ОКБ Автоматика» провели НИОКР «Галактика» по созданию волоконно-оптического гироскопа на основе связного изотропного одномодового оптического волокна, благодаря чему был создан не имеющий в мире аналогов волоконно-оптический гирокомпас ВОГК-2 (рис. 1).

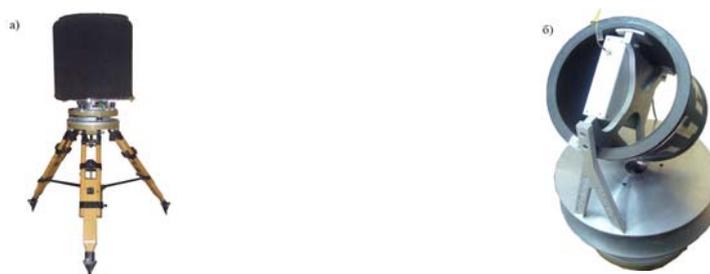


Рис. 1. Волоконно-оптический гирокомпас ВОГК-2:

а) общий вид; б) чувствительный элемент

Принципом действия ВОГК-2 является измерение высокочувствительным волоконно-оптическим датчиком угловой скорости (ДУС) четырех проекций угловой скорости вращения Земли (УСВЗ) на ось чувствительности ДУС, механически устанавливаемую в четыре ортогональные положения под углом 45 градусов к горизонту, и последующее аналитическое определение дирекционного угла (патент НПОА №2340875). Каждая проекция УСВЗ измеряется в течение 30 секунд с темпом 3-4 раза в секунду. В результате измерений записываются четыре информационных файла, содержащих массивы чисел и соответствующее время измерения. Данные в файлах содержат информацию о значениях проекций УСВЗ на фоне помех и собственных шумов ДУС. Большое количество измерений позволяет производить

статистическую обработку информации по программе вычислителя ВОГК-2 и решать задачу вычисления дирекционного угла на основе сходимости результатов в заданном диапазоне точности.

В результате обработки измерений на экран компьютера выводится значение дирекционного угла заданного направления (рис. 2).

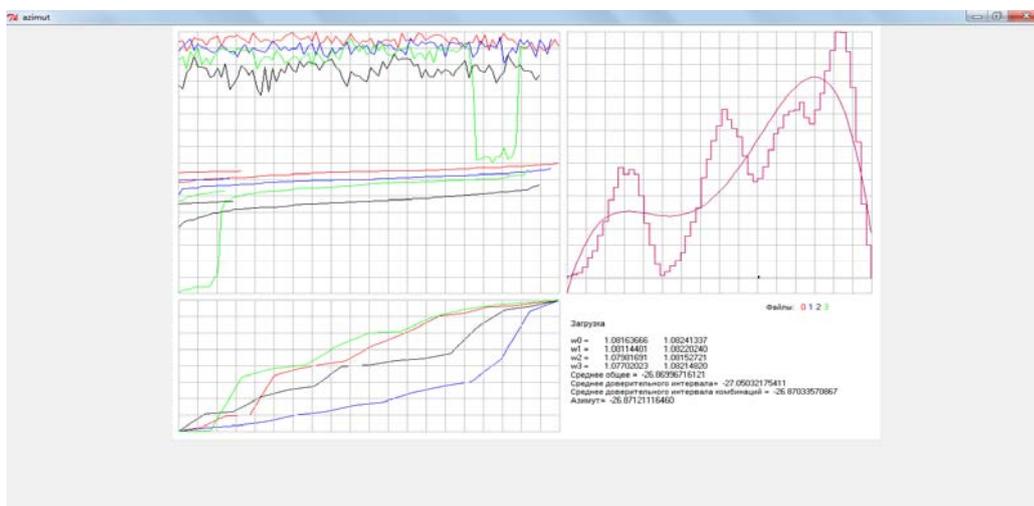


Рис. 2. Окно обработки данных

В настоящее время выполнены первые исследования по внутренней сходимости результатов измерений. Результаты обрабатываются автоматически. Оператор только устанавливает и соединяет прибор с ПК. Развороты оси автоматические с точностью 5". Прибор весьма чувствителен к внешним шумам. Программа обработки данных Python позволяет работать при значительных помехах, автоматически проводит статистическую обработку данных (полиномиальный метод) и устраняет их.

Алгоритм программы представлен в виде блок-схемы на рис. 3.



Рис. 3. Алгоритм программы Python

Гирокомпас ВОГК-2 позволяет определить азимут (дирекционный угол) с точностью до нескольких секунд.

Полученные данные позволили сделать вывод о том, что гирокомпас ВОГК-2 возможно использовать при выполнении маркшейдерских работ, в горно-строительной и нефтедобывающей промышленности, при системе ориентирования специального назначения (поисковые и спасательные работы; ориентирование на местности, недоступной спутниковой навигации и магнитным компасам и т. д.); при сейсморазведке (нет ограничений по частоте); при изучении напряженного состояния горного массива, а также предсказывать землетрясения, цунами и т. д.

КОСВЕННОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОРИСТОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД АКУСТИЧЕСКИМ МЕТОДОМ

МАРТЮШОВ К. С., СОКОЛОВ В. В., МАТВЕЕВ А. А.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Прочность и устойчивость горных пород в подземной выработке определяется степенью их нарушенности. При лабораторном исследовании образцов наиболее информативной характеристикой нарушенности пород может служить их общая пористость Π . Однако непосредственное определение пористости, например, пикнометрическим методом, связано с большой трудоемкостью и длительностью по времени. В качестве экспрессной оценки величины Π представляется перспективным использовать показатель скорости распространения в породе продольной упругой волны C , измерение которой производится быстро, достаточно точно и возможно в производственных условиях (в массиве).

Несмотря на то, что указанные характеристики пород функционально не связаны, между ними может существовать опосредованная косвенная взаимосвязь [1]. Действительно, и тот и другой показатель зависят от строения горных пород. Чем выше нарушенность (пористость) пород, тем больше затухание и меньше скорость упругой волны [2] (см. рисунок). Установление такой зависимости осуществляется методами корреляционного анализа [3].

Определение взаимосвязи скорости упругой волны и пористости производилось для горных пород Юбилейного месторождения. Всего изучено 244 литотипа пород. Полученные данные сгруппированы по интервалам изменчивости величины скорости продольной упругой волны, и им сопоставлены значения общей пористости (отмечено точками на графике). На первом этапе осуществлялась оценка статистической значимости взаимосвязи показателей. Действительно, выполненный нами корреляционный анализ показал, что скорость упругой волны закономерно снижается с ростом пористости горных пород. Тогда мерой тесноты (силы) взаимосвязи служит коэффициент корреляции. Его величина составила $r=0,841$. Близкий к единице коэффициент корреляции свидетельствует о существовании достаточно надежной взаимосвязи.

Следующим этапом явилось установление параметров уравнения регрессии. С помощью способа наименьших квадратов [3] определено уравнение взаимосвязи

$$\Pi = 18 - 5 \cdot 10^{-3} C - 4 \cdot 10^{-7} C^2 \quad (1)$$

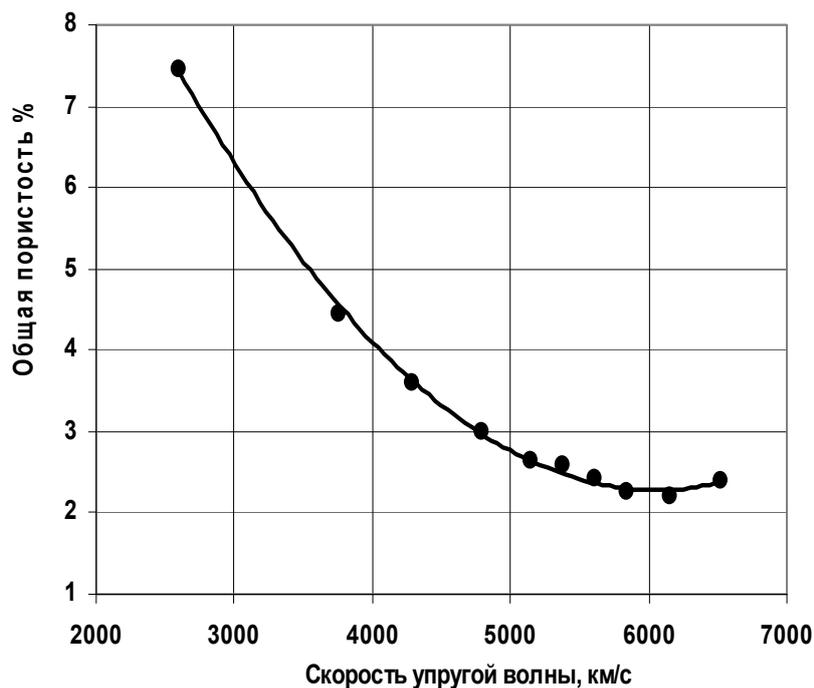
Тогда, в общем случае, зависимость скорости волны от пористости пород опишется уравнением

$$C = C_0 [1 - f(\Pi^2)], \quad (2)$$

где C_0 можно рассматривать как скорость упругой волны в бездефектной горной породе (при $\Pi \rightarrow 0$).

Для горных пород Юбилейного месторождения указанная зависимость характеризуется параметрами: $C_0 = 6140$ м/с; $f(\Pi^2) = 0,03\Pi - 0,005\Pi^2$.

Здесь приняты единицы измерения: C , км/с; Π , %. Для практического использования установленной взаимосвязи необходимо установить ее точность. В качестве такой меры принят коэффициент вариации опытных значений от полученных по найденному уравнению. Его величина составила $K_{\text{вар}} = 17,7$ %.



Взаимосвязь скорости упругой волны и общей пористости горных пород Юбилейного месторождения

Таким образом, полученные результаты позволяют косвенно по скорости распространения в горных породах продольной упругой волны с достаточной надежностью оценивать их общую пористость. Установленная взаимосвязь после введения соответствующих поправок может быть полезна для оценки трещиноватости и нарушенности породных массивов Юбилейного месторождения.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Латышев О. Г. Разрушение горных пород. – М.: Теплотехник, 2007. – 672 с.
2. Ржевский В. В., Ямщиков В. С. Ультразвуковой контроль и исследования в горном деле. – М.: Недра, 1968.
3. Львовский Е. Н. Статистические методы построения эмпирических формул. – М.: Высшая школа, 1982. – 224 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ТЕОДОЛИТОВ: ОПТИЧЕСКОГО ЗТ5КП И ЭЛЕКТРОННОГО VEGA ТЕО 5

МАТВЕЕНКО А. А., ШЛЕМОВ И. А., ШМОНИН А. Б.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Исследованные теодолиты относятся к классу точных угломерных приборов и предназначены для измерения углов в полигонометрических ходах и триангуляции 1 и 2 разрядов, в теодолитных ходах повышенной точности, в инженерно-геодезических и маркшейдерских сетях.

В настоящее время высокоточные и точные оптические теодолиты (таким является ЗТ5КП) производятся только в России Уральским оптико-механическим заводом (г. Екатеринбург). Зарубежные фирмы-производители геодезических приборов выпускают электронные теодолиты различных модификаций. Типичным представителем точных электронных теодолитов зарубежного производства в нижнем ценовом диапазоне рынка является VEGA ТЕО 5. Он производится фирмой VEGA в КНР. Основные технические характеристики этих теодолитов приведены в таблице.

Основные технические характеристики теодолитов

№ п.п.	Основные технические характеристики	Значения параметров	
		ЗТ5КП	ТЕО 5
1	Увеличение зрительной трубы, крат	30	30
2	Средняя квадратическая погрешность измерения угла одним приёмом	5"	5"
3	Погрешность отсчитывания	0,1'	1"
4	Цена деления цилиндрического уровня при алидаде горизонтального круга	30"	30"
5	Диапазон работы компенсатора при вертикальном круге	±4'	компенсатора нет
6	Погрешность компенсации	2"	1"
7	Рабочий диапазон температур, °С	-40 +50	-20 +50
8	Напряжение электропитания (4×1,5 V AA),	-	6,0
9	Время непрерывной работы от 1-го комплекта батарей AA/аккумулятора, ч	-	6/15
10	Нижний предел фокусирования оптического центра, м	0,6	0,5
11	Масса теодолита с подставкой, кг	4,0	4,4

Основные технические характеристики рассматриваемых теодолитов практически одинаковы, так как оба они относятся к точным теодолитам и конструктивно обеспечивают среднюю квадратическую погрешность измерения угла одним приёмом не более 5 секунд. Это подтверждено результатами наших исследований теодолитов на эталонном коллиматоре УК-1 в лаборатории метрологии УГГУ.

Погрешности визирования у теодолитов ЗТ5КП и VEGA ТЕО 5 одинаковы, так как оба теодолита имеют визирные трубы прямого изображения с увеличением 30 крат. Но у теодолита ЗТ5КП погрешность отсчитывания по шкаловому микроскопу [1] составляет 0,1' (т. е. 6"), а у теодолита ТЕО 5 погрешность цифрового отсчёта на дисплее равна 1", что дает ему некоторые преимущества в точности при измерении углов.

Кроме ошибок отсчётов и визирования на погрешность измерения горизонтального угла влияют ещё ряд инструментальных [2, 3] и внешних погрешностей, поэтому реальная ошибка (m_{β}) значения горизонтального угла из одного приёма в производственных условиях примерно

в 2 раза больше, чем при измерениях в лабораторных условиях, и это следует компенсировать увеличением числа приёмов при измерении угла в реальных условиях.

Исследование технологических характеристик этих теодолитов позволило выявить и сравнить ряд функциональных особенностей, чтобы сделать рекомендации по их применению.

К функциональным особенностям электронного теодолита VEGA TEO 5, способствующим повышению производительности измерений углов, относятся:

1. Наличие двух дисплеев для индикации отсчетов (2 строки по 10 символов), расположенных на каждой стороне прибора, с внутренней подсветкой при работе в темное время или в шахте;

2. Возможность выбора единиц измерения углов и обнуления начального направления;

3. Возможность электропитания, как от штатной аккумуляторной батареи, так и от четырёх обычных щелочных батарей типа АА.

4. Подсветка сетки нитей в зрительной трубе теодолита при работе в темное время или в шахте;

5. Простое и удобное управление настройками теодолита с помощью шести клавиш.

6. Цифровой отсчёт исключает неоднозначность отсчитывания;

7. Отсутствие компенсатора при вертикальном круге теодолита, что позволяет выполнять измерения углов в условиях вибрации, вызванной работой различных механизмов в шахте или на строительной площадке.

Недостатком теодолита TEO 5 является невозможность его использования при температурах ниже $-20\text{ }^{\circ}\text{C}$, а практически проблемы с измерениями углов начинаются уже при температурах ниже $-15\text{ }^{\circ}\text{C}$. Это связано с тем, что замерзает ЖК дисплей и начинаются проблемы с электропитанием, так как резко снижается емкость аккумуляторной батареи. Оптический теодолит ЗТ5КП лишен этого недостатка и может применяться при температурах окружающего воздуха до $-40\text{ }^{\circ}\text{C}$, но это является единственным его преимуществом перед теодолитом TEO 5.

Выводы:

1. Технологические особенности электронного теодолита VEGA TEO 5 повышают производительность точных угловых измерений в подземных условиях примерно в 1,5 раза в сравнении с оптическим теодолитом ЗТ5КП;

2. Теодолит VEGA TEO 5 является оптимальным прибором для угловых измерений в подземных выработках, где положительная температура воздуха, и на земной поверхности, при температурах не ниже $-20\text{ }^{\circ}\text{C}$;

3. Цена теодолита VEGA TEO 5 на 20 % ниже, чем у оптического теодолита ЗТ5КП, поэтому данный цифровой теодолит и по этому показателю оптимален.

4. Теодолиту ЗТ5КП следует отдать предпочтение при работе в условиях отрицательных температур воздуха ниже $-15\text{ }^{\circ}\text{C}$.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Захаров А. И. Геодезические приборы: справочник. – М.: Недра, 1989. – С. 146-147.
2. Плотников В. С. Геодезические приборы: учебник для вузов. – М.: Недра, 1987. – С. 104.
3. Земских Г. В., Кортев Н. В. Маркшейдерско-геодезические приборы: учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2009. – С. 37-46.

СОЗДАНИЕ ГЕОДИНАМИЧЕСКИХ ПОЛИГОНОВ НА ТЕРРИТОРИИ ХОЗЯЙСТВЕННОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ЗАО «ТАТНЕФТЬ-САМАРА»

МЕЩЕРЯКОВ В. А., САМАРИН А. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Деятельность по производству маркшейдерских работ включает в себя определение опасных зон и мер охраны горных разработок, зданий, сооружений и природных объектов от воздействия работ, связанных с использованием недр.

В последние годы резко усилился контроль за соблюдением необходимых мер по обеспечению эколого-промышленной безопасности и охране недр объектов нефтегазового комплекса с учетом геодинамических факторов.

Так, в РД 07-603-03 «Инструкция по производству маркшейдерских работ» [8, п. 262] отмечено, что Технический проект (программа) выполнения комплекса маркшейдерских работ включает обоснование и технические решения по созданию системы наблюдений (геодинамических полигонов).

Согласно «Положению о порядке выдачи разрешений на застройку площадей залегания полезных ископаемых» Госгортехнадзора России (РД 07-309-99), «застройка площади залегания месторождения нефти и газа, на котором отсутствует геодинамический полигон, и не ведутся систематические наблюдения за оседанием земной поверхности в результате добычи углеводородного сырья, не допускается».

В СП 11-104-97 «Инженерно-геодезические изыскания для строительства» регламентирован уровень геодинамического риска в районах развития опасных природных и техноприродных процессов, а также в районах современных разрывных тектонических смещений. При этом указано, что мониторинг следует проводить даже на территориях построенных объектов, если он ранее не выполнялся, а в процессе эксплуатации возникли предположения о влиянии тектонических факторов на устойчивость и надежность сооружений.

В «Критериях оценки экологической обстановки территорий для выявления зон чрезвычайной экологической ситуации и зон экологического бедствия» (Роскомэкология, 1992) имеется раздел «Изменения геологической среды», в котором предписано: территории, на которых уровень относительных деформаций, равный 10^{-5} , может быть достигнут за 15-30 лет, считать зонами чрезвычайной экологической ситуации.

Кроме того, существует ряд отраслевых инструкций, например, «Руководство по геодинамическим наблюдениям и исследованиям для объектов ТЭК», М.: Минтопэнерго РФ, 1997; «Концепция. Геодинамическая безопасность освоения углеводородного потенциала недр России», М.: Минтопэнерго РФ, РАН, 2000, в которых изложены требования к составу методов, точности измерений и частоте наблюдений на геодинамических полигонах.

Все это свидетельствует о необходимости тщательного учета современного напряженно-деформированного состояния недр путем организации геодинамического мониторинга при помощи специально созданных геодинамических полигонов.

Составной частью производства маркшейдерских работ на территории хозяйственной деятельности ЗАО «Татнефть-Самара» является проведение геодинамических наблюдений за деформациями земной поверхности. При организации работ по осуществлению ЗАО «Татнефть-Самара» мониторинга состояния недр в соответствии с установленными требованиями необходимо руководствоваться общими принципами создания геодинамических полигонов.

По каждому лицензионному участку проводится геодинамическая экспертиза на предмет необходимости или нецелесообразности создания геодинамического полигона. В случае необходимости создания полигонов составляются проекты наблюдений за состоянием горных отводов (далее «проект») на каждый лицензионный участок. В случае нецелесообразности создания полигонов составляется документ об отсутствии необходимости проведения геодинамических наблюдений на конкретном лицензионном участке с подробным обоснованием этого решения. Рекомендуется согласовывать результаты геодинамической

экспертизы с органами государственного горного надзора в составе годовой программы горных работ.

Проекты составляются на каждый лицензионный участок. В случае наличия смежных лицензионных участков небольших размеров геодинамический полигон может охватывать несколько лицензионных участков.

При составлении проекта осуществляются работы по сбору, обработке и анализу материалов по территории лицензионного участка (инженерно-геологических изысканий; геофизических, гидрогеологических и сейсмологических исследований; топографо-геодезических работ; технологии ведения работ и др.).

По результатам анализа исходной информации в проекте составляется горно-геологическое обоснование, которое включает: краткую геологическую и горнотехническую характеристику месторождения; структуру построения геодинамического полигона; методы и периодичность высокоточных плановых и высотных геодезических измерений; обобщенный сметный расчет; геологическую карту месторождения (лицензионного участка) с нанесенными на ней структурными элементами по данным бурения, геологического дешифрирования аэрокосмической, сейсмической, магнитной и гравиметрической съемки; разрезы по профильным линиям с геологической характеристикой продуктивных пластов и всей вышележащей толщи; карту разработки месторождения (лицензионного участка) с характеристикой всего фонда фактически имеющихся и проектных скважин; данные об извлечении углеводородов и жидкости по годам, а также полную, начиная с начала разработки месторождения (лицензионного участка), характеристику пластового давления; маркшейдерско-геодезические планы и топографические карты обустройства месторождения (лицензионного участка) в масштабах 1:2 000 - 1:10 000; топографические карты масштаба 1:10 000 - 1:100 000 геодезической изученности площади геодинамического полигона и прилегающих районов, включая государственные и производственные плановые и высотные геодезические сети с нанесенными на ней существующими объектами обустройства и другими объектами инфраструктуры; топографическую карту (план) с нанесенными на ней проектируемыми объектами (масштабов 1:25 000 - 1:10 000); геологические и структурные карты месторождения (лицензионного участка) в масштабе 1:25 000 - 1:100 000; геологический разрез в масштабе структурной карты; общую схему геодинамического полигона; схему расположения водомерных постов (станций) для наблюдений за уровнем грунтовых вод; программу гидрологических и геокриологических исследований; границы возможного проявления опасных геомеханических и геодинамических процессов и мероприятия по их предупреждению.

Проект обеспечивает: количественную оценку горизонтальной и вертикальной составляющих векторов движения в исследуемых точках путем заложения геодинамических полигонов (наблюдательных станций) и постановки маркшейдерско-геодезического мониторинга деформационных процессов; изучение закономерностей изменений гравитационного и магнитного полей при нарушении динамического равновесия горного массива; изучение геологического строения месторождений и физики пласта; изучение текущих параметров разработки месторождений; гидрогеологические и геокриологические исследования.

Технический отчет, составляемый после выполнения каждого цикла высокоточных наблюдений, включает: текстовую часть; каталог координат и высот пунктов сети наблюдений; журналы полевых измерений; исполнительные схемы нивелирования, измерения углов и длин линий; ведомости вычислений; масштабированные схемы по каждой профильной линии с надписанными значениями абсолютных значений высот, измеренных расстояний; схемы геодинамической сети с компонентами деформаций; графики накопления разностей превышений между циклами повторного нивелирования; пространственно-временные графики вертикальных смещений и скоростей; схемы распределения аномальных деформаций земной поверхности и границ развития опасных процессов; рекомендации по обеспечению безопасной и рациональной отработки запасов углеводородного сырья.

ИЗЫСКАНИЕ И ФОРМИРОВАНИЕ ОСНОВНЫХ ПРИНЦИПИАЛЬНЫХ СХЕМ ВСКРЫТИЯ ПОДЗЕМНЫХ ЗАПАСОВ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ

СОКОЛОВ И. В., АНТИПИН Ю. Г., НИКИТИН И. В.

Институт горного дела УрО РАН

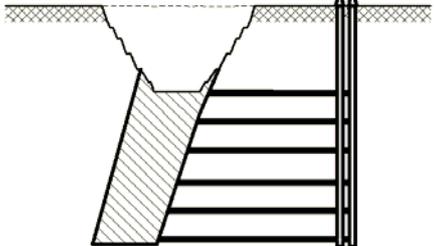
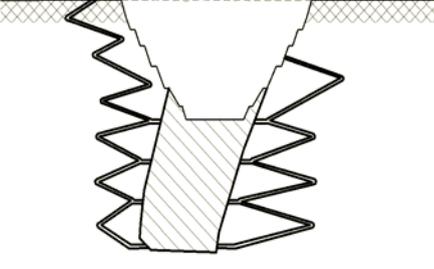
Изыскание и формирование рациональных и эффективных схем вскрытия осуществляем на основе анализа теории и опыта вскрытия подземных запасов комбинированным способом и его систематизации.

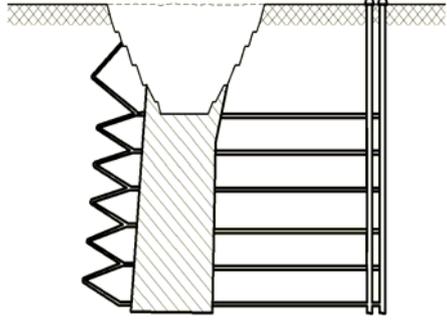
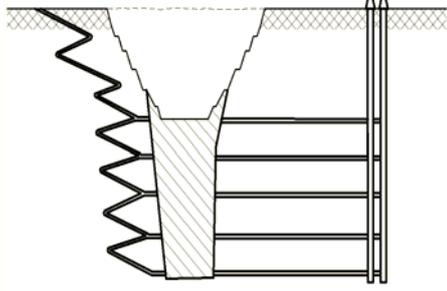
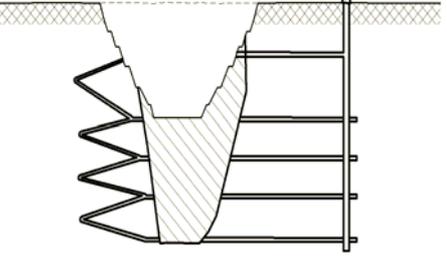
Систематизация известных вариантов вскрытия, проведенная по условиям и особенностям применения, позволила установить современное состояние и тенденции их развития. Из общего числа рассмотренных горнодобывающих предприятий 78 % отрабатывают месторождение по последовательной схеме и 22 % – параллельной. Вскрытие вертикальными стволами доминирует над другими способами и составляет 50 %, наклонными стволами – 1 %, горизонтальными выработками – 25 % и комбинированным способ вскрытия – 24 %.

Современные схемы вскрытия, основанные на использовании карьерного пространства и самоходной техники, по сравнению с традиционным вскрытием с поверхности, обеспечивают значительное повышение эффективности комбинированной разработки месторождения. Это достигается за счет снижения объемов и затрат на проведение горно-капитальных и подготовительных выработок, сокращения срока строительства рудника и окупаемости капитальных вложений, ускорения подготовки запасов к выемке. Вопрос снижения эксплуатационных затрат на основные и вспомогательные функциональные процессы (транспорт, подъем, вентиляция, доставка материалов, оборудования, машин) остается открытым и требует исследования.

На основе систематизации сформированы и сконструированы перспективные варианты вскрытия (см. таблицу).

Основные принципиальные варианты вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке,
условия и особенности их применения

Способ и схема вскрытия	Конструкция схемы и способа вскрытия	Условия и особенности применения
1	2	3
1. Вертикальные главный и вспомогательный стволы, пройденные с поверхности («Мир», «Интернациональный»)		Параллельная и последовательная схема разработки месторождения; крупные и средние круто-падающие месторождения; глубина распространения подземных запасов ниже дна карьера свыше 350 м; месторождения с большой длиной простирания; технология очистной выемки с обрушением
2. Главный автотранспортный уклон, пройденный из карьера и вспомогательный наклонный съезд, пройденный с поверхности («Молодежный», «Александринский»)		Последовательная схема разработки месторождения; малые и средние месторождения с ценной рудой и глубиной распространения подземных запасов ниже дна карьера 150-350 м; технология очистной выемки с сохранением устойчивости выработанного пространства и бортов карьера

1	2	3
<p>3. Вертикальные главный и вспомогательный стволы, пройденные с поверхности, и наклонный съезд, пройденный из карьера («Учалинский», «Удачный», «Сибайский»)</p>		<p>Последовательная и параллельная схема; крупные глубокозалегающие месторождения; технологии подземной добычи руды с сохранением устойчивости выработанного пространства. Наклонный съезд используется для ускорения подготовки к выемке запасов, смежных с карьером, и транспортирования руды в карьер до ввода в эксплуатацию главного ствола</p>
<p>4. Вертикальные главный и вспомогательный стволы, пройденные с поверхности, и вспомогательный наклонный съезд, пройденный с поверхности («Гайский»)</p>		<p>Последовательная и параллельная схема; крупные глубокозалегающие месторождения; технологии подземной добычи руды с обрушением вмещающих пород или с сохранением устойчивости выработанного пространства. При эксплуатации подземных запасов для доставки транспортного оборудования используется наклонный съезд</p>
<p>5. Главный автотранспортный уклон или штольня, пройденные из карьера или поверхности и вертикальный вспомогательный ствол, пройденный с поверхности («Саткинский»)</p>		<p>Последовательная схема разработки месторождений; малые и средние по запасам месторождения с ценной рудой; глубина распространения подземных запасов ниже дна карьера 150-350 м или в бортах карьера; технология очистной выемки с искусственным поддержанием выработанного пространства</p>

В любом случае, для каждого конкретного месторождения необходима разработка возможных схем и способов вскрытия, учитывающих горно-геологические и горнотехнические условия и факторы и позволяющих значительно сократить затраты на капитальные работы. Выбор той или иной схемы для конкретного месторождения определяется технико-экономическим сравнением.

Экономико-математическое моделирование является важным инструментом изучения и оценки вариантов вскрытия месторождений, позволяющим определить взаимосвязи между результативными показателями и факторами, влияющими на их величину (объем горно-капитальных выработок, капитальные затраты и чистый дисконтированный доход).

ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ПЕРЕГОННЫХ ТОННЕЛЕЙ ГЛУБОКОГО ЗАЛОЖЕНИЯ В УСЛОВИЯХ ВЫСОКОЙ ИЗМЕНЧИВОСТИ ВМЕЩАЮЩИХ МАССИВОВ ГОРНЫХ ПОРОД

РОМАНОВ Д. А.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Опыт, накопленный при строительстве первой линии, позволил выявить ряд проблем, связанных со своеобразной инженерно-геологической обстановкой, которые будут возникать и в дальнейшем в связи с начинающимся освоением подземного пространства. Отнесения инженерно-геологических условий к категории сложных и выполненного согласно требованиям ВСН 190-78 объема изысканий оказалось явно недостаточно, чтобы предвидеть все трудности со стороны геологической среды, возникавшие в процессе строительства.

Таким образом, представляются, во-первых, необходимость выполнить технико-экономический анализ, позволяющий объективно оценить результативность (качественную и количественную) формирования существующих разведочных сетей.

Во-вторых, приступить к разработке новых методик, позволяющих на основе современных вероятностных теорий определить целесообразность опережающего изучения массива (горизонтальные разведочные скважины – перегонные тоннели; разведочные штольни – строительство станций), а также оценить эффективность и выбор геофизических методов в увязке с инженерно-геологическим изучением массива.

В-третьих, следует откорректировать систему оценки физико-механических свойств горных пород.

Среди многочисленных методик количественных оценок результатов изысканий и испытаний физических показателей горных пород и грунтов в первую очередь подлежат рассмотрению материалы ГОСТ 20522-96 [1] (Грунты. Методы статистической обработки результатов измерений). В ГОСТ 20522-96 [1] нормируются две группы задач: первая – статистическое разделение имеющихся массивов на условно-однородные участки, основные грунтовые единицы и вторая – собственно статистическая обработка результатов изысканий и испытаний для оценки неоднородности, определения нормативных и расчетных значений характеристик грунтов.

Между тем, действующие нормативные документы и методики базируются на законах нормального распределения, таким образом, совершенствование статистических оценок нестабильности вмещающих массивов на основе современных теорий прикладной статистики по направлениям: расчленение на РГЭ (расчетные грунтовые элементы) и ИГЭ (инженерно-геологические элементы); определение статистик, характеризующих физико-технические свойства пород, является весьма важной задачей геомеханического анализа перегонных тоннелей в процессе строительства второй очереди Екатеринбургского метрополитена с последующим назначением технологических схем проходки.

Для решения этой задачи выполнено:

- исследование эффективности методов непараметрической статистики для оценки вмещающих массивов горных пород;
- разработка методик повышения достоверности информации по инженерно-геологическим материалам прошлых лет и малым объемам выборок;
- совершенствование методов оценки геомеханических рисков имитационного моделирования с учетом результатов изучения массива горных пород, полученных непараметрическими методами;
- формирование технологических схем строительства перегонных тоннелей глубокого заложения (на примерах Екатеринбургского и Челябинского метрополитенов) в условиях высокой нестабильности вмещающих массивов.

При этом использовались следующие методы:

- обобщение результатов ранее выполненных работ;
- экспериментальная оценка физико-технических свойств горных пород;

- вероятностно-статистическое оценивание вмещающих пород;
- имитационное и численное моделирование;
- технико-экономическое обоснование с учетом рисков, сопровождающих строительство перегонных тоннелей.

В результате проведенных исследований было установлено:

- эффективность разделения вмещающих массивов перегонных тоннелей, представленных скальными породами, на ИГЭ и РГЭ обеспечивается системой оценок по непараметрическим критериям: серий – для оценки случайного характера выборок; Лемана-Розенблатта – для малых выборок типа «омега квадрат»; Н. В. Смирнова – для выборок объемом; Д. А. Родионова – для линейно упорядоченных выборок;

- плотность распределения физико-механических характеристик и набор статистических вмещающих пород, обеспечивающих полноту и качество оценивания, устанавливается по критериям « χ - квадрат», причем необходимый и минимальный объем выборки определяются тиражированием исходных данных по будстреп методу и последовательным сопоставлением с сериями фактических показателей, получаемых в ходе экспериментального исследования горных пород;

- имитационное моделирование уровней геомеханических рисков при строительстве перегонных тоннелей глубокого заложения, выполняемые на основе закономерностей распределения случайных чисел, устанавливаемых методами непараметрической статистики, существенно повышает надежность моделирования в сравнении с моделированием по законам нормального распределения.

При этом доказано:

- эффективность непараметрических методов оценивания свойств вмещающих массивов и физико-механических свойств скальных пород, в частности, погрешность (уровни рисков) в сравнении с методами, реализующими нормальное распределение снижается (повышаются);

- минимальные объемы выборок, необходимые для достоверного статистического оценивания физико-механических характеристик: прочности, угла внутреннего трения, сцепления в зависимости от коэффициентов вариации и вариационного размаха;

- целесообразность объединения ИГЭ и РГЭ в две категории вмещающих массивов, определяющие технологические схемы строительства перегонных тоннелей глубокого заложения в скальных породах.

Для практической реализации проведенных исследований разработаны:

1. Методики и программы непараметрического вероятностно-статистического анализа.

2. Программы имитационного моделирования уровней рисков при строительстве перегонных тоннелей, реализующих непараметрические методы статистического оценивания вмещающих массивов и свойств горных пород.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. ГОСТ 20522-96. Грунты Методы статистической обработки результатов. – М.: МНТКС, 1996. – 23 с.
2. Половов Б. Д. Проблема освоения подземного пространства крупных промышленных центров Урала / Б. Д. Половов // Известия вузов. Горный журнал. – 1994. – № 9-10. – С. 89-92.
3. Романов Д. А., Половов Б. Д. Непараметрическая оценка нестабильности физико-технических свойств грунтов // Известия вузов. Горный журнал. – 2009. – № 3. – С. 47-55.

АНАЛИЗ СУЩЕСТВУЮЩИХ МЕТОДОВ КОНТРОЛЯ КАЧЕСТВА УСТАНОВКИ АНКЕРНОЙ ЖЕЛЕЗОБЕТОННОЙ КРЕПИ

РЯБУХИН Д. Ю.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Облегченные виды крепи, в частности, анкерные крепи, являются наиболее прогрессивными конструкциями, обеспечивающими безопасность и эффективность ведения горных работ.

При возведении железобетонной анкерной крепи применяют: ручной инструмент и приспособления; механизированный ручной и навесной инструмент; переносные и перекатные станки; самоходные специализированные машины, оснащенные навесным оборудованием для крепления; инъекционное оборудование.

Железобетонные анкеры, как правило, закрепляют по всей длине анкера. Пробурируют шпур, устанавливают анкер, устанавливают оборудование для инъекции цементно-песчаной смеси, замоноличивание анкеров производится методом инъектирования или непосредственно в забое, или на расстоянии 20-30 м от него.

Данный вид крепи горной выработки широко применялся в СССР во второй половине XX века. Актуальность применения железобетонной анкерной крепи не потеряла свою значимость и сегодня. Железобетонная анкерная крепь также широко распространена в Украине, Эстонии, Польше, Венгрии, Австрии и других странах.

Железобетонную анкерную крепь применяют массово, в год устанавливаются сотни тысяч анкеров только на территории РФ, в связи с этим возникает необходимость постоянного контроля качества установки металлического стержня анкера и заполнения шпурового пространства цементно-песчаным раствором, а также мониторинга их несущей способности в процессе горных работ.

В качестве стандарта испытания анкерной крепи принято измерение силы выдергивания анкера специальным коаксиальным домкратом [1]. В процессе испытания выбирают анкер, свинчивают с его головки гайку и надевают домкрат с адаптером. Затем гайку навинчивают на адаптер, подключают ручной гидравлический насос, устанавливают под головку анкера индикаторную стойку и создают в анкере натяжение. В процессе испытаний регистрируют силу натяжения и величину перемещения головки анкера. При достижении стандартного усилия (200 кН) испытания прекращают. Если такое усилие не удалось создать, считается, что качество установки анкера неудовлетворительное. Также используют вытягиватель УВШ-5/15, который представляет собой гидроцилиндр с полым штоком, сквозь который пропущена тяга, имеющая на одном конце резьбовую нарезку, а на другом – рукоятку. При испытании анкера на прочность закрепления вытягиватель закрепляется тягой за его стержень и подвешивается за соседние анкеры предохранительными цепями. Нагрузка на анкер определяется по манометру маслонасоса, а скольжение по шкале на штоке вытягивателя. Проверку прочности закрепления производят вытягиванием контрольных анкеров. Показателем прочности закрепления является скольжение в метрах при приращении нагрузки на 1 Н. Для железобетонных анкеров 2,5 мкм/Н является нормой.

Описанный выше метод испытаний получил широкое распространение на всех шахтах и рудниках мира. Основными недостатками этого метода являются низкая достоверность результатов испытаний и высокая их трудоемкость, а также возможность разрушения крепи при испытании её на прочность установки.

Наиболее часто вывалы горной породы наблюдаются в выработках, проходимых на больших глубинах (свыше 500 м). С целью изменения напряженно-деформированного состояния системы «анкерная крепь – грунт» изготавливают тензорезисторные анкеры [2]. Анкер-индикатор выполняется из гладкой арматуры класса А – 1 диаметром 28 мм и длиной 2 м. По длине каждого анкера фрезеруют по шесть площадок для размещения тензорезисторов и продольный паз для вывода монтажных проводов. Порядок измерения усилий в анкерах

сводится к поочередному опросу измерительных пар каждого анкера. Нумерация измерительных пар начинается от наружного конца анкера вглубь породы.

Полученные экспериментальные данные свидетельствуют о наличии двух качественно различных моделей взаимодействия анкеров и массива пород, окружающего выработку. Первая модель (распределение напряжения в анкере при контактном взаимодействии) – указывает на контактное взаимодействие по всей длине анкера. Вторая модель (распределение напряжения в анкере как ограждающей конструкции) – дает характеристику крепи как ограждающей конструкции.

В данный момент разрабатывается метод компьютерной диагностики качества сцепления анкера с массивом горных пород [3].

Измерение заключается в размещении на выступающем конце анкера преобразователя-велосиметра, нанесении удара и регистрации вибрационного отклика. При разной длине контакта анкера с массивом пород показатели частоты максимума амплитуд спектральных составляющих также разные. Эти закономерности могут быть использованы для распознавания длины контакта анкера с массивом.

Известна аппаратура местной сигнализации для постоянного автоматического контроля за смещением закрепленной анкерами кровли, включающая датчик смещения кровли (ДСК) и сигнализатор смещения кровли (ССК) [4]. ДСК устанавливается в выработке и при достижении опасной величины смещения кровли он дает сигнал. Одновременно ССК, установленный на контрольном пункте, подает прерывистые световые сигналы.

Принцип действия аппаратуры местной сигнализации заключается в следующем. Укрепленный на расстоянии 3 м от устья шпура штока с распорным устройством является неподвижной частью датчика, толкатель, находящийся в закрепленной штангами кровле – подвижной частью. При смещении кровли расстояние между толкателем и скобой, фиксирующей опасные смещения, сокращается до тех пор, пока толкатель не надавит на скобу и не вытолкнет сигнальный флажок.

При применении опорных элементов прочности закрепления анкеров сила натяжения анкеров должна быть больше предварительного натяжения, возникающего при завинчивании гайки [5]. Принцип прибора АКС заключается в следующем. При сдвигении заанкерванной кровли дно шпура, служащее неподвижной точкой отсчета, находится в постоянном контакте с распорным стержнем, противоположный конец которого контактирует со штоком датчика, ползуном и магнитным датчиком. При отпуске кровли на определенную величину магнитный датчик располагается в створе с выключателем, размещенным внутри магнитной трубки. Происходит замыкание контактов сигнализатора, и ток от источника питания приводит в действие электрическую схему мультивибратора, который периодически посылает импульсы тока частотой 1 Гц на сигнальную лампу.

Таким образом, для обеспечения безопасности выполнения работ в горной выработке необходимо быть уверенным в качестве установки крепи. В связи с тем, что работы по монтажу анкерной железобетонной крепи являются скрытыми, а методы контроля качества выполнения этих работ достаточно несовершенны, то необходимо расширить количество методов контроля и повысить качество контроля монтажа анкерной железобетонной крепи. Решение этой проблемы снизит количество аварий и несчастных случаев на горнорудных предприятиях и повысит производительность предприятий.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Заслов В. Я. Механизация крепления горных выработок. – М.: Недра. 1980. – 222 с.
2. Гибкие анкеры, оснащенные тензодатчиками. Strain gauged flexible bolts (SGF). Int. Mining and Mintr. – 2000. – № 35. – С. 286.
3. Вознесенский Е. А. Компьютерное моделирование сцепления анкера с массивом горных пород // Проектирование, строительство и эксплуатация комплексов подземных сооружений. – 2010. – Труды XII международной конференции. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ. – 2010. – С. 138-140.
4. Широков А. П. Теория и практика применения анкерной крепи. – М.: Недра, 1981. – 322 с.
5. Широков А. П. Теория и практика применения анкерной крепи. – М.: Недра. 1981. – 324 с.

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ПРОЧНОСТНЫХ И УПРУГИХ СВОЙСТВ ТРЕЩИНОВАТЫХ ПОРОДНЫХ МАССИВОВ

СОКОЛОВ В. В., КАРАСЕВ К. А., МАРТЮШОВ К. С.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Как известно, прочность массива определится произведением прочности образцов σ_0 на соответствующий коэффициент структурного ослабления массива $k_{стр}$: $\sigma_m = k_{стр} \sigma_0$. В свою очередь, $k_{стр}$ определяется трещиноватостью реального массива и масштабным фактором [1]. В настоящее время известно достаточно большое число методов учета структурного ослабления массива, отличающихся как теоретическим подходом, так и формой предлагаемых уравнений [2]. Однако для целей прогнозирования устойчивости выработок представляется целесообразным учитывать трещиноватость массива и масштабный эффект в единой расчетной формуле. Основой такого объединения может служить концепция «слабого звена» [3].

В данной модели породный массив рассматривается как система плотно прилегающих друг к другу микроблоков, имеющих размеры и форму образцов, которые используются в стандартных испытаниях прочности. Те микроблоки, через которые проходит природная трещина массива, заведомо в лабораторных испытаниях не представлены и имеют нулевую прочность. Однако они содержатся в массиве и, следовательно, формируют генеральную совокупность. Тогда при организации классической выборки в статистике испытаний появятся нулевые величины. Это изменит величину дисперсии (коэффициент вариации V_σ) результатов. Данный совокупный коэффициент вариации отражает как неоднородность массива, обусловленную микротрещиноватостью пород, так и его ослабление системами макротрещин, т. е. совокупное влияние масштабного фактора и реального строения массива.

Нами [4] на этой основе получено обоснование расчетной формулы в виде:

$$k_{стр} = \frac{0,7 + 0,8 (1 - V_\sigma)}{1,25 (0,2J_T + 1)}, \quad (1)$$

где V_σ – коэффициент вариации определения прочности горной породы; J_T , 1/м – линейный модуль трещиноватости породного массива.

В качестве достоинств данного соотношения можно отметить следующее. Помимо плотности трещин (J_T) данная формула использует коэффициент вариации прочности пород (V_σ), что косвенно учитывает проявление масштабного эффекта. Причем здесь V_σ рассматривается как непосредственный коэффициент вариации прочности, полученный в лабораторных исследованиях образцов.

Помимо прочности определяющее значение при оценке устойчивости горных выработок имеют упругие характеристики породного массива. К. В. Руппенейтом [1] предлагается следующая методика оценки модулей упругости трещиноватого массива. На образцах определяются модуль упругости E и коэффициент Пуассона ν . На обнажениях или путем скважинного каротажа выявляются системы трещин i -го порядка с углом наклона к горизонтальной плоскости θ_i . Упругие характеристики массива вычисляются по следующим формулам.

Модуль упругости по вертикальному направлению:

$$E_B = \frac{E}{1 + \sum_{i=1}^n \eta_i (1 - \sin^4 \theta_i)}. \quad (2)$$

$$E_T = \frac{E}{1 + \sum_{i=1}^n \eta_i (1 - \cos^4 \theta_i)}. \quad (3)$$

Модули сдвига

$$G_B = \frac{E}{2(1 + \nu + \sum_{i=1}^n \eta_i \cos^2 \theta_i)}, \quad (4)$$

$$G_r = \frac{E}{2(1 + \nu + \sum_{i=1}^n \eta_i \sin^2 \theta_i)}. \quad (5)$$

Коэффициент Пуассона

$$\nu_{r,B} = \nu + \sum_{i=1}^n \eta_i \sin^2 \theta_i \cos^2 \theta_i. \quad (6)$$

Здесь η_i – геометрическая характеристика i -й системы трещин. Для зияющих (незаполненных) трещин

$$\eta_i = \frac{\delta_i}{l_i \xi_i}, \quad (7)$$

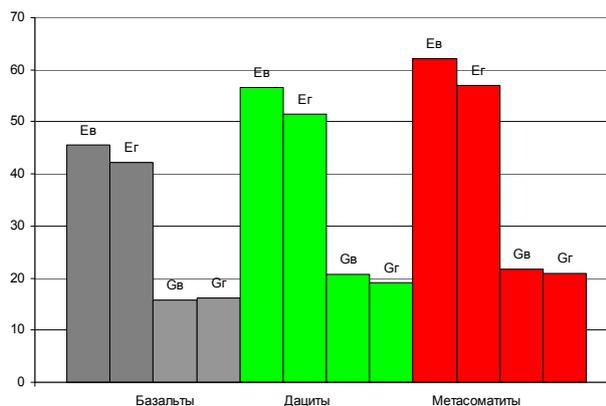
где δ_i – средняя ширина раскрытия трещин i -й системы; l_i – среднее расстояние между трещинами; ξ_i – относительная площадь скальных контактов берегов трещин; рекомендуется принимать $\xi_i = 3 \cdot 10^{-4}$.

Для трещин, заполненных материалом с модулем деформации E_1

$$\eta_i = \frac{\delta_i E}{l_i E_1}. \quad (8)$$

Указанные выше соотношения явились основой прогноза прочностных и упругих свойств породных массивов Юбилейного медно-колчеданного месторождения. В лабораторных условиях нами исследовано более 100 разновидностей горных пород месторождения. По результатам скважинных исследований [5] определены характеристики трещиноватости массива, которые позволили оценить упругие свойства породных массивов по различным направлениям относительно системы трещин.

Прогнозирование упругих свойств горных пород



На рисунке представлен пример прогнозной диаграммы по одной из скважин Юбилейного месторождения. На основании лабораторных и аналитических исследований, нами было выделено 3 основных группы пород данного месторождения, а также разработана классификация породных массивов по их свойствам.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Баклашов И. В. Геомеханика. Т. 1. Основы геомеханики. – М.: Изд-во МГГУ, 2004. – 208 с.
2. Латышев О. Г. Разрушение горных пород. – М.: Теплотехник, 2007. – 672 с.
3. Шашенко А. Н., Тулуб С. Б., Сдвижкова Е. А. Некоторые задачи статистической геомеханики. – Киев: Пульсары, 2002. – 304 с.
4. Соколов В. В. Прогнозирование прочности и устойчивости горных пород по фрактальным размерам линии контура подземных выработок: дис. ... канд. техн. наук. Екатеринбург: УГГУ, 2010. – 138 с.
5. Гуман О. М., Латышев О. Г., Ворожев А. В., Соколов В. В. Прогноз устойчивости вертикальных горных выработок по материалам инженерно-геологических изысканий // Геориск. – 2009. – № 4. – С. 46-49.

ОСОБЕННОСТИ МЕТРОЛОГИЧЕСКОЙ ПОВЕРКИ ТЕОДОЛИТА ЗТ5КП

СОЛОГУБ М. С., АБЪЯЛИЕВ Г. А., ШМОНИН А. Б.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В маркшейдерском деле, геодезии и в метрологии используются общие принципы при измерениях и работе с приборами. Основным принципом является необходимость обеспечения единства измерений.

Одним из важнейших мероприятий, направленных на обеспечение единства измерений, служат периодические поверки маркшейдерских и геодезических приборов.

Прежде всего, необходимо уточнить, что следует понимать под термином «поверка прибора». С метрологической точки зрения поверка прибора – это определение метрологических характеристик прибора путём сравнения с некоторым эталоном, который по точности превосходит поверяемый прибор и аттестован в качестве эталона.

Следует различать поверки метрологическую и технологическую. К технологическим относятся поверки маркшейдерских и геодезических приборов, выполняемые перед началом измерений, с целью проверки работоспособности прибора (без использования эталона). Такие поверки изложены в инструкциях к прибору или учебниках (например, поверки теодолита).

Метрологическая поверка устанавливает пригодность средства измерения (прибора) к применению на основании экспериментально определяемых метрологических характеристик и подтверждения их соответствия установленным обязательным требованиям. При метрологической поверке используют эталон, а саму поверку проводят в соответствии с обязательными требованиями, установленными нормативными документами по поверке данного прибора. Поверку проводят специально обученные специалисты, аттестованные в качестве поверителей органами Государственной метрологической службы.

Проводить метрологическую поверку могут только те метрологические службы, которые аккредитованы уполномоченным государственным органом на право поверки средств измерений (имеющие аккредитацию). Результаты поверки средств измерений, признанных годными к применению, оформляют выдачей свидетельств о поверке или нанесением поверительного клейма.

Метрологическая поверка геодезических и маркшейдерских приборов, как правило, производится в лабораторных условиях. Особенности метрологической поверки точного теодолита рассмотрены на примере поверки теодолита ЗТ5КП в метрологической лаборатории УГГУ, которая имеет аккредитацию на поверки геодезических и маркшейдерских приборов.

К проведению метрологической поверки маркшейдерских и геодезических приборов (например, теодолита ЗТ5КП) допускаются лица, имеющие среднее специальное или высшее маркшейдерское (геодезическое) образование или стаж работы с теодолитами не менее 2-х лет, изучившие эксплуатационные документы на поверяемые приборы и аттестованные в качестве поверителя органом Государственной метрологической службы.

При проведении поверки в лабораторном помещении должны соблюдаться следующие условия измерения: температура окружающего воздуха (20 ± 5) °С; относительная влажность воздуха (60 ± 20) %; изменение температуры воздуха в помещении во время поверки не должно превышать 1°С в час.

До начала поверительных измерений теодолита должны быть выполнены следующие подготовительные работы: теодолит должен быть выдержан в рабочем помещении не менее 2,5 часов; теодолит и средства поверки должны быть установлены на прочных и устойчивых основаниях (бетонные тумбы, столбы, массивные металлические столы, штативы), не подвергающихся механическим и температурным воздействиям; перед началом поверки теодолит и средства поверки должны быть приведены в рабочее состояние в соответствии с эксплуатационной документацией.

Поверки любого прибора должны выполняться по утверждённой для него схеме [2].

При проведении поверки теодолита ЗТ5КП должны выполняться операции, указанные в таблице.

Обязательные операции при поверке точного теодолита ЗТ5КП

№ п/п	Наименование операций	Обязательность проведения операций при поверках	
		первичной	периодической
1	Внешний осмотр	Да	Да
2	Опробование	Да	Да
3	Проверка технического состояния	Да	Да
4	Определение метрологических характеристик		
4.1	Определение Рена горизонтального и вертикального кругов	Да	Нет
4.2	Определение смещения визирной оси, вызываемое перефокусировкой зрительной трубы	Да	Да
4.3	Определение коллимационной погрешности	Да	Да
4.4	Определение места нуля вертикального круга	Да	Да
4.5	Определение диапазона и погрешностей работы компенсатора	Да	Да
4.6	Определение отклонения визирной оси оптического центра от вертикальной оси	Да	Да
4.7	Определение СКП измерения горизонтального угла	Да	Да
4.8	Определение СКП измерения вертикального угла	Да	Да

При проведении метрологической поверки теодолита ЗТ5КП в лаборатории метрологии УГГУ в качестве эталона при измерении горизонтальных и вертикальных углов был использован коллиматор УК-1. Этот коллиматор обеспечивает погрешность эталонных углов не более 1", а средняя квадратическая погрешность измерения углов одним приёмом теодолитом ЗТ5КП не должна превышать 5" [1].

В процессе выполнения периодической поверки теодолита ЗТ5КП на коллиматоре УК-1 были произведены многократные измерения этим теодолитом эталонных горизонтальных и вертикальных углов. По отклонениям результатов измерений от эталонных значений были вычислены средние квадратические погрешности и значения исследуемых метрологических характеристик, которые при сравнении с паспортными значениями для данного прибора позволили сделать заключение о пригодности данного теодолита ЗТ5КП для измерений.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Захаров А. И. Геодезические приборы: справочник. – М.: Недра, 1989. – С. 146-147.
2. Спиридонов А. И., Кулагин Ю. Н., Кузьмин М. В. Поверка геодезических приборов. – М.: Недра, 1981. – С. 159.

АНАЛИЗ МЕТОДОВ МАРКШЕЙДЕРСКОГО КОНТРОЛЯ ДЕФОРМАЦИЙ БОРТОВ КАРЬЕРА НА ПРИМЕРЕ ОАО «САФЬЯНОВСКАЯ МЕДЬ»

ЩЕТКИН А. С., ГОЛУБКО Б. П., ЯКОВЛЕВ В. Н.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

При разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом, для обеспечения безопасности работ, необходимо проведение наблюдений за устойчивостью бортов карьеров. При этом предъявляются определенные требования к выбору оборудования и методу наблюдений. Они должны обеспечивать наиболее высокую точность определения координат заданных точек и минимальные затраты времени, финансовых и трудовых ресурсов.

В маркшейдерской практике существует 3 метода определения координат точек при наблюдениях за деформациями бортов карьера:

- 1) створный метод;
- 2) метод косвенного определения длин;
- 3) GPS-технологии.

Первые 2 метода заключаются в проведении линейно-угловых измерений с использованием электронного тахеометра Trimble-3601. Третий метод основан на применении GPS-технологий с использованием двух двухчастотных GPS-приёмников Trimble-5700.

Створный метод – наиболее распространенный метод наблюдения по профильным линиям. Он обеспечивает высокую точность результатов благодаря современным высокоточным измерениям горизонтальных расстояний. Существенным недостатком метода являются большие расстояния, которые особенно снижают точность определения высотных отметок при тригонометрическом нивелировании.

При измерении длин сторон светодальномерами и электронными тахеометрами погрешность характеризуется формулой

$$m_L = a + b \cdot L,$$

где a – составляющая, обусловленная влиянием погрешностей, не зависящих от величины измеряемого расстояния; b – коэффициент, учитывающий влияние погрешностей, зависящих от величины измеряемого расстояния L .

Для электронного тахеометра Trimble-3601 $m_L = 1 + 1 \cdot 10^{-6} \cdot L$, мм, причем при измерении расстояний до 1 км погрешность составляет 1 мм.

Положение рабочего репера по высоте определяется тригонометрическим нивелированием, что позволяет произвести все измерения одним прибором, а с учетом применения современных высокоточных тахеометров, не уступает по точности геометрическому нивелированию.

Превышение рабочего репера относительно исходного определяется по формуле

$$h = L \cdot \sin \delta + i - v,$$

где i – высота прибора, м; v – высота сигнала, м.

Погрешность превышения определяется по формуле

$$m_h = \left(\frac{\partial h}{\partial L} \right)^2 \cdot m_L^2 + \left(\frac{\partial h}{\partial \delta} \right)^2 \cdot \frac{m_\delta^2}{\rho^2} + \left(\frac{\partial h}{\partial i} \right)^2 \cdot m_i^2 + \left(\frac{\partial h}{\partial v} \right)^2 \cdot m_v^2.$$

При следующих данных

$$\frac{\partial h}{\partial L} = \sin \delta = 0,026; \quad \frac{\partial h}{\partial \delta} = L \cdot \cos \delta = 792,7 \text{ м}; \quad \frac{\partial h}{\partial i} = 1; \quad \frac{\partial h}{\partial v} = 1;$$

$$m_L = m_v = m_i = 1 \text{ мм}; \quad m_\delta = 2,5'' \text{ получим } m_h = 9 \text{ мм}.$$

При наблюдении методом косвенного определения длин производится измерение расстояний до каждого рабочего репера, а также измерение горизонтального угла между направлениями на эти реперы.

Главным достоинством метода является то, что прибор устанавливается в любом удобном месте, что позволяет значительно уменьшить измеряемое расстояние. В сочетании с высокой угловой точностью современных электронных приборов метод позволяет обеспечить достаточно высокую точность определения положения рабочих реперов.

Определение расстояния между рабочими реперами рассчитывается по теореме косинусов:

$$D_{1-2} = \sqrt{D_{A-1}^2 + D_{A-2}^2 - 2 \cdot D_{A-1} \cdot D_{A-2} \cdot \cos \gamma},$$

где D_{A-1}, D_{A-2} – расстояния от исходного репера А до рабочих реперов 1 и 2, м; γ – горизонтальный угол между направлениями на рабочие реперы, град.

Погрешность определения расстояния между рабочими реперами рассчитывается по формуле

$$m_{D_{1-2}} = \sqrt{\left(\frac{D_{A-1} - D_{A-2} \cos \gamma}{D_{1-2}}\right)^2 \cdot m_{D_{A-1}}^2 + \left(\frac{D_{A-2} - D_{A-1} \cos \gamma}{D_{1-2}}\right)^2 \cdot m_{D_{A-2}}^2 + \left(\frac{D_{A-1} \cdot D_{A-2} \sin \gamma}{D_{1-2}}\right)^2 \cdot \frac{m_\gamma^2}{\rho^2}}.$$

Можно принять

$$D_{A-1} = D_{A-2} = D \Rightarrow m_{D_{A-1}} = m_{D_{A-2}} = m_L = 1 \text{ мм.}$$

После преобразования получим

$$m_{D_{1-2}} = \frac{D}{D_{1-2}} * \sqrt{2 \cdot (1 - \cos \gamma)^2 \cdot m_L^2 + (D \cdot \sin \gamma)^2 \cdot \frac{m_\gamma^2}{\rho^2}}.$$

Ошибка горизонтального угла состоит из трех составляющих – инструментальной ошибки измерения угла, а также погрешностей за счет центрирования прибора и сигнала:

$$m_\gamma = \sqrt{m_u^2 + \frac{\rho^2 e_c^2}{2a^2 b^2} \cdot (a^2 + b^2) + \frac{\rho^2 e_T^2}{2a^2 b^2} + (a^2 + b^2 - 2ab \cos \gamma)},$$

где a, b – расстояния до определяемых пунктов (D_{A-1}, D_{A-2}), м; e_c, e_T – средние квадратические линейные ошибки оптического центрирования сигнала и тахеометра ($e_c = 0,5$ мм, $e_T = 0,5$ мм); γ – горизонтальный угол между направлениями на пункты, град; $m_u = 1,5''$ – инструментальная ошибка измерения горизонтального угла.

$$m_\gamma = \sqrt{m_u^2 + m_{um}^2 + m_{uc}^2} = 2,0''.$$

Ошибка измерения расстояний составит $m_D = 4,5$ мм, определения превышений при расстоянии $L = 470$ м составит 6 мм.

Использование спутниковой аппаратуры для геомеханического мониторинга позволяет совершенствовать и автоматизировать методы полевых и камеральных работ, принципиально отличающихся от применяемых в настоящее время.

Исходя из требований к точности определения координат, целесообразно использовать минимум 2 одновременно работающих GPS-приемника – первый – (базовый) устанавливается на стационарную станцию на весь период изменения, второй (передвижной) – на каждый рабочий репер. Для достижения оптимальной точности определения координат реперов необходимо выбирать промежутки времени, когда обеспечивается прием спутникового радиосигнала от 7-8 и более спутников при коэффициенте PDOP меньше 4, угол возвышения спутников 15° , период наблюдения на каждом репере минимум 10 минут. При таких условиях GPS-приёмники Trimble-5700, обеспечивают точность измерений $m_L = m_h = 5 + 1 \cdot 10^{-6} \cdot L$, мм.

Этот метод наиболее приемлем для наблюдения за устойчивостью бортов карьеров, обеспечивающий при минимальных затратах времени и ресурсов приемлемую точность.

В настоящее время на Сафьяновском карьере в качестве основного метода применяются GPS-технологии. Контрольные измерения выполняются створным и косвенным методами.

МЕТОДИКА ТРЕХМЕРНОГО ЛАЗЕРНОГО СКАНИРОВАНИЯ ДЛЯ ЗАДАЧ ГЕОИНФОРМАЦИОННОГО МОНИТОРИНГА ИНФРАСТРУКТУРЫ ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ

КРУТИКОВ Д. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Большинство объектов горной промышленности в Российской Федерации были построены много лет назад. Практически все они входят в список потенциально опасных производственных объектов. В соответствии с Федеральным Законом № 116 от 20 июня 1997 года «О промышленной безопасности опасных производственных объектов», на них должны проводиться мероприятия, направленные на предупреждение аварий и предотвращение несчастных случаев на производстве.

В настоящее время одним из важных вопросов для промышленных объектов является ухудшение качества безопасности на предприятиях горной промышленности. Это связано прежде всего с неустойчивым рынком сбыта добываемого сырья, происходит перераспределение финансовых затрат: внешних (сокращение затрат на приобретение новой техники, налогов, услуг по обеспечению безопасности) и внутренних технологических процессов (уменьшение затрат на ремонт, на совершенствование (испытания), на развитие производства, на подготовку кадров и т. д.).

Основная цель предприятий — сохранить достигнутую прибыль предпринимателями-собственниками. В погоне за прибылью и может нарушиться равновесие систем всех видов: технических, правовых, экономических, социальных и т. д., что приводит к возникновению чрезвычайных ситуаций (ЧС).

Основными причинами аварий на предприятиях являются:

- нарушение технологии производства работ;
- неправильная организация производства работ;
- неэффективность производственного контроля;
- нарушение производственной дисциплины;
- низкий уровень знаний норм и правил безопасности.
- Основными мероприятиями производственного контроля являются:
 - реконструкция и замена оборудования (в случае его несоответствия требуемым нормам и правилам);
 - регулярная проверка технического состояния инженерных объектов;
 - мониторинг состояния открытых горных выработок, прогнозирование ЧС;
 - повышение уровня знаний норм и правил безопасности персонала;
 - своевременное обнаружение нарушений процесса технологического производства работ;
 - ведение исполнительной документации и др.

В основу оптимального решения всего комплекса мероприятий, направленных на предотвращение ЧС по измерительным работам, может служить проведение наземного лазерного сканирования всей территории промышленного объекта, а также съемка внутренних помещений.

Апробирование технологии наземного лазерного сканирования для геоинформационного обеспечения было выполнено на действующем горно-обогатительном комбинате (Жирекенский ГОК). Выбор данной технологии был обусловлен оперативностью получения данных, высокими требованиями к обеспечению точности определения основных механизмов, задачами промышленной безопасности.

Комплекс работ по геоинформационному обеспечению включал в себя:

1. Создание топографического плана масштаба 1:500 на территорию промышленной площадки площадью 15 га. Применение технологии наземного лазерного сканирования для создания топографических планов крупного масштаба позволяет сократить время полевых

работ до 5 раз, по сравнению с традиционными методами, улучшить качество и полноту измерений, производить оперативный контроль полевых измерений в режиме реального времени.

2. Съёмка производственных цехов Жирекенской горно-обогатительной фабрики методом наземного лазерного сканирования. За время выполнения проекта (2 месяца полевых работ) была выполнена съёмка семи производственных корпусов обогатительной фабрики (корпус приготовления реагентов, склад распределения руды, склад расходных материалов, пульпонасосная станция, котельная, корпус крупного дробления, главный корпус). Было выполнено 450 точек стояния НЛС – такое количество обусловлено высокой степенью необходимой точности модели и технологической сложностью оборудования в цехах.

3. Маркшейдерские съёмки на карьерах методом наземного лазерного сканирования. Преимущество лазерного сканирования при проведении данного вида работ – это безопасность выполнения съёмки (съёмка выполняется с безопасного расстояния без доступа рабочего персонала в зону работы карьерной техники).

4. Создание интерактивной трехмерной системы горного комбината на основе данных лазерного сканирования. Данная система представляет собой виртуальную 3D сцену промышленного объекта, в которой осуществлена возможность перемещения по трехмерному пространству в реальном режиме времени. Функционал системы позволяет оперировать большим количеством взаимосвязанных между собой разнородных данных.

На основе такой системы реализуется возможность обучения персонала в учебном классе в условиях максимально приближенных к реальности, а также возможность моделирования процессов вероятных чрезвычайных ситуаций и планирования мероприятий по их прогнозированию и ликвидации.

В результате проведенных работ по геоинформационному обеспечению технология наземного лазерного сканирования зарекомендовала себя как наиболее удобный и практичный способ получения достоверной информации. Преимущества лазерной съёмки позволили в режиме реального времени производить мониторинг земляных работ, определять объемы выбранной земляной массы, выполнять трехмерное моделирование сложных технологических объектов.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Рекомендации по созданию трехмерных геоизображений (моделей) территорий и объектов жизнеобеспечения, потенциально-опасных, критически важных для национальной безопасности. – М.: МЧС России, 2009.
2. Инструкция по топографической съёмке в масштабах 1:5000, 1:2000, 1:1000, 1:500. – М.: Недра, 1982.
3. Федеральный закон о промышленной безопасности опасных производственных объектов, № 116, 1997.
4. Голубко Б. П. Маркшейдерия. Часть 1. Маркшейдерские работы на карьерах и разрезах / Б. П. Голубко, В. А. Гордеев, В. Н. Яковлев. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2010.

РОЛЬ КАРЬЕРНЫХ АВТОДОРОГ В ФОРМИРОВАНИИ ЭФФЕКТИВНОСТИ КАРЬЕРНОГО АВТОМОБИЛЬНОГО ТРАНСПОРТА

АРЕФЬЕВ С. А., ЮДИН И. С.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Транспортирование – один из основных процессов технологии добычи полезного ископаемого. На его долю приходится 30-50 % затрат на открытую отработку месторождения.

Затраты на строительство и содержание технологических автодорог карьеров составляют в пределах 5-7 % от затрат на транспортирование горной массы автотранспортом, или 1,5-4,0 % от полной стоимости открытой добычи.

Главным показателем, которым оценивается эффективность автомобильного транспорта, является его производительность, а также расход топлива, скорости передвижения, расход шин, безопасность движения, износ автосамосвалов, которые определяют затраты на весь процесс транспортирования.

В настоящее время имеет место тенденция увеличения средней грузоподъемности автосамосвалов. Эта тенденция обусловлена широким внедрением автосамосвалов грузоподъемностью 80-120 т более. Стоимость таких автомобилей составляет 2,0-2,5 млн долл. и более, а эксплуатация обходится в 60-150 тыс. долл. на один автосамосвал в год.

Выше перечисленные показатели эффективности автомобильного транспорта в значительной мере зависят от дорожно-транспортных условий эксплуатации автосамосвалов, поэтому их совершенствование определяет возможность значительного снижения затрат на эксплуатацию карьерных автосамосвалов за счет уменьшения расхода топлива, автошин, повышения технической надежности автомобилей и безопасности их работы.

Транспортно-эксплуатационные качества технологических автодорог карьеров в настоящее время оставляют желать лучшего. Дороги на рабочих уступах, срок службы которых, как правило, от нескольких месяцев до одного-полутора лет, выполняются в виде выравнивающего слоя толщиной 20-30 см на скальных породах и порядка 50 см, если рабочий уступ представлен слабонесущими породами. Этот слой формируется чаще всего из мелко дробленных вскрышных пород и уплотняется бульдозерами и грейдерами в процессе планировки, а затем автосамосвалами в процессе их рабочего движения.

В целом карьерные автодороги характеризуются значительной неровностью, невыдержанным продольным и поперечным профилем, наличием множества дефектов, просадок, выбоин, колеиностей, в переходные периоды года все это является следствием их низкой работоспособности и определяет относительно высокую трудоемкость их содержания и высокие затраты на эти цели.

В совершенствовании дорожных условий эксплуатации автосамосвалов на современных карьерах кроются значительные резервы повышения эффективности карьерного автотранспорта. Так, согласно исследованиям ИГД УрО РАН, доведение качества забойных автодорог до качества магистральных обеспечит повышение скорости движения на них на 30-40 % и повышение среднетехнической скорости в целом по технологической трассе на 7-13 %, снижение расхода топлива – на 25-30 %. Кроме того, качество автодорог является существенным фактором технической надежности автосамосвалов, фактором безопасности и комфортности труда водителей автосамосвалов.

Таким образом, строительство и содержание карьерных автодорог является одним из значимых процессов открытой добычи наряду с подготовкой горной массы к выемке, так как представляют собой подготовку условий к эффективному осуществлению самого затратного и энергоемкого процесса перемещения горной массы.

Реальное повышение качества вскрывающих автотранспортных коммуникаций карьеров, по нашему мнению, может быть достигнуто на основе системного подхода к их проектированию, строительству и содержанию. Необходим комплекс взаимосвязанных научно-технических решений по геометрическим параметрам и конструкции одежд карьерных автодорог, технологии и механизации их строительства и содержания, включая вопросы

экологии и безопасности, по организации дорожной службы карьеров. На каждом карьере следует создавать специализированную дорожную службу, укомплектованную штатами специалистов и дорожно-строительной техникой и обеспеченную нормативной документацией.

Следовательно, совершенствование карьерных автодорог – это одно из основных звеньев комплекса организационных и научно-технических задач обеспечения дорожных условий для эффективной эксплуатации современных карьерных автосамосвалов.

Применительно к карьере, к числу таких задач относят следующие:

- совершенствование структуры дорожной службы карьера;
- обоснование и обеспечение потребности в основной и вспомогательной дорожно-строительной технике;
- создание комплекса контрольно-измерительных приборов и методики оперативной оценки транспортно-эксплуатационных качеств автодорог;
- разработка эффективных для условий карьера технологий строительства, содержания и ремонта технологических и служебных автодорог;
- изыскание экологически чистых вяжущих и совершенствование технологии обеспыливания и укрепления покрытий;
- разработка и внедрение средств и мероприятий, повышающих безопасность движения технологических автосамосвалов в карьере.

Из них наиболее актуальными, требующими первоочередного решения являются первые две задачи. Решение их позволит реально и существенно улучшить дорожные условия технологического автотранспорта карьера и обеспечит базу для их дальнейшего совершенствования.

Совершенствование структуры дорожной службы на карьере включает следующие основные этапы:

1. Уточнение и обоснование структурных подразделений, режима работы и штатного расписания специалистов этих подразделений в расчете на строительство и содержание всей дорожной сети карьера (технологические и служебные автодороги).

2. Разработка методики оценки транспортно-эксплуатационных качеств автодорог в условиях карьера (включая обоснование их нормативных значений).

3. Разработка методики планирования, учета и оценки эффективности работы дорожной службы, стимулирующей высокое качество строительства и содержания автодорог (на основе анализа и обобщения опыта строительства и эксплуатации технологических автодорог).

Обоснование и обеспечение потребности в основной и вспомогательной дорожно-строительной технике включает этапы:

1. Изыскание организационных и технических резервов в повышении эффективности использования имеющегося парка дорожно-строительной техники.

2. Определение потребности в расширении парка дорожно-строительных машин по номенклатуре и количеству основной и вспомогательной техники в расчете на весь объем работ, выполняемых дорожной службой карьера.

Решение выше указанных задач применительно к карьерам ОАО «УралАсбест» согласно расчетам, выполненным в дипломных проектах по данному месторождению, позволит достичь экономического эффекта в сумме 10-12 млн руб. при общей протяженности автодорог 55 км.

ТЕХНОЛОГИЯ ПОСТАНОВКИ БОРТОВ В ПРЕДЕЛЬНОЕ ПОЛОЖЕНИЕ НА ШЕЙНСКОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ ИЗВЕСТНЯКА*

БЕЛЯЕВ В. Л., МУСИХИНА О. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Технология постановки уступов в долговременное положение включает: оставление приконтурного целика при подходе к контуру карьера, который обрабатывается по спецтехнологии; отбойку горной массы в приконтурном целике на открытое подобранное пространство; уменьшение веса заряда в последних рядах скважин; использование диагональных схем взрывания, в т. ч. контурный ряд скважин взрывается первым с замедлением технологических скважин дробления не менее 50-75 мс; послынную обработку образовавшегося развала горной массы с целью качественной зачистки формируемого откоса уступа в погашении.

Для постановки уступов карьера в предельное положение для условий Шеинского месторождения известняков рекомендовано два метода.

Метод предварительного щелеобразования. При подходе горных работ к границе карьера оставляется приконтурный целик шириной не менее 15,0-17,0 м. Первоначально обуриваются и взрываются контурные скважины на один уступ, в соответствии с проектным положением горных работ в погашении. В приконтурном целике допускается взрывание контурного ряда скважин вместе с технологическими скважинами дробления. При этом контурный ряд взрывается первым с замедлением технологических скважин дробления не менее 50-75 мс. Глубина наклонных контурных скважин, которые бурятся до отметки подошвы погашаемого уступа без перебура, определяется по выражению

$$L_{\text{скв}} = (H_y / \sin \gamma), \quad (1)$$

где H_y – высота погашаемого уступа, м; γ – угол погашения уступа, град (60°).

Тогда для 11-метрового уступа $L_{\text{скв}} = 12,7$ м, а для 7,5-метрового уступа $L_{\text{скв}} = 8,65$ м.

Расстояние между скважинами в контурном ряду определяется по формуле Гидроспецстроя

$$a = 22 \times d_3 \times k_3 \times k_y = 22 \times 0,032 \times 1 \times 1,15 = 0,91, \text{ м}, \quad (2)$$

где d_3 – диаметр заряда (принят патронированный аммонит №6ЖВ, диаметр патронов 32 мм или шланговые заряды ПЖВ-20 того же диаметра), м; k_3 – коэффициент зажима (если число рядов скважин более 3, то $k_3=1$); k_y – коэффициент геологических условий (при совпадении плоскостей трещин с плоскостью оконтуривания $k_y=1,15$).

Расстояние между контурными скважинами 1,0 м.

Удельный расход ВВ на 1 п. м контурной скважины рассчитывается по формуле

$$q_p = 0,004d_c + 0,45 = 0,004 \cdot 110 + 0,45 = 1,0 \text{ кг/м}. \quad (3)$$

С учетом длины патрона аммонита №6ЖВ (0,25 м) и веса 1 п. м шлангового заряда ПЖВ-20 расход ВВ принимается 1,0-1,2 кг/м. Тогда вес ВВ в контурной скважине с учетом длины забойки не менее 1,65-2,0 м для 11-метровых уступов – 10-12 кг, для 7,5-метровых уступов – 6,5-8,0 кг. Взрывание скважин рыхления в приконтурном целике – короткозамедленное, диагональное. Параметры БВР при подготовке приконтурного целика с предварительным щелеобразованием приведены в табл. 1.

Метод формирования контурного откоса уступа вертикальными скважинами переменной длины. Ширина приконтурного целика, оставляемого при подходе к предельной границе карьера, составляет не менее 14 м. Приконтурный целик обуривается и взрывается

* Корректировка рабочего проекта технического перевооружения Шеинского карьера известняков: Т. 1. Горно-технологические решения. – Екатеринбург: Институт горного дела УрО РАН, ООО «Научно-производственное объединение УГГУ».

технологическими скважинами рыхления и рядом дополнительных укороченных скважин. Первые два ряда скважин обуриваются по обычной технологии по сетке 6×6 м. Второй ряд вертикальных скважин бурится до пересечения подошвы погашаемого уступа с нижней бровкой его откоса, т. е. глубина скважины – 11 м. Расстояние между скважинами в ряду – 6 м. Удельный расход ВВ по 2 ряду сокращается.

Таблица 1

Параметры БВР при взрывании приконтурного целика

№ ряда	Расстояние между		Угол наклона скважин, град	Длина скважины, м	Длина забойки, м	Вес заряда, кг
	скважинами в ряду, м	рядами скважин, м				
Для 11-метровых уступов						
1	6,0	6,0	90	12,6	6,3	227,2
2	6,0	6,0	90	12,0	6,3	250,8
Контурный	1,0	3,0-3,5 ^{*)}	60	12,7	2,0	10,0-12,0
Для 7,5-метровых уступов						
1	6,0	6,0	90	8,9	3,4	286,0
2	6,0	6,0	90	8,25	3,4	213,4
Контурный	1,0	3,0-3,5 ^{*)}	60	8,65	1,65	6,5-8,0

^{*)} удаление последнего ряда от контурного, м.

Скважины 2 ряда заряжаются штатными ВВ с формированием воздушного промежутка. Длина воздушного промежутка равна

$$L_{в. п.} = (0,15-0,2)l_{зар.} \quad (4)$$

Длина воздушного промежутка принимается 1,0 м. Длина верхней части забойки составляет 4 м.

Третий ряд дополнительных укороченных скважин бурится таким образом, чтобы удаление их дна по вертикали от погашаемого уступа не превышало величины

$$m = (9-13) \times d_c = 9 \times 0,25 = 2,25 \text{ м.} \quad (5)$$

Исходя из физико-механических свойств пород, принимается $m=1,0$ м.

Сетка скважин в третьем ряду сгущается. Удаление 3 ряда от второго – 3,7 м, расстояние между скважинами в ряду – 3,7 м. Глубина вертикальных скважин – 3,5 м определена графически с учетом $m=1,0$ м. Скважина 3-го ряда заряжается штатным ВВ со сплошной колонкой заряда. Вес заряда составляет:

$$Q = q_{пр} \times a \times b \times H = 1,1 \times 2 \times 2 \times 3,5 = 15,4 \text{ кг.} \quad (6)$$

Длина колонки заряда $Q/p=15,4/12,2=1,3$ м. Тогда длина забойки составляет 2,2 м.

Все скважины – оконтуривающие и технологические взрываются за один прием. Взрывание короткозамедленное, время замедления – 35 мс, схема коммутации – диагональная.

Общая характеристика параметров БВР при формировании откоса скважинами переменной глубины приведена в табл. 2. Для уточнения параметров взрывания в приконтурном слое проектом предусматривается проведение двух опытных взрывов по обеим предложенным технологиям.

Таблица 2

Параметры БВР при взрывании приконтурного целика с формированием откоса скважинами переменной глубины

№ ряда	Расстояние между		Наклона скважин, град	Длина скважины, м	Длина забойки, м	Вес заряда, кг
	скважинами в ряду, м	рядами скважин, м				
Для 11-метровых уступов						
1	6	6	90	12,6	6,3	277,2
2	6	6	90	11,0	4,0/1,0 ^{*)}	250,8
3 укороченный	2,0	3,7	90	3,5	2,2	57,2
Для 7,5-метровых уступов						
1	6	6	90	8,9	3,4	242
2	6	6	90	7,5	2,7/0,7	180,4
3 укороченный	2,0	2,2	90	2,8	1,7	48,4

^{*)} в знаменателе – высота воздушного промежутка, м.

ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ ПРИБОРТОВОГО МАССИВА ГУСЕВОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

БУСАРГИНА Е. С.

Институт горного дела УрО РАН

Изучение оползневых процессов, инженерно-геологические исследования прибортовых массивов Гусевогорского месторождения показывают, что прибортовый породный массив находится в состоянии предразрушения, которое вызвано тектоническим полем напряжения.

На данном месторождении, которое отрабатывается несколькими карьерами предприятием ОАО «Ванадий», включая и Главный карьер, в период геологоразведочных работ буровиками не было подсечено ни одной крупной глубинной тектонической зоны, однако впоследствии геофизические исследования позволили выявить, что это месторождение представляет собой фрагмент мощной тектонической зоны Главного Уральского надвига. Эта мощная структура шириной несколько километров представлена крупными тектоническими пластинами, разделенными глубинными сдвигами*.

Для составления более полной картины о тектоническом напряжении прибортового массива Гусевогорского месторождения и его устойчивости были изучены материалы, полученные в ходе инженерно-геологического исследования бортов Главного карьера. В ходе исследования были картированы доступные для проведения замеров трещины с протяженностью более 1 м. После обработки материалов были выделены системы трещин, характерные для общих участков горизонтов карьера.

Для определения напряженного состояния прибортовых массивов Главного карьера были выделены 2 поверхности скольжения, имеющие индикаторы перемещения, такие как борозды скольжения. Первая поверхность скольжения имеет азимут простирания 344° и угол падения 78° , шероховатую поверхность, заполнитель – кальцит, хлорит, серпентинит, левый сбросо-сдвиг. Вторая поверхность имеет азимут простирания 140° и угол падения 78° , шероховатую поверхность, заполнитель – кальцит, хлорит, серпентинит, левый сдвиг.

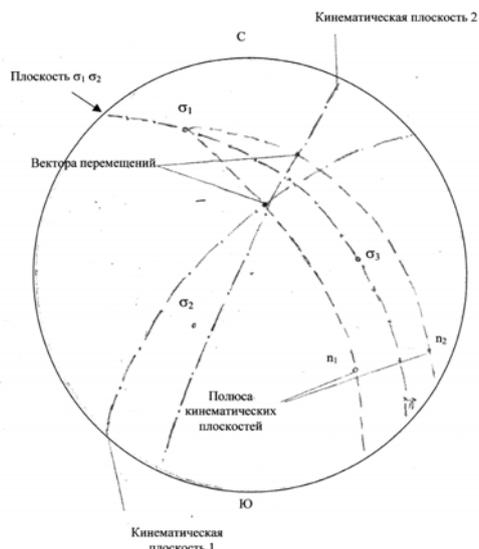
Для построения главных напряжений в прибортовом массиве данные поверхности скольжения были вынесены на стереограмму Вульфа, к ним построены полюса и кинематические оси. Для определения поверхности, на которой располагаются σ_1 и σ_3 , были построены вспомогательные оси, построенные исходя из угла наклона борта карьера (см. рисунок).

После данных построений были найдены углы между максимальным главным напряжением σ_1 и соответствующей кинематической поверхности скольжения и составлены уравнения равновесия к моменту перемещения для каждой выбранной поверхности скольжения. Уравнение равновесия основывается на том, что в момент подвижки по кинематическим плоскостям значение сдвигающего (касательного) напряжения в соответствующей плоскости равнялось силе сцепления по контакту (на единице площади). Для этого физического состояния массива с присутствием кинематической плоскости справедливо уравнение

$$0,5(\sigma_1 - \sigma_3) \sin 2\alpha = (\sigma_1 \cos^2 \alpha + \sigma_3 \sin^2 \alpha) g\varphi' + C', \quad (1)$$

где σ_1 – максимальное главное напряжение, МПа; σ_3 – минимальное главное напряжение, МПа; α – угол между σ_1 и соответствующей поверхностью скольжения, град; φ' – угол трения по контакту шва, град; C' – сцепление по контакту, МПа.

* Яковлев А. В., Ермаков Н. И. Методика изучения прибортовых массивов для прогнозирования устойчивости бортов карьеров. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2008. – 78 с.



Расположение векторов действия σ_1 и σ_3 и векторов перемещения на кинематических плоскостях 1 и 2

Для выбранных кинематических плоскостей угол α составил для первой поверхности скольжения 32° , для второй поверхности скольжения 58° . Значения же физико-механических параметров по контакту были выбраны относительно описания поверхности скольжения и составили: для первой поверхности $\varphi'=25^\circ$, $C'=0,2$ МПа; для второй поверхности $\varphi'=15^\circ$, $C'=0,1$ МПа.

Решив систему уравнений для выбранных плоскостей скольжения, были получены значения максимальной и минимальной компонент главного поля напряжений Главного карьера $\sigma_1=14$ МПа и $\sigma_3=5$ МПа, являющиеся основой для определения устойчивости прибортового массива.

Оценку устойчивости прибортового массива можно определить, решив уравнение, отражающее соотношение между сдвигающей и удерживающей компонентами поля напряжения, отраженными в уравнении (1), для необходимого участка массива

$$n = \frac{\tau_{\text{сц}}}{\tau_{\text{сдв}}} = \frac{(\sigma_1 \sin^2 \alpha + \sigma_3 \cos^2 \alpha) \tan \varphi' + C'}{0,5(\sigma_1 - \sigma_3) \sin 2\alpha}, \quad (2)$$

где $\tau_{\text{сц}}$ – удерживающая компонента поля напряжений, МПа; $\tau_{\text{сдв}}$ – сдвигающая компонента поля напряжений, МПа, n – коэффициент запаса устойчивости.

Таким образом, определив значение коэффициента запаса устойчивости n для требуемого участка массива, можно сделать вывод о его устойчивости: при $n > 1$ участок прибортового массива находится в устойчивом состоянии, $n < 1$ участок прибортового массива находится в неустойчивом состоянии (возможно развитие оползневых процессов, обрушение уступов).

Таким образом, имея представления о величинах максимальной σ_1 и минимальной σ_3 компонент поля напряжений прибортового массива, возможно дать оценку устойчивости прибортового массива с учетом тектонических напряжений. Но без достаточной геологической информации о массиве пород, включающей залегание подвижного разломного шва в регионе, состав пород шва, их влажность, наличие штрихов и борозд скольжения решение уравнения (1) невозможно, так же как и без геомеханической информации о направлении действия максимальной и минимальной компонент напряжений и значениях параметров φ' и C' .

ИССЛЕДОВАНИЕ ГИДРОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ГРОХОЧЕНИЯ НА ПЛОСКИХ ГРОХОТАХ

ВАЛИЕВ Н. Г., БОЙКОВ И. С.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

ЗДОРОВЕЦ И. Л.

Артель старателей «Нейва»

Объект исследования – процесс гравитационного грохочения золотосодержащих песков в потоке пульпы на промывочных приборах. На уральских приисках широко применяются промывочные приборы 4АС производительностью по пульпе 1400-1800 м³/ч со стационарными плоскими грохотами (рис. 1).

Параметры грохота: длина 3-4 м; ширина от 2,4-2,6 до 0,8-1,0 м, средняя 1,6 м; размеры прямоугольных отверстий 30×10 мм; диаметр круглых отверстий 7-15 мм; уклон 0,08-0,1 (4-6 °).

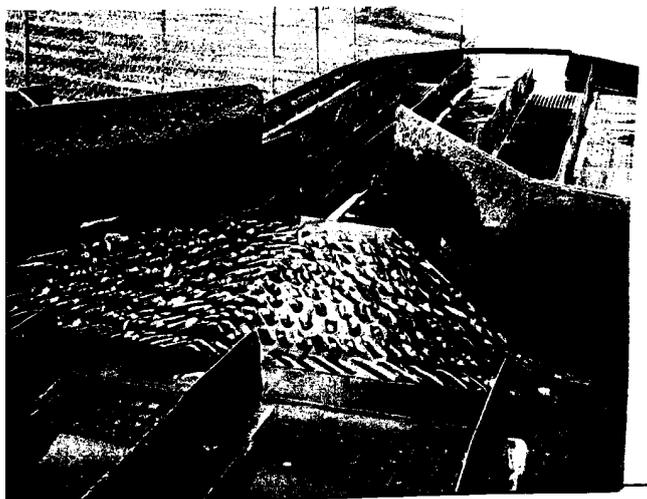


Рис. 1. Стационарный грохот для гидравлического грохочения

Исследование процесса грохочения в производственных условиях затруднено, поэтому проводилось авторами в лабораторных условиях. Для соблюдения гидравлического гравитационного подобия потоков необходимо, чтобы безразмерное число $\frac{V^2}{gl} = Fr$ (число

Фруда) для модели и для натурального объекта было одинаковое, где V – скорость движения потоков; l – линейные размеры потоков; $g = 9,81 \text{ м/с}^2$ – ускорение свободного падения.

Для моделирования грохочения принимаем следующие параметры натурального объекта: средняя ширина потока $b_n = 2,5 \text{ м}$; высота потока $H_n = 0,3 \text{ м}$; скорость потока

$$V_n = \frac{Q}{b_n \times H_n \times 3600} = \frac{1800}{2,5 \times 0,3 \times 3600} = 0,67 \text{ м/с, где } Q \text{ – расход потока по пульпе, м}^3/\text{ч.}$$

Принимаем линейный масштаб моделирования $l_n / l_m = M_l = 25$, тогда [1] масштаб скорости

$$V_n / V_m = M_v = M_l^{0,5} = 5,$$

масштаб расхода потока

$$Q_n / Q_m = M_Q = M_l^{2,5} = 3125 .$$

Соответствующие параметры модели: ширина потока $b_m = 0,1$ м; скорость потока $V_m = 0,134$ м/с; расход потока $b_m = 0,16$ л/с.

$$\text{Число Фруда } \frac{V_H^2}{b_H \times q_H} = \frac{0,67^2}{2,5 \times 9,81} \cong \frac{V_M^2}{b_M \times q_M} = \frac{0,134^2}{0,1 \times 9,81} = 0,018.$$

Подача воды на модель осуществлялась из бака, в котором придерживался постоянный уровень. Исследование проводилось в 2 этапа. На первом этапе определялся выход воды под решетом.

Расход воды, протекающей через отверстие открытого резервуара, рассчитывается по формуле

$$Q_p = \mu \omega \sqrt{2gh_0}, \quad (1)$$

где μ – коэффициент расхода; ω – площадь поперечного сечения отверстия; $g = 9,81$ м/с² – ускорение силы тяжести; h_0 – напор воды над центром отверстия.

Величина коэффициента расхода потока μ_0 определяется по справочным материалам или рассчитывается по формуле Альтшуля, обычно для сосудов с тонкой стенкой $\mu_0 = 0,6-0,7$, в других случаях определяется экспериментально.

Выход подрешётной воды

$$\gamma = \frac{Q_p}{Q_{об}}, \quad (2)$$

где Q_p – количество подрешётной воды; $Q_{об}$ – общее количество воды, прошедшее через грохот (табл. 1).

Таблица 1

Выход подрешётной воды

Кол-во отв.	Соотнош. $\frac{b_{от}}{b_m}$	Площадь отв., см ²	Количество воды			Средняя высота, $h_{ср}$, см	Расчёт. расход подреш. воды ($\mu = 0,7$)	
			всего, л	под решетом, л	под решетом, %		л/с	%
1	0,048	0,18	19,2	0,49	2,5	0,5	0,0040	2,45
2	0,096	0,36	19,2	0,765	4,0	0,5	0,0077	4,9
3	0,144	0,54	19,2	1,083	5,64	0,45	0,0112	7,0
4	0,192	0,72	19,2	1,6	8,33	0,45	0,0147	9,17
5 1-ряд	0,24	0,9	19,2	2,2	11,6	0,4	0,0175	11,0
9 2-ряд		1,62	19,2	3,3	17,2	0,3	0,0273	17,1
14 3-ряд		2,52	19,2	4,58	23,8	0,3	0,0427	26,7
18 4-ряд		3,24	19,2	5,66	29,5	0,25	0,0497	31,3

На рис. 2 приводится график выхода воды под решетом, рассчитанный по формуле (1) и измеренный на модели. Очевидно значительное соответствие расчётных и измеренных значений.

При гидравлическом грохочении и обогащении золотосодержащих песков объёмное соотношение воды и твёрдого материала (Ж:Т) находится в пределах от 4-6 до 12-16 и более.

В этих условиях динамику разделения потока пульпы на решетом можно принять такой же, как и динамику разделения воды, а выход подрешётной воды определять по формуле (1).

На втором этапе исследования определялся выход под решетом мелких частиц металла. В качестве частиц металла использовались частицы меди, бронзы крупностью от 0,25 до 2,0 мм, плотностью $\rho = 6-8$ г/см³. Для того чтобы частицы транспортировались потоком воды, в том числе на участке решета, скорость потока увеличивалась до 0,25-0,6 м/с (практически до значений движения потока на шлюзах).

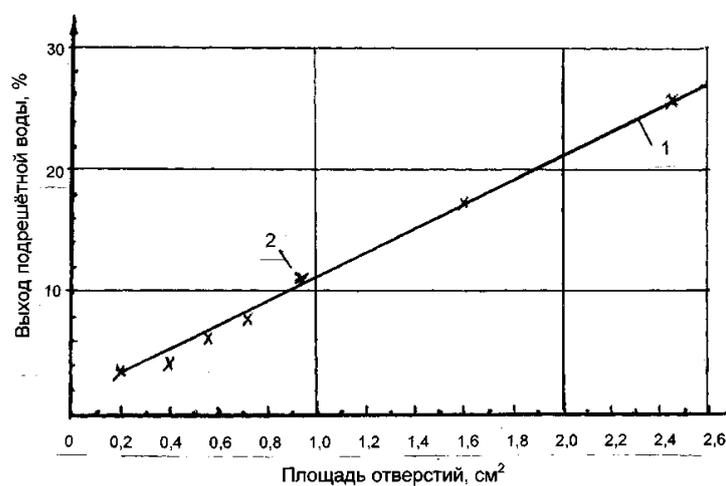


Рис. 2. Выход подрешётной воды:

1 – расчётный по формуле (1); 2 – измеренный на модели

Фиксировались следующие параметры (табл. 2): крупность частиц, скорость потока, выход подрешётной воды, выход металла под решето.

Таблица 2

Выход частиц металла под решето

Площадь отверстий, см ²	Количество воды		Количество металла		
	всего, л	под решетом, %	всего, г	под решетом, г	выход, %
3,24	19,2	29	4,0	2,2	55
3,24	19,2	30	2,5	1,3	52
4,4	19,2	65	4,5	2,9	65
4,4	19,2	57	3,9	2,46	63
4,4	19,2	65	4,5	3,6	80
4,4	19,2	65	4,5	3,7	82
4,4	19,2	65	4,5	3,7	82

По результатам измерений можно сделать следующий вывод – при выходе подрешётной воды 65 % выход частиц металла под решето составляет 80-82 %, оставшиеся частицы 18-20 % надрешётным потоком уносятся в отвал. Таким образом, при общем количестве потерь 14-18 % на приборах 4АС 18 % приходится на процесс гидравлического грохочения, что составляет от 2,52 до 3,24 % общих потерь (в зависимости от крупности золота). С целью оценки соответствия потерь золота при грохочении на одной из установок 4АС старательской артели «Нейва» было проведено опробование потока пульпы на проходной (хвостовой) колоде. По результатам опробования величина потерь составила 2,77-2,92 %.

Методика расчёта потерь золота изложена в литературе [2, 3].

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Теплов А. В. Основы гидравлики [Текст]. – Л.: Энергия, 1971. – 280 с.
2. Кизевальтер Б. В. Теоретические основы гравитационных процессов обогащения [Текст]. – М.: Недра, 1979. – 295 с.
3. Аленичев М. В., Багазеев В. К., Здоровец И. Л. Параметры гидравлического грохочения на плоских грохотах // Международный научно-промышленный симпозиум «Уральская горная школа – регионам», 12-21 апреля 2010. – Екатеринбург, 2010. – С. 188-190.

К ВОПРОСУ УЧЕТА ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ ПРИ ОЦЕНКЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ АВТОМАТИЗИРОВАННЫХ СИСТЕМ УПРАВЛЕНИЯ ЭКСКАВАТОРНО-АВТОМОБИЛЬНЫМИ КОМПЛЕКСАМИ

ГАНИЕВ Р. С., СТЕНИН Ю. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В настоящее время существует большое количество автоматизированных систем управления (АСУ), позволяющих организовать и оптимизировать грузопотоки, производить учёт и контроль работы погрузочно-транспортных комплексов, осуществлять мониторинг эксплуатационных режимов транспортных средств и, в конечном счете, снизить энергозатраты, эксплуатационные издержки, повысить надёжность оборудования, промышленную и экологическую безопасность производства. При открытой разработке месторождений подобные способы наиболее активно внедряются в основном на крупных карьерах в погрузочно-транспортном процессе с использованием автомобильного транспорта, следовательно, объектом управления в большинстве случаев является экскаваторно-автомобильный комплекс (ЭАК), представляющий собой совокупность технологических схем работы и включающий в себя пункты погрузки, автодороги и пункты разгрузки. В зависимости от сложности структуры ЭАК и поставленных целей и задач могут применяться различные решения по автоматизации процесса управления: программные средства для осуществления оперативного планирования, системы мониторинга объектов транспортной сети, устройства контроля технического состояния горных машин, системы диспетчеризации и управления грузопотоками и т. п. Соотношение результатов функционирования АСУ и затрат всех видов ресурсов, необходимых для её создания, развития и нормальной работы, характеризуются понятием эффективности, определяющим пригодность использования конкретной АСУ для достижения требуемых результатов.

Основной проблемой при оценке эффективности АСУ ЭАК карьеров является трудность учёта влияния горнотехнических факторов на показатели работы системы. На практике наиболее распространённым подходом является экономическая оценка АСУ, принцип которой заключается в прогнозных расчетах изменения показателя себестоимости продукции и прироста чистой прибыли в качестве эффектов от внедрения АСУ. В целом такой подход можно рассматривать как минимально достаточный для принятия решения о применении той или иной АСУ на конкретном предприятии. Но в силу недостаточного учёта условий эксплуатации оборудования, его технических характеристик и производительности карьера при сравнении вариантов растёт уровень неопределённости достижения прогнозируемых показателей работы системы, а также целесообразности использования конкретной АСУ или конкретного вида автоматизации. Для получения наиболее полного представления о степени влияния автоматизации на отдельные показатели процесса управления и технологию ведения работ необходим более подробный анализ, предусматривающий учёт влияния горнотехнических факторов и технических особенностей управляемых элементов. Использование такого принципа в сочетании с существующими методиками оценки эффективности АСУ значительно повысит точность результатов оценки и сделает их более объективными и доступными для последующей обработки и принятия управленческих решений на их основе.

Примером учёта горнотехнических факторов в оценке эффективности управления может служить условная классификация карьеров по степени сложности управления погрузочно-транспортными работами в ЭАК, произведённая на основе информационного критерия (показателя энтропии). В качестве исходных данных были взяты годовые объёмы грузоперевозок передовых предприятий России и ближнего зарубежья. Для указанных в таблице объёмов были произведены расчёты потребности в оборудовании и приведена структура комплексной механизации согласно рекомендациям, приведённым в литературе и экспертным оценкам. Результаты проведённых расчётов показывают, что при росте мощности карьера наблюдается относительно устойчивый рост количества экскаваторов и

автосамосвалов, находящихся в эксплуатации, в силу чего пропорционально увеличивается число сообщений, поступающее в процессе работы комплекса, а, следовательно, и уровень энтропии. Графический анализ зависимости уровня неопределённости (энтропии) от производительности по горной массе позволил произвести условную систематизацию карьеров по степени сложности управления погрузочно-транспортными работами в ЭАК, представленную в таблице ниже.

Систематизация карьеров по сложности управления погрузочно-транспортными работами

Категория карьеров	Производительность, млн м ³	Энтропия H , бит	Аппаратные средства АСУ	Программные средства АСУ
I. Малой мощности	<3-5	3,9-6,2	АРМ работников предприятия (ПК)	Программы обработки оперативной информации; простейшие программы анализа информации; программы вывода визуальной информации
II. Средней мощности	3-10	6,2-7	Линии высокоскоростной связи; АРМ работников предприятия (ПК и серверы)	Программы обработки оперативной информации; базы данных (MS Access, MS Excel); программы анализа информации (MS Excel); программы вывода визуальной информации
III. Большой мощности	10-25	7-8,2	Приборы сбора и вывода информации; системы циклической передачи информации (бортовые компьютеры с накопителями информации); линии высокоскоростной связи; АРМ работников предприятия (ПК и серверы)	Программы обработки оперативной информации; программы обработки информации с бортовых компьютеров; базы данных (oracle, MS SQL Server); программы анализа информации; программы вывода визуальной информации
IV. Сверхмощные	>25	>8,2	Приборы сбора и вывода информации; системы глобального позиционирования (GPS); линии высокоскоростной связи; АРМ работников предприятия (ПК и серверы)	Программы обработки оперативной информации; программы обработки спутниковых сигналов; базы данных (oracle, MS SQL Server); сложный программно-аналитический комплекс; программы вывода визуальной информации

Анализируя результаты проведенной работы, можно сказать, что вопрос оценки эффективности АСУ ЭАК карьеров в настоящее время изучен не в полной мере и является в некоторой степени инновационным. Для достижения максимально точных результата анализа эффективности АСУ необходим учет влияния горнотехнических факторов, процесс осуществления которого требует исследования закономерностей влияния параметров карьера и ЭАК на показатель эффективного использования АСУ. Это позволит принимать наиболее обоснованные решения по выбору потребной степени автоматизации выемочно-погрузочного звена, что влечет за собой возможность достижения максимальной производительности всего комплекса при оптимальных затратах на внедрение и эксплуатацию АСУ ЭАК.

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ОТРАБОТКИ ОТВАЛОВ

ЕЛЬКИН Е. А., МАРТЫНОВ Н. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Появившиеся в последние десятилетия техногенные месторождения являются результатом интенсивного развития горнодобывающей и перерабатывающей промышленности. Техногенные месторождения – это скопления минеральных веществ на поверхности Земли или в горных выработках, представляющие собой отходы горного, обогащенного, металлургического и других производств и пригодные по количеству и качеству для промышленного использования, которое становится возможным по мере развития технологии его переработки и изменения экономических условий [1].

В настоящее время Свердловская область обладает значительными накопленными объемами отходов горно-обогатительного и металлургического производства. Эти отходы можно назвать техногенными месторождениями, в случае если проведенные предварительное и тщательное изучение их подтверждает возможность использования в качестве минеральных источников.

В результате изучения минерального сырья отвалов разрабатываются новые рентабельные способы, позволяющие извлечь полезные компоненты, которые до настоящего времени считалось обогащать не выгодно или невозможно [2].

Анализ разработки некоторых техногенных месторождений на Урале: шлаковые отвалы ЧМЗ, Серовского ферросплавного завода, золоотвалы Рефтинской ГРЭС, отвалов Дегтярского РУ, Асбестовского ГОКа, Малышевского РУ показывает, что на большинстве из них применяется техника с истекшим сроком службы. Коэффициент использования (ЭКГ-8, ЭКГ-5, ЭКГ-4,6 – на Малышевском и Дегтярском РУ) не превышает 0,3-0,35. Годовая производительность экскаваторов составляет 25-40 % от годовой производительности забойных экскаваторов на горных предприятиях, что приводит к росту себестоимости 1 м³ горной массы по сравнению с горными предприятиями.

Следует отметить, что высокая себестоимость выемки 1 м³ горной массы на техногенных месторождениях в настоящее время оправдывается вовлечением в повторную переработку в отвалах ценных компонентов шлаков и малым расстоянием доставки до металлургического завода. С организацией массовой переработки отвалов, а также при необходимости строительства обогатительного комплекса, рентабельность отработки техногенных месторождений во многом будет определяться рентабельностью горных работ. А это, в свою очередь, потребует создания эффективных схем, методов и средств комплексной механизации ведения горных работ на техногенных месторождениях.

Основным критерием оценки эффективности схем механизации при отработке техногенных месторождений может служить показатель себестоимости продукции, включающей основные элементы производственных затрат и амортизации основных средств.

С использованием этого показателя рассматривается два варианта отработки 3-го яруса «Мокринского» отвала серпентинита асбофабрики комбината ОАО «Ураласбест», с содержанием магния 20-25 %, объем накопленных отходов обогащения которого составляет 198,00 млн т (110,00 млн м³).

Годовая производительность горных работ на техногенном месторождении составляет 850 тыс. т/год и определяется потребностью заказчика – ОАО «Русский магний».

Первый способ, экскаваторный, не требует подготовки горной массы к выемке, так как усилие экскаватора и плотность пород (1,8 т/м³) позволяют разрабатывать породу без предварительного рыхления. Экскаватор работает непосредственно с самосвалом.

Для второго способа, скреперного, требуется подготовка горной массы к выемке. Подготовка горной массы к выемке производится рыхлением. В качестве рыхлителя принят Д-652АС (см. таблицу).

Технико-экономические показатели вариантов

Наименование	Скрепер ДЗ-107-1 , трактор-толкач ДЗ-113, рыхлитель Д-652АС	Экскаватор ЭО-6123А1 ВЭКС, автосамосвал Volvo BM А25с (6×6) (3шт.) Бульдозер К-701
Годовая мощность по горной массе, тыс. т	850	
Расстояние откатки горной массы, км	3,5	
Капитальные затраты, тыс. руб.	15104	23600
Амортизационные отчисления, тыс. руб.	2258,5	3404
Эксплуатационные затраты, тыс. руб.	8085,7	11226,41
Затраты на оплату труда (основная и дополнительная зарплата) , тыс. руб.	4499,1	6041,3
Социальный страховой взнос, тыс. руб.	1363	1829
Расходы на охрану труда, тыс. руб.	674,9	906,2
Прочие расходы цеха, тыс. руб.	326	439
Вспомогательные материалы, тыс. руб.	770,7	1329,91
Ремонтный фонд (затраты на все виды ремонтов) тыс. руб.	452	681
Итого затрат, тыс. руб.	10344,2	14630,41
Внепроизводственные расходы, тыс. руб. (20 % от итога) .	2068,8	2926,082
Себестоимость, руб./т	14,6	21
Рентабельность производства, %	30%	27%

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Трубецкой К. Н., Уманец В. Н., Никитин Н. Б. Комплексное использование минерального сырья. – М., 1987. – № 12. – С. 18-23.
2. Маляров И. П. Разработка техногенных месторождений. – Магнитогорск, 2002.

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ЭКСПЛУАТАЦИИ БУРОВЫХ СТАНКОВ ЗАРУБЕЖНОГО ПРОИЗВОДСТВА НА КАРЬЕРАХ УРАЛА

ЗАХАРОВ А. В.

ООО «Сандвик Майнинг энд Констракшн СНГ», Уральский филиал

ТОПОРОВ А. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В настоящее время парк бурового оборудования на крупнейшем горнодобывающем предприятии Урала – Качканарском ГОКе представлен станками СБШ-250МНА-32. С 2003 г. наблюдается тенденция снижения технико-экономических показателей бурения.

В начале 2007 г. комбинатом был приобретен станок D-75KS. За 9 месяцев 2007 г. станком D-75KS на Северном карьере было пробурено 75,3 тыс. п. м взрывных скважин.

Высокая производительность станка D-75KS обусловлена следующими факторами: автономным питанием; высокими скоростями выполнения вспомогательных операций; высокой скоростью передвижения; сокращением длительности планово-предупредительных ремонтов (коэффициент технической готовности за 9 месяцев составил 0,91); более высокой по сравнению с СБШ механической скоростью бурения.

Сравнительные экономические показатели станков СБШ-250МНА-32 и D-75KS на 9 месяцев 2007 г. приведены в табл. 1.

Таблица 1

Экономические показатели станков СБШ-250МНА-32 и D-75KS

Показатель	Ед. измер.	Модель станка	
		СБШ-250МН	D-75KS
Объём бурения	п. м	35400	75300
Статьи затрат:			
Технологические материалы	руб./п. м	69,55	78,91
В том числе: шарошечные долота	То же	69,28	78,91
троса	«	0,26	–
Текущий ремонт и содержание основных средств	«	62,2	48,03
В том числе масла и смазки	«	4,47	18,18
Затраты на установленные по гарантии детали	«	–	5,98
Сменное оборудование (буровые штанги)	«	1,38	5,77
Дизельное топливо	«	–	68,23
Электроэнергия	«	19,61	–
Услуги автотракторного цеха	«	30,52	24,71
Охрана труда	«	0,20	0,09
Общехозяйские расходы	«	27,86	13,44
Амортизация	«	82,5	88,02
Зарплата с начислениями	«	56,35	30,37
Итого: затраты на 1 п. м скважины	руб./п. м	350,17	363,91
Затраты на 1 м ³ обуренной горной массы	<u>Руб./м³</u>	<u>14,90</u>	<u>15,49</u>
	%	100	100

Как видно, разница в себестоимости бурения станками СБШ-250МНА-32 и D-75KS составляет 3,92 %, что находится в пределах точности расчетов.

В обозримой перспективе в пользу экономических показателей работы бурового станка D-75KS будут действовать следующие факторы: накопление опыта и повышение квалификации обслуживающего персонала; совершенствование системы обеспечения работы станка материалами и запасными частями, возможно, через организацию сервисного обслуживания;

использование резервов оптимизации применяемого бурового инструмента; повышение доли затрат на заработную плату в общей структуре себестоимости продукции. Отрицательное влияние окажут увеличение объемов ремонтов, замена узлов и агрегатов, выработавших свой технический ресурс; рост мировых цен на нефть.

В мае 2009 года ООО «Валенторский медный карьер» была приобретена буровая установка DP-1500 производства компании Sandvik для замены отечественных станков 5СБШ-200. DP-1500 является гидравлической самоходной автономной буровой установкой, способной бурить наклонные и горизонтальные скважины диаметром 89-152 мм. Установка оборудована гидроперфоратором HL-1560 с верхним расположением. Обладая высоким вращающим моментом, достаточной продувкой и совершенной эргономической системой управления Rock Pilot, установка легко адаптируется к изменяющимся горнотехническим условиям.

Сравнительные параметры буровзрывных работ при использовании станков 5СБШ-200 и DP-1500 на Валенторском карьере приведены в табл. 2.

Таблица 2

Сравнительные показатели буровзрывных работ при использовании станков 5СБШ-200 и DP-1500

Показатель	Ед. измер.	Модель станка		
		5СБШ-200	DP-1500	
Диаметр скважин	мм	215	127	
Сетка скважин	м×м	4×4	3×3	3,5×3,5
Высота уступа	м	6,5	6,5	6,5
Глубина скважины	м	8	8	8
Величина перебура	м	1,5	1,5	1,5
Удельный расход основного ВВ (эмуласт АС-30РП)	кг/м ³	0,855	0,860	0,730
Удельный расход инициирующего ВВ (аммонит 6ЖВ)	кг/м ³	0,163	0,105	
Удельный расход детонирующего шнура	п. м/м ³	0,251	0,422	
Выход негабаритных кусков	%	3,0	0,1	

В результате внедрения станков DP-1500 на карьере значительно снизился выход негабаритных кусков горной массы, что позволило отказаться от взрывной разделки негабаритов. Некоторое увеличение расходов на детонирующий шнур компенсируется значительным сокращением удельного расхода дорогого инициирующего взрывчатого вещества – аммонита.

Таким образом:

1. Применение импортных дизельных буровых станков на технологическом бурении взрывных скважин в сравнении со станками СБШ-250МНА-32 и 5СБШ-200 может дать значительный рост производительности оборудования и персонала.

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

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

4. В условиях российской экономики в целом и карьеров Урала в частности вполне конкурентоспособными могут оказаться гидравлические импортные буровые станки с электроприводом.

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

РАЗРАБОТКА ГЕОИНФОРМАЦИОННОЙ БАЗЫ ДАННЫХ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ СВЕРДЛОВСКОЙ ОБЛАСТИ

КОРНИЛКОВ С. В.

ГУ Институт горного дела УрО РАН

ИСАКОВ С. В., МУСИХИНА О. В., КОСТИН А. Л.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Актуальность разработки базы данных информации по горным предприятиям Свердловской области обусловлена несколькими факторами:

- необходим доступный и скоростной источник информации о действующих, законсервированных и проектируемых предприятиях горного профиля;
- получаемая информация о каждом предприятии должна быть достоверной и разноплановой, учитывающей экологические, технико-экономические и другие аспекты деятельности горно-добычного производства;
- существует потребность в специальном инструменте, позволяющем быстро и качественно анализировать информационные данные с целью принятия оптимальных управленческих решений в сфере организации добычи и переработки минеральных ресурсов.

В связи с многообразием данных, связанных с работой горного предприятия, формируемая база данных должна сочетать в себе традиционные и геоинформационные методы хранения и представления информации: карты различного назначения и разных масштабов, чертежи, а также текстовую часть, видео- и фотосъемку. На рис. 1 представлена общая схема структуры геоинформационной базы данных, разработанной сотрудниками Института горного дела УрО РАН и ООО «Научно-производственное объединение горного университета».

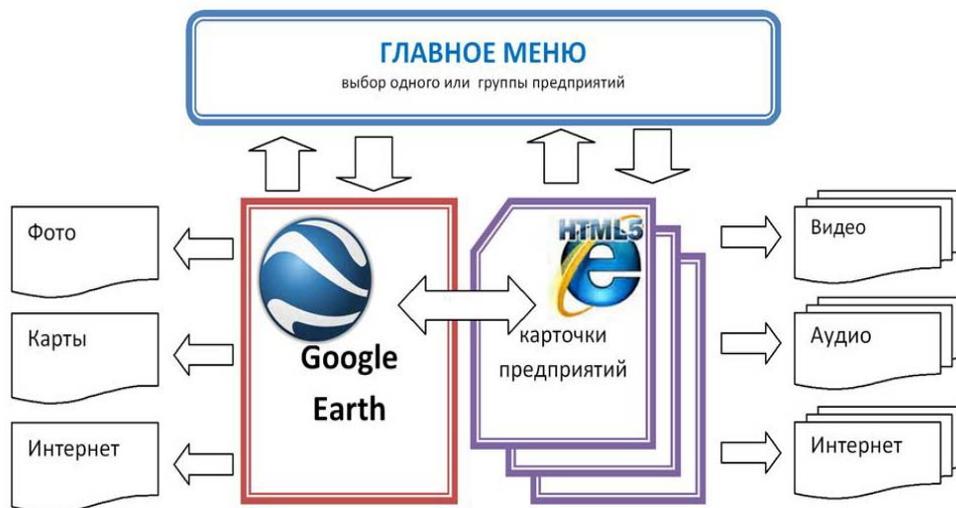


Рис. 1. Структура базы данных

В качестве основы при аппаратной реализации информационной базы была выбрана клиентская программа «Google Планета Земля» (англ. Google Earth), являющаяся частью проекта «Google map» компании Google, в рамках которого в сети Интернет размещены спутниковые фотографии всей земной поверхности. Сама программа «Google Планета Земля» представляет собой удобную оболочку для обработки и представления геоинформационных

данных, позволяющую реализовать важнейший для геоинформационных проектов принцип вложенности координат.

Открытая архитектура разработанной базы данных реализует возможность увеличения объемов и видов хранимой информации, а также обеспечивает многообразие решаемых с ее применением задач.

Пополнение и использование базы возможно удаленными пользователями и коллективами, в том числе и через глобальную сеть Интернет.

Исходя из принципов представления и хранения, вся информации в базе данных условно разделена на геоинформационный и мультимедийный блоки (рис. 2).



Рис. 2. Составляющие базы данных

Использование геоинформационных технологий обработки и представления информации позволяет наглядно оценить взаимное расположение объектов предприятия (как существующих, так и перспективных), инфраструктуры района, природоохранных территорий, зон возможных чрезвычайных ситуаций техногенного и природного характера и т. п. Такой анализ необходим для выявления «проблемных» участков территории размещения горного предприятия, а также повышения качества и скорости принимаемых решений в вопросах размещения объектов горно-добычного и перерабатывающего производства, логистики, перспективных направлений развития и т. п.

Мультимедийный блок данных предназначен для хранения прежде всего так называемых «карточек предприятий». Блок является мультимедийным, так как предназначен для одновременного использования различных форм представления информации, а также предусматривает возможность интерактивного взаимодействия с ней. Информация в данном блоке представлена в виде текстов, таблиц, иллюстраций, чертежей и может быть дополнена видео- и аудиоматериалами, ссылками на ресурсы в сети Интернет и др.

Геоинформационный и мультимедийный блоки взаимодополняют друг друга таким образом, чтобы содержащиеся в них данные могли быть представлены наиболее полно и наглядно в соответствии с решаемой конкретной задачей. Взаимодействие данных из различных блоков обеспечивается системой перекрестных ссылок. Оба блока данных имеют возможность подключения внешних источников данных, в том числе и из сети Интернет.

Разработанная методика формирования базы данных позволяет в ближайшее время приступить к накоплению информации и внесению ее в базу данных. Практическое использование базы данных может быть начато сразу, с начала поступления первичной информации.

Дальнейшее развитие базы данных предполагается по двум направлениям:

- наращивание объема и увеличение видов хранимой информации;
- развитие аналитического аппарата с постепенным переходом от базы данных к базе знаний.

ВОЗМОЖНЫЕ ВАРИАНТЫ ВНУТРЕННЕГО ОТВАЛООБРАЗОВАНИЯ НА МИХЕЕВСКОМ КАРЬЕРЕ

ЛЕЛЬ Ю. И., БУТКОВ О. А.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Михеевское месторождение медно-порфириновых руд расположено в 20 км к югу от районного центра – с. Варна и в 25 км к северо-востоку от города областного значения Карталы. Подсчет запасов месторождения произведен по нескольким значениям бортового содержания, в ТЭО кондиций за бортовое было принято содержание меди в руде, равное 0,2 %. Результаты вариантного подсчета запасов сведены в табл. 1*.

Таблица 1

Результаты вариантного подсчета запасов

Бортовое содержание меди, %	Среднее содержание меди, %	Коэффициент рудоносности	Запасы руды, тыс. т	Запасы меди, тыс. т
0,2	0,44	0,72	343040,9	1521,7

Проектная мощность Михеевского ГОКа составляет 18 млн т руды в год. Согласно проекту, работы в карьере ведутся до горизонта –80 м, что соответствует глубине карьера 360 м. Параметры карьера на момент окончания работ приведены в табл. 2.

Таблица 2

Параметры карьера на конец отработки

Параметры карьера	Единица измерения	Показатели
Северная часть		
Глубина	м	360
Длина дна	м	315
Ширина дна	м	285
Центральная часть		
Глубина	м	315
Длина дна	м	336
Ширина дна	м	171
Южная часть		
Глубина		360
Длина дна	м	320
Ширина дна	м	185
Длина карьера по поверхности	м	3 000
Ширина карьера по поверхности	м	930
Площадь карьера по поверхности	тыс. м ²	2 580
Объем горной массы в контуре карьера	тыс. м ³	423 811
Результирующий угол бортов карьера:		
Северная часть	градус	35,4 - 47,3
Центральная часть		41,2 - 45,4
Южная часть		38,2 - 44,9
Средний эксплуатационный коэффициент вскрыши	м ³ /т	0,73

* Отчет с технико-экономическим обоснованием постоянных разведочных кондиций и подсчетом запасов Михеевского месторождения медно-порфириновых руд по состоянию на 01.01.2010 г. Книга 1. Челябинск, 2010. – 309 с.

Проектом предусматривается внешнее отвалообразование, в качестве транспорта принят автомобильный. Параметры отвалов и складов приведены в табл. 3.

Можно отметить, что карьер в предельном положении имеет вытянутую форму, его длина в 3 раза превышает ширину, карьер имеет 3 дна: северное, центральное и южное, причем в центральной части глубина карьера на 45 м меньше, чем в северной и южной частях. Горно-геометрические условия разработки карьера позволяют рассмотреть несколько вариантов внутреннего отвалообразования.

Таблица 3

Параметры отвалов и складов

	Занимаемая площадь, га	Объем пород в отвале, тыс. м ³	Объем пород в целике, тыс. м ³	Высота отвала, м	Количество ярусов, шт.	Угол откоса яруса, град
Склад почвенно-растительного слоя	13,0	1404,35	1276,68	10,0	1	30
Склад окисленных руд	13,68	1994,22	1796,59	24,0	3	40
Отвал рыхлых сульфидных руд	24,31	5246,13	4996,31	32,0	1	40
Отвал забалансовых первичных руд	12,35	3086,65	2806,04	25,0	1	40
Отвал рыхлой вскрыши	117,95	59545,7	56710,19	60,0	3	40
Отвал скальной вскрыши	394,02	257902,11	231293,92	80,0	3	45

Первый предусматривает размещение вскрышных пород в северной части карьера, что станет возможным после достижения северного дна карьера. При этом фронт работ должен быть направлен под углом 25-30 ° к западному борту карьера, это позволит увеличить длину рабочей зоны на уступах, так как при поперечном расположении рабочего фронта его длина составит 400-500 м, что недостаточно для размещения съездов и экскаваторных заходов приемлемой протяженности. Такой вариант внутреннего отвалообразования становится возможным при условии, что часть южного борта карьера будет находиться во временно нерабочем положении, при этом северное дно достигается с наименьшим количеством вынуженной вскрыши.

Второй вариант внутреннего отвалообразования предполагает складирование вскрышных пород в центральной части карьера, где его глубина составит наименьшее значение. При этом работы на месторождении следует начинать не в северной части, как в предыдущем варианте, а в центральной. Такой вариант внутреннего отвалообразования предусматривает постановку южного борта во временно нерабочее положение. При достижении центрального дна карьера вскрышные породы сначала размещаются в «колодце» дна, а затем отвал формируют от западного борта к восточному. Такое размещение вскрышных пород предполагает устройство автомобильных дорог непосредственно на внутреннем отвале, таким образом, внутренний отвал должен иметь достаточную несущую способность и отсыпаться преимущественно из скальной вскрыши.

Третий вариант внутреннего отвалообразования предполагает использование южного дна карьера.

Применение внутреннего отвалообразования усложнит порядок ведения работ в карьере и повысит требования к точности и корректности планирования работ. Вместе с этим складирование вскрыши в карьерном пространстве позволит сократить площади земель, отводимых под внешнее отвалообразование и будет способствовать увеличению устойчивости бортов карьера, а также уменьшению воздействия горного производства на окружающую среду.

ИССЛЕДОВАНИЕ МАКСИМАЛЬНЫХ БЕЗОПАСНЫХ СКОРОСТЕЙ ДВИЖЕНИЯ ПОРОЖНИХ КАРЬЕРНЫХ АВТОСАМОСВАЛОВ

МАМАНОВА А. А., ФИЛАТЬЕВА К. П.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Производительность – основной показатель эффективности карьерного автотранспорта. Он существенно зависит от скорости движения. На сегодняшний момент скорость движения автотранспорта в карьере по горизонтальному пути и на подъемах достаточно точно описывается регрессионными уравнениями. Однако достаточно надежных зависимостей скоростей движения автосамосвалов по наклонному пути вниз не существует, так как данный показатель определяется множеством факторов, основным из которых является безопасность работы водителя автосамосвала. В технической литературе [1] и на предприятиях принято считать допустимой скорость движения автосамосвалов под уклон до 30-50 км в час, и эта скорость принимается максимально безопасной.

От максимальной скорости автосамосвала на спуске зависит величина среднетехнической скорости и производительность автосамосвала. Так, по опыту на карьере Мурунтау, увеличение максимально разрешенной скорости с 40 до 45 км/ч дало увеличение скорости на 5 км/ч при порожнем рейсе, или на 2,5 км/ч средней скорости, а также освободило водителя от непрерывного наблюдения за спидометром и позволило все внимание концентрировать на дороге. Внедрение данного предложения позволило дополнительно перевезти 416,5 тыс. м³ горной массы в год.

Очевидно, основным фактором, ограничивающим безопасные скорости, будет обеспечение безопасного расстояния между движущимися автосамосвалами, которое определяется величиной тормозного пути в данных дорожных условиях и при данных тормозных качествах автосамосвалов. Кроме того, максимальную скорость движения автосамосвалов будет ограничивать величина допустимых колебаний автомобиля, при которых обеспечивается минимальная комфортабельность работы водителя и допустимые нагрузки на шины и конструктивные элементы автосамосвала.

Максимальная безопасная скорость, при которой возможно предотвращение наезда автосамосвала на препятствие, обеспечивается при соблюдении условия

$$\frac{\Delta l}{\Delta l_0} > 1,$$

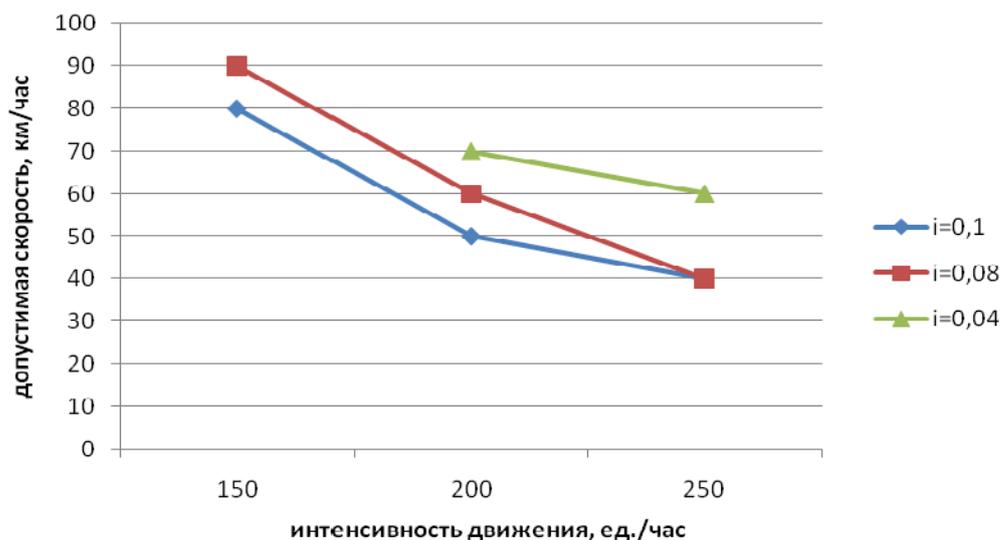
где Δl – расстояние между движущимися автосамосвалами в потоке, м; Δl_0 – минимальная безопасная дистанция между движущимися автосамосвалами в потоке, м.

$$\Delta l = \frac{1000 \cdot V}{И}, \text{ м}; \quad \Delta l_0 = \frac{V}{3,6} + 2,24 \frac{V^2}{254(w - i + \psi)} + l_a,$$

где l_a – безопасный зазор между движущимися автосамосвалами в потоке; V – скорость движения автосамосвалов в начале торможения, км/ч; $И$ – интенсивность движения автосамосвалов, ед./ч; w – удельное сопротивление качению автосамосвала, Н/кН; i – уклон участка дороги, для которого определяется допустимая скорость движения автосамосвала, км/ч; ψ – коэффициент сцепления колеса с дорогой, ед.

То есть допустимая безопасная скорость движения автосамосвалов определяется и скоростью движения, а также дорожными условиями – сопротивлением качению автосамосвала (w), коэффициентом сцепления колеса с дорогой (ψ) и уклоном участка дороги (i).

Аналитически-расчетные исследования показывают (см. рисунок), что в горнотехнических и дорожных условиях карьеров при $i = 0,06$ и выше, $w = 0,03$ и $\psi = 0,25$ (в условиях возможного гололёда) при интенсивности движения до 200 ед./ч максимальная скорость движения автосамосвалов допустима до 60 км в час, а при интенсивности 200 и более ед./ч – до 50 км в час.



Зависимость скоростей автосамосвалов от интенсивности движения и величины уклона

При начальной скорости движения на наклонном участке с уклоном 0,08, равной 5-8 км/ч, максимальная скорость движения 60 км/ч может быть достигнута при длине участка не менее 300 м; 40 км/ч – при длине участка не менее 200 м; 30 км/ч – при длине участка не менее 70 м.

Величина допустимых колебаний автомобиля при движении определяется ровностью дорожного покрытия и скоростью движения автомобиля. Поэтому ровность покрытия и скорость движения автосамосвалов показатели взаимосвязанные. Согласно [2], с увеличением неровности покрытия снижается скорость движения автомобиля до величины, обеспечивающей колебания автомобиля, отвечающие комфортным условиям работы водителей автосамосвалов. Максимальную скорость по этому критерию рекомендуется принимать не более 42 км/ч. Однако это противоречит практике работы автосамосвалов на ряде карьеров и, следовательно, с учётом важности этого показателя для производительности и эффективности карьерного автотранспорта, требует дополнительных исследований и обоснований.

Максимальные скорости движения автосамосвалов в карьере, согласно исследованиям Смирнова В. П., Кулешова А. А. и других ученых, как правило, не превышает 40-45 км/ч.

Очевидно, путем улучшения дорожных условий и дифференцированного для различных участков трассы установления максимально допустимых скоростей возможно существенно повысить среднетехнические движения карьерных автосамосвалов и их производительность.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Хохряков В. С. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых. 5-е изд. – М.: Недра, 1991. – 336 с.
- 2 Мариев П. Л., Кулешов А. А., Егоров А. Н., Зырянов И. В. Карьерный автотранспорт: состояние и перспективы. – СПб.: Наука, 2004. – 429 с.

ОСОБЕННОСТИ ВЫБОРА ОСНОВНОГО ГОРНОГО И ТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ КАРЬЕРОВ МАЛОЙ МОЩНОСТИ

САНДРИГАЙЛО И. Н., МАХСУТОВ Р. М.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В ближайшие годы в России и других государствах СНГ начнется освоение новых месторождений угля, железной руды, руд цветных металлов и строительного сырья. Многие из этих месторождений расположены в малоосвоенных районах, с плохо развитой инфраструктурой и неблагоприятными климатическими условиями – на Полярном Урале, в Сибири, Якутии, на Дальнем Востоке. Причем значительная часть этих месторождений имеет относительно небольшие запасы и будет обрабатываться карьерами малой мощности.

Такие месторождения с рудными телами или пластами угля, находящимися вблизи земной поверхности, широко распространены в различных регионах страны и, как правило, несмотря на относительно небольшие запасы, разработка их открытым способом экономически оправдана. К преимуществам их относится близость к потребителям, что резко сокращает затраты на транспортирование полезного ископаемого, а также в ряде случаев дефицитность и ценность добываемого сырья. Как правило, работы на месторождениях с небольшими запасами осуществляются вахтовым способом. Капитальные затраты и срок строительства карьера относительно невелики.

В то же время использование при разработке таких месторождений горного оборудования, традиционно применяемого на большинстве карьеров России и государств СНГ (канатных, электрических карьерных экскаваторов-мехлопат, буровых станков с электрическим приводом и т. п.), приводит к тому, что эффективность работы горных предприятий резко снижается.

В связи с этим остро встает вопрос выбора основного горного и транспортного оборудования, применение которого сделает разработку месторождений с относительно небольшими запасами экономически целесообразной.

Как показывает опыт работы передовых отечественных и зарубежных предприятий, к такому оборудованию можно отнести колесные погрузчики, гидравлические экскаваторы с дизельным приводом, рыхлительно-бульдозерные агрегаты, самоходные скреперы, буровые станки с дизельным приводом и т. п.

Применение колесных погрузчиков, имеющих массу в 5-7 раз меньшую массы электрического карьерного экскаватора с аналогичной вместимостью ковша и в 30-50 раз большую скорость передвижения, позволяет одной машине обслуживать несколько забоев и делает возможным использование погрузчика для транспортирования горной массы на малые расстояния к складам или пунктам погрузки в транспортные средства. Опыт применения на карьерах колесных погрузчиков фирм «Катерпиллер», «Комацу», «Либхерр», «Вольво» показывает, что эксплуатационные затраты при их использовании снижаются на 30-70 %.

В последние годы около 100 процентов от общего количества закупаемых зарубежными горнодобывающими компаниями экскаваторов, имеющих вес менее 150 тонн, составляют гидравлические машины. Большое количество гидравлических машин закупили в последнее время и отечественные предприятия. Новые модели карьерных гидравлических экскаваторов разрабатывают и производят как отечественные предприятия, так и зарубежные фирмы «Либхерр», «Хитачи», «Комацу», «Катерпиллер», «Терекс». Они предлагают для использования на карьерах и разрезах десятки моделей гидроэкскаваторов с различной рабочей массой, различной вместимостью ковша, дизельным или электрическим приводом, рабочим оборудованием как «прямая лопата», так и «обратная лопата».

Широкое распространение гидравлических экскаваторов в значительной степени объясняется тем, что они могут иметь как электрический, так и дизельный привод, рабочее оборудование в варианте «прямая лопата» или «обратная лопата» и осуществлять селективную отработку пластов и залежей сложной формы благодаря подвижности стрелы, рукояти и ковша. Они имеют в 1,8-2,0 раза меньший вес, чем у канатного экскаватора с той же

вместимостью ковша. Реализация этих преимуществ гидравлических машин позволяет в ряде случаев существенно повысить эффективность разработки месторождений за счет снижения при их использовании потерь и разубоживания полезного ископаемого, а также независимости работы экскаватора от наличия источников электроснабжения, его высокой маневренности и скорости передвижения в случае применения дизельного двигателя. Опыт УК «Кузбассразрезуголь» показывает, что переход с валовой выемки на селективную отработку пластов, осуществленный после внедрения гидравлических экскаваторов, позволил снизить зольность угля на 2,2 %, а потери – на 6,5 %. Сегодня до 70 % угля добывается в компании гидравлическими машинами. Производительность на один кубометр вместимости ковша гидравлических экскаваторов, работающих на добыче угля в смешанных забоях, составила 28 тыс. м³ в месяц, что на 50 % выше достигнутой в таких же условиях механическими лопатами с канатным приводом.

Относительно небольшие сроки эксплуатации малых карьеров часто совпадают с нормативными сроками службы гидравлических экскаваторов – 8-10 лет, что позволяет списать выработавшие ресурс машины после окончания работ. При использовании канатных электрических механических лопат, имеющих нормативный срок службы 15-20 лет, потребовалось бы разобрать экскаватор и транспортировать его к новому месту работы, где вновь собрать его.

На тех месторождениях, где крепость обрабатываемых пород относительно невелика, целесообразно осуществлять подготовку горной массы к выемке с использованием механического рыхления навесными тракторными рыхлителями. Опыт показывает, что при этом затраты на 20-50 % ниже, чем при буровзрывных работах. За счет того, что не происходит перемешивания пустых пород и полезного ископаемого и обеспечивается раздельная выемка маломощных пластов, потери и разубоживание снижаются на 5-7 %. Применение механического рыхления исключает сейсмическое воздействие на здания и сооружения, значительно снижает величину выбросов пыли и газа в сравнении с БВР.

Использование на карьерах малой мощности самоходных скреперов (там, где это возможно по горно-геологическим условиям) позволяет осуществлять выемку, транспортирование и складирование горной массы одной машиной. При этом скрепер может использоваться не только на основных горных работах, но и при выполнении вспомогательных работ: снятии плодородного слоя, строительстве дорог, шламохранилищ и т. п. Выемка и складирование горной массы осуществляются тонкими слоями заданной мощности, что позволяет осуществлять качественную зачистку кровли и почвы пласта. Дизельный двигатель скрепера обеспечивает автономность его работы независимо от наличия на карьере источников электроснабжения.

При освоении новых малых месторождений в районах с неразвитой инфраструктурой, в условиях отсутствия на карьере надежных источников электроснабжения, большое значение имеет наличие у применяемого оборудования – экскаваторов, буровых станков, рыхлительно-бульдозерных агрегатов, самоходных скреперов, автосамосвалов автономного дизельного привода. Желательно также использование для выполнения различных процессов машин одной фирмы-производителя. В случае если большая часть оборудования произведена одной фирмой и машины соответствуют друг другу по параметрам, возможно использование однотипных дизелей, что резко облегчает и удешевляет процесс снабжения предприятия запасными частями, расходными материалами и топливом. Уменьшается количество работников и облегчается процесс подготовки операторов и ремонтного персонала.

Сократить штат работников и повысить интенсивность отработки месторождения позволяет в ряде случаев использование горного и транспортного оборудования значительной мощности. Это особенно важно в связи с тем, что при разработке многих месторождений с небольшими запасами используется вахтовый метод и необходимо сокращение затрат на проживание и перевозку работников от вахтового поселка у карьера до места постоянного проживания.

Учет при выборе горного и транспортного оборудования для карьеров малой мощности перечисленных выше особенностей и предложений позволит существенно повысить эффективность их отработки, сделать ее рентабельной и экономически целесообразной.

ВЛИЯНИЕ ФОРМЫ ПРОФИЛЯ БОРТА КАРЬЕРА НА ВЕЛИЧИНУ РИСКА ПРИ ПОДТВЕРЖДЕНИИ ЗАПАСОВ

САНТАЛОВ П. А.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В процессе проектирования и планирования работы карьеров, как и любых других предприятий, всегда наблюдаются три качественно различных периода: период подбора и анализа исходных данных, период подготовки решения путем использования различных проектных методов и период принятия решений. На последнем этапе очень высока степень ответственности проектировщика, так как многие проектные решения непоправимы в процессе эксплуатации карьера.

Серьезность, правильность и осуществимость принятых решений зависят от огромного числа различных факторов: наличия и надежности исходных данных, правильности прогноза будущей технико-экономической ситуации, совершенства методов проектирования, эрудированности проектировщиков, их таланта, характера и т. д. Поэтому любые принимаемые для карьера решения несут в себе элемент неопределенности и связаны с определенным риском. Назовем риском опасность невыполнения принятых решений при действиях в условиях неопределенности исходных данных. Уровень (мера) риска $R(A) = 1 - P(A)$, где $P(A)$ – вероятность выполнения решения по фактору A .

В процессе проектирования используются различные данные геологического и технико-экономического планов. В процессе работы эти два типа факторов практически выступают как независимые события и в соответствии с методами теории вероятностей общий риск при их взаимодействии составит $R(A) = R(V) + R(Q) - R(V)R(Q)$, где $R(V)$, $R(Q)$ – риск не подтверждения геологических и технико-экономических данных.

Предположим, что показатель, по которому нужно принять решение, в силу возможных отклонений изменяется от A_0 до A_5 при математическом ожидании A_M и имеет распределение, показанное на рис. 1.

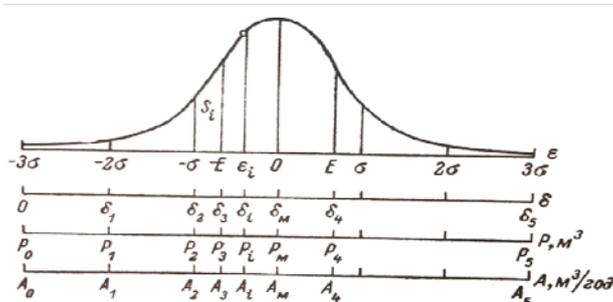


Рис. 1. Кривая нормального распределения величин ϵ , δ , P , A

Если мы приняли решение A_i , то уровень риска при этом составит $R(A_i) = S_i / S_0$, где S_i – площадь под кривой распределения левее принятой точки; S_0 – общая площадь под кривой распределения.

Если ввести вторую шкалу δ , то будет соблюдаться зависимость $A_i = A_0(1 + \delta_i)$, где δ_i – относительное увеличение принятого показателя по сравнению с наименьшим значением A_0 .

Как видим, общая возможность ошибки подсчета уже разведанных месторождений и сданных для проектирования их разработки довольно велика и составляет 31-41%. Более детальная разведка экономически не выгодна.

Посмотрим, как отражается неопределенность геологических данных на возможных показателях и параметрах проектируемого карьера. Предположим, что мы уже определили границы карьера и подсчитали объем горной массы V_r . Этот объем можно подсчитать с очень небольшой ошибкой $\pm 2-5\%$, которую мы для упрощения расчетов не будем учитывать.

Пусть риск не подтверждения геологических запасов по категориям А+В – 20 %, C_1 – 35 %, C_2 – 50 %, $P_1+P_2+P_3$ – 80 %. Для подсчета потерь полезного ископаемого в прибортовых массивах и объемов пустых пород, необходимых для выемки при различных профилях борта карьера, по методике Г. Л. Фисенко были построены три борта карьера с различным профилем.

Результаты расчетов были сведены в табл. 1 и 2.

Таблица 1

Потери руды в прибортовом массиве на 1 м длины карьера

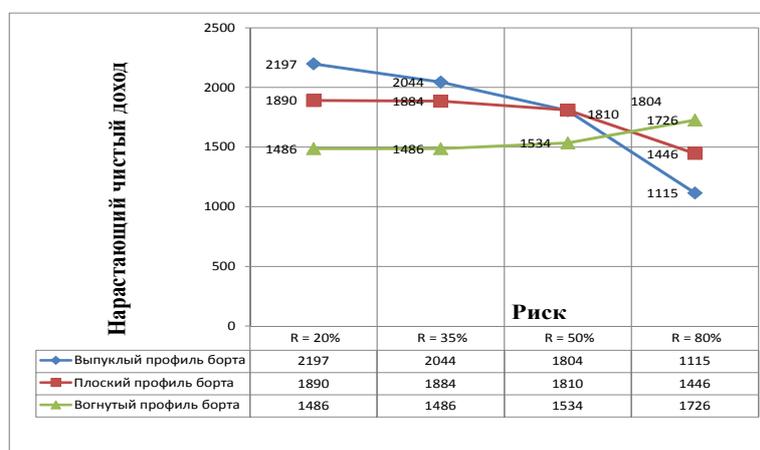
	Потери руды в прибортовом массиве на 1 м длины карьера, м ³		
	Выпуклый профиль борта	Плоский профиль борта	Вогнутый профиль борта
R= 20 %	839,3621	352,7177	219,7623
R= 35 %	2418,2617	1080,1980	683,9595
R= 50 %	4425,9363	2220,1107	1370,6659
R= 80 %	9580,2380	5643,4834	3516,1966

Таблица 2

Объемы вскрышных пород

	Объем вскрышных пород на 1 м длины карьера, м ³		
	R= 20 %	74808,2882	87352,7177
R= 35 %	71812,2215	83720,7894	97088,1333
R= 50 %	69432,5055	80411,2710	93170,6474
R= 80 %	65536,6977	74737,2334	86357,0460

По данным этих таблиц был произведен расчет ЧДД, с учетом разницы в потерях руды. Для дальнейших расчетов была использована программа Ural-Mining-Invest, с помощью которой были рассчитаны значения ЧДД. Расчеты проводились при равных значениях основных показателей, но различной годовой производительностью. Полученные данные были использованы для подсчета чистого дисконтированного дохода при меняющейся производительности и прочих равных параметрах.



Вывод: при добыче особо ценных руд более предпочтительным является вогнутый профиль борта, так как потери в прибортовом массиве в условиях высокого риска не подтверждения запасов будут наименьшими. Для остальных случаев рекомендуется использовать выпуклый профиль борта карьера, так как при небольших рисках он наиболее экономически выгоден.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Арсентьев А. И. Определение главных параметров карьера. – М.: Недра, 1976.
2. Фисенко Г. Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. – М.: Недра, 1965.

ВЛИЯНИЕ ДИАМЕТРА ВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН НА КАЧЕСТВО РЫХЛЕНИЯ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ЭКСКАВАТОРОВ В УСЛОВИЯХ КАЧКАНАРСКОГО ГОКА

СИМАКОВ А. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Актуальность работы связана с обновлением парка буровых станков на карьерах ГОКа. В настоящее время на бурении технологических скважин используются станки СБШ-250 мощностью 280 кВт, СБШ-270 (474 кВт), Д-75КС (650 л. с.), SKS (850 л. с.). Взрывные блоки обуриваются скважинами диаметром 250 мм по сетке 5х5м и скважинами диаметром 270мм по сетке 5,5х5. Проектный удельный расход ВВ в экспериментальных блоках принят 1,9 кг/м³.

С целью определения влияния диаметра взрывных скважин на производительность погрузочного оборудования для последующего выбора типа бурового станка проводилась математическая обработка данных диспетчерских отчетов и маркшейдерских замеров при отгрузке экспериментальных блоков, обуренных скважинами разного диаметра. Данные наблюдений сгруппированы по диаметрам скважин и категориям (IV и V) пород по взрываемости (см. таблицу). Всего проанализировано 297 смен, в течение которых было отгружено 425,4 тыс. м³ горной массы (14100 думпкаров).

Результаты экспериментальных наблюдений

Показатель	Ед. измер.	IV категория		V категория	
		250 мм	270 мм	250 мм	270 мм
Сетка скважин	м×м	5,5×5	6×5,5	5×5	5,5×5
Удельный расход ВВ	кг/м ³	1,9	1,9	1,9	1,9
Объем отгрузки	тыс. м ³	72	118,7	60,5	174,2
Время отгрузки (наблюдений)	смен	50	90	46	111
Количество отгруженных думпкаров (всего)	шт.	3879	2353	1977	5692
Среднее количество думпкаров, отгружаемых в смену	шт./смену	47	43	43	51
Среднее время погрузки 1 думпкара	мин	6,31	6,49	6,52	5,81
Скорость погрузки	м ³ /мин	4,85	4,71	4,70	5,27
Коэффициент использования сменного времени экскаватора	–	0,41	0,39	0,39	0,41
Расчетная сменная производительность экскаватора	м ³ /смену	2396,6	2348,6	2342,1	2541,1
Расчетная годовая производительность бур. станка Sandvik D75	тыс. п. м	61,72	61,72	53,5	53,5
Расчетный обуриваемый объем за год бур. станка Sandvik D75	тыс. м ³	1422,2	1697,3	1112	1226
Выход негабарита	проц.	4,7	4,7	2,12	1,49

Выход негабарита по блокам, отнесенным к IV категории по взрываемости, составил 4,7 % независимо от диаметра скважин; выход негабарита на блоках, отнесенным к V категории по взрываемости, обуренных скважинами диаметром 270 мм, составил 1,49 % против 2,12 % на блоках, обуренных скважинами диаметром 250 мм. Визуально качество рыхления на всех блоках (непосредственно после взрыва) не имело существенных различий.

Показатели экскавации горной массы (среднее время погрузки 1 думпкара, скорость погрузки, среднесменная производительность экскаватора) на блоках, отнесенных к IV категории по взрываемости, отличались незначительно: на блоках, обуренных скважинами диаметром 250 мм, скорость погрузки на 2,9 %, а сменная производительность экскаватора на 2,0 % оказались выше, нежели в блоках, обуренных скважинами диаметром 270 мм.

На блоках, отнесенных к V категории по взрываемости, разность показателей оказалась существенной, свидетельствующей о преимуществе большего (270 мм) диаметра взрывных скважин. Скорость погрузки 1 думпкара на этих блоках была на 12,1 %, а сменная производительность экскаватора на 8,5 % выше, чем на блоках, обуренных скважинами диаметром 250 мм.

Результаты параметров экскавации на V категории по взрываемости при диаметре 270 мм увеличиваются 12,1 % (8,5 %), а на IV категории по взрываемости при диаметре 270 мм остаются на прежнем уровне, и даже прослеживается тенденция к снижению на 2,9 % (2 %). Это объясняется разным подходом к увеличению сетки взрывных скважин.

На V категории по взрываемости сетка скважин при диаметре 270 мм была увеличена по отношению к сетке скважин при диаметре 250 мм на 0,5 м между скважинами, соответственно 5,5×5 м при 270 мм против 5×5 м при 250 мм. Данное изменение сетки взрываемости скважин обусловило лучшие параметры для рыхления г.п. взрывом и соответственно более высокие показатели.

На IV категории по взрываемости сетка скважин при диаметре 270 мм была увеличена по отношению к сетке скважин при диаметре 250 мм на 0,5 м между скважинами и 0,5 м – между рядами, соответственно 6×5,5 м при 270 мм против 5,5×5 м при 250 мм. Данное изменение сетки взрываемости скважин несущественным образом повлияло на параметры рыхления г.п., оставив показатели отработки на том же уровне, что при диаметре 250 мм.

Однако, увеличивая сетку взрывных скважин при диаметре 270 мм, мы существенно повысили расчетную годовую производительность бурового станка:

– В случае V категории по взрываемости, увеличив сетку скважин на 0,5 м между скважинами, добились увеличения расчетной годовой производительности бурового станка на 9,3 %.

– В случае IV категории по взрываемости, увеличив сетку скважин на 0,5 м между скважинами и 0,5 м между рядами, добились увеличения расчетной годовой производительности бурового станка на 16 %.

С учетом параметров сетки скважин (см. таблицу), а следовательно, меньшего объема бурения, данные экспериментальных наблюдений свидетельствуют об эффективности скважин диаметром 270 мм на V (исключительно трудно взрываемых) категорию пород по взрываемости, а также возможного пересмотра сетки скважин для IV (весьма трудно взрываемых) категории пород в сторону уменьшения расстояния между рядами для обеспечения более качественной проработки забоя взрывом.

РАЗМЕЩЕНИЕ ОБОРУДОВАНИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ПРИ РАЗРАБОТКЕ ПЕСЧАНО-ГРАВИЙНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ*МИЛЮТИН И. А.*

ОАО ССП «Уралсибгидромеханизация»

БАГАЗЕЕВ В. К.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Практически во всех месторождениях песчано-гравийных смесей (ПГС) присутствует свободное золото. Как правило, это золото представлено мелкими и тонкими фракциями и с низким содержанием, обычно на уровне бортового содержания россыпных месторождений*.

В условиях истощения запасов россыпного золота особое значение имеет оценка возможности его попутной добычи при разработке месторождений ПГС землесосными снарядами. Месторождения, содержащие более 50 % песка, относятся к песчано-гравийным, а менее 50 % гравия – гравийно-песчаными. Наиболее перспективными для попутной добычи золота являются косовые месторождения ПГС. Так, при опытной добыче золота при очистке фарватера р. Енисей содержание составило 126 мг/м³, в пробах косовых месторождений песка р. Надым содержание золота – от 175 до 247 мг/т. Золотоносность песчано-гравийных месторождений в руслах рек установлена в нескольких районах Пермской, Челябинской, Оренбургской областей, Башкортостане и Республике Коми. Новые возможности и перспективы попутной добычи золота открывает современное обогатительное оборудование. При производстве работ земснарядом обогатительное оборудование для извлечения золота можно разместить:

- на землесосном снаряде;
- на месте складирования (до карты намыва).

При размещении обогатительного оборудования на земснаряде и последующего напорного гидротранспортирования на карту намыва целесообразно применение трубных обогатителей (ТО). Трубы устанавливаются в напорный пульповод технологической цепи. Имеется опыт разработки золотосодержащей россыпи земснарядом. При размещении обогатительного оборудования на площадке складирования ПГС применимы: центробежные концентраторы зарубежных фирм Кнелсон, Фалькон, Орокон; отечественной фирмы Итомак, короткоконусные гидроциклоны, шлюзы с виброподвижной панелью. В качестве головного аппарата грохочения целесообразно использовать конический гидрогрохот типа КГ. Исследованием установлено, что выход мелких частиц (менее 0,1 мм) породы и полезного минерала под коническое решето соответствует подрешётному выходу гидросмеси, а выход частиц ПГС в подрешётный продукт (для КГ диаметром 3,0 м) рассчитывается по формуле

$$\varepsilon = 1 - 0,8 \left(\frac{d}{l} \right),$$

где ε – эффективность грохочения, доли ед.; d – средний размер частиц класса, мм; l – ширина щели грохота, мм.

Показатели извлечения золота на оборудовании обогащения приводятся в литературе. Таким образом, при соответствующей компоновке возможна попутная добыча золота при разработке месторождений ПГС и попутная добыча ПГС при разработке россыпных месторождений.

* Кацман Ю. Е. Неотложные вопросы совершенствования законодательства в области недропользования // Законодательство и экономика. – 2007. – № 10 (282).

ДЕЗИНТЕГРАЦИЯ И КЛАССИФИКАЦИЯ ПЕГМАТИТОВОЙ РУДЫ НА ВИБРАЦИОННОМ ГРОХОТЕ ТИПА KROOSHER

ВАЛИЕВ Н. Г.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

КУТЕНЁВ А. А.

НП ОЗ «ФИНПРОМКО»

Исследование проводилось на технологической пробе пегматоидных гранитов – руды Адуйского месторождения. Сначала руда дробилась на центробежно-ударной мельнице «свободным ударом», при котором наблюдается селективность дробления, дальнейшая дезинтеграция и классификация – на грохоте Kroosher.

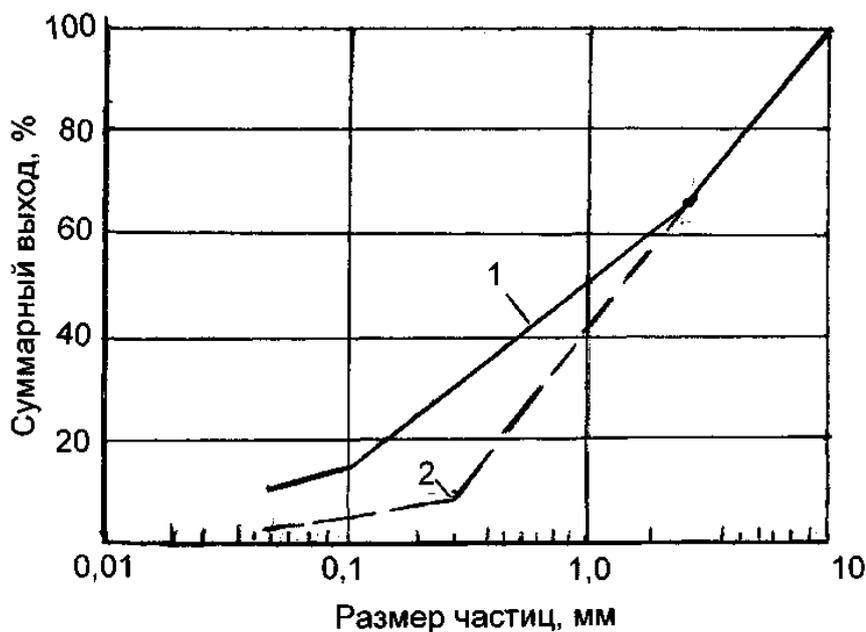
Фирмой Kroosh Technologies Ltd разработан вибрационный грохот «Ultimate Screener™» («Идеальный грохот»). Особенностью такого грохота является непосредственное виброударное возбуждение просеивающей поверхности [1]. По материалам фирмы, одночастотные колебания вибровозбудителя грохота передаются через корпус на «адаптеры» системы, где усиливаются в 200...400 раз и преобразуются из одночастотных (гармонических) в виброударные многочастотные (негармонические) с пиками ускорений до 1000 g и выше. Таким образом, одновременное воздействие на сетку колебаний со сплошным спектром частот от 20 до 80 Гц и выше позволяет осуществлять различные технологические операции:

- низкочастотные колебания обеспечивают заданное движение материала по сетке и его перемешивание, обеспечивающее перемещение мелких частиц через слой материала к поверхности сетки;

- колебания со средними частотами разбивают агломераты;

- высокочастотные колебания обеспечивают самоочистку сетки.

На рисунке приводится гранулометрический состав пробы пегматитовой руды, полученный на обычных ситах и грохоте «Kroosher».



Гранулометрический состав пробы:

1 – сухая и мокрая классификация на ситах; 2 – сухая классификация на грохоте Kroosher

По результатам анализа можно сделать следующие выводы:

– при грохочении на виброгрохоте Kroosher происходит интенсивная дезинтеграция полевощпатовой руды (в области крупности 0-5 мм);

– при разрушении частиц наблюдается селективность дробления, обусловленная разными характеристиками минералов в измельчаемой руде, что позволяет на этапе дробления при грохочении выделить преимущественно одни минералы.

Дезинтеграция осуществляется в 2 стадии. На первой стадии – в центробежно-ударной дробилке и на второй – в грохоте Kroosher с одновременной классификацией по пяти классам крупности: +1; -1+0,5; -0,5 +0,25; -0,25 +1, 0,1+0,0 мм, которые направляют на сухую магнитную сепарацию, осуществляемую в 2 стадии с получением двух магнитных и одной немагнитной фракции от каждого класса крупности, при этом немагнитные фракции классов крупности +1; -1 +0,5 направляют на доизмельчение до крупности =0,5 мм и далее вместе с немагнитными фракциями крупности -0,5 +0,25; -0,25 +0,1 подают на пересортировку, на вторую стадию магнитной сепарации, причём на вторую стадию дезинтеграции подают материал, полученный на гравитационно-воздушном классификаторе.

В результате получена кварц-полевощпатовая смесь (КПШС), состав которой приведен в таблице [2].

Сортовой состав КПШС

Продукт	Выход исходного, %	Содержание Fe ₂ O ₃ , %
КПШС Fe ₂ O ₃ , 0,1 %	27,01 %	0,10 %
КПШС Fe ₂ O ₃ , 1,5 %	43,54 %	0,14 %
КПШС Fe ₂ O ₃ , 0,20 %	49,11 %	0,20 %
КПШС Fe ₂ O ₃ , 0,25 %	52,83 %	0,24 %

Химический анализ показал, что крупные классы (+1, -1 +0,5 мм) представлены в основном мусковитом (флогопитом).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Вайсберг Л. А., Картавый А. Н., Коровников А. Н. Просеивающие поверхности грохотов. Конструкции, материалы, опыт применения / под ред. Л. А. Вайсберга. – СПб.: Изд-во ВСЕГЕИ, 2005. – 252 с.

2. Кутенёв А. А., Валиев Н. Г. Технология сухого обогащения пегматитовых руд для получения кварц-полевощпатовой смеси // Международный научно-промышленный симпозиум «Уральская горная школа – регионам», 12-21 апреля 2010. – Екатеринбург, 2010. – С. 188-190.

ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНОЙ МОДЕЛИ АВТОСАМОСВАЛА ПРИ ДОРАБОТКЕ КАРЬЕРА «НЮРБИНСКИЙ» АК «АЛРОСА»

ИЛЬБУЛЬДИН Д. Х.

Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА»

ТОПОРОВ А. В., ЦВЕТКОВ А. А.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Современное состояние и развитие транспортных систем карьеров в перспективе свидетельствует о том, что автомобильный транспорт остается одним из основных видов карьерного транспорта, и 60-70 % горной массы с учетом вторичных перевозок будет перевозиться автосамосвалами. Вместе с тем, существующая тенденция применения на карьерах мощных автосамосвалов большой грузоподъемности, позволяющих существенно снизить себестоимость автоперевозок и повысить производительность труда, осложняется необходимостью выемки дополнительных объемов вскрыши для размещения транспортных коммуникаций значительных параметров.

Размещение вскрывающих выработок ведет к выполаживанию бортов карьеров по сравнению с их устойчивыми значениями. Особенно это характерно для глубоких, ограниченных в плане карьеров, к которым относится карьер «Нюрбинский» АК «АЛРОСА». Одним из направлений решения указанной проблемы является переход с определенной глубины на автосамосвалы меньшей грузоподъемности.

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

Обоснованы рациональные параметры транспортных коммуникаций при эксплуатации автосамосвалов БелАЗ-754831 и Cat-777D. Установлено, что в условиях Нюрбинского карьера рационально применение транспортных берм переменной ширины. Рекомендуемая ширина транспортных берм в зависимости от горизонта расположения, интенсивности движения автосамосвалов и объема перевозки составляет: для автосамосвалов Cat-777D 23,4–29,2 м, для автосамосвалов БелАЗ-754831 – 19,8–25,3 м.

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

ВЛИЯНИЕ СЛОЖНЫХ РАСТВОРОВ НА СКОРОСТЬ НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОГО ОКИСЛЕНИЯ УГЛЕЙ ЧЕРНОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

АЛЁХИНА А. А., КОЛЕСНИКОВ И. С., ТЮЛЬКИН В. П.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Одним из направлений профилактики эндогенных пожаров на угольных шахтах является разработка мероприятий, направленных на торможение процесса окисления угля в его начальной стадии, т. е. в стадии низкотемпературного окисления. Снижение скорости сорбции кислорода способствует увеличению инкубационного периода самовозгорания угля, а в определённых условиях позволяет добиться теплового баланса, когда всё генерируемое тепло рассеивается за счёт конвекции, теплопроводности и испарения влаги в окружающую среду. Торможение процесса окисления угля может быть достигнуто путём обработки разрыхленных скоплений угля различными химическими веществами, обладающими антипирогенными свойствами. Исследованиями В. С. Веселовского [1] и В. М. Маевской [2] установлено, что возможны следующие механизмы действия антипирогенов:

- химическое ингибирование (торможение) реакции окисления угля;
- блокировка поверхности угля плёнками;
- блокировка крупных пор угля веществом, плохо пропускающим кислород;
- изолирующее покрытие трещиноватых целиков и перемычек, которые препятствуют фильтрации воздуха по трещинам;
- тампонаж скоплений разрыхленного угля и трещин в целиках.

Несмотря на то, что изучению антипирогенных свойств различных веществ посвящено много работ, теория воздействия антипирогенов на интенсивность окисления угля до настоящего времени окончательно не разработана и их выбор осуществляется, в основном, эмпирически.

Обзор многочисленных источников [1, 2, 3, 4 и др.] показывает, что рекомендации многочисленных исследований по изысканию антипирогенов, к сожалению, нельзя автоматически переносить на условия других шахт. Объясняется это, прежде всего, избирательным действием химических веществ по отношению к различным маркам угля. Установлено, что одни и те же вещества могут быть как ингибиторами, так и катализаторами процесса окисления угля или нейтральными. В этом отношении наиболее показательными являются результаты исследований антипирогенных свойств суспензии гашеной извести. Так, в работе [4] отмечается, что суспензии гашеной извести обладают ярко выраженной способностью снижать химическую активность угля. В то же время исследованиями других авторов [1] установлено, что гашеная известь является катализатором процесса окисления угля или нейтральным веществом. Последнее предположение подтверждается и нашими исследованиями влияния суспензий гашеной извести концентрацией свыше 1 % на химическую активность углей Черногорского месторождения [5, 6].

Для оценки влияния сложных водных растворов химических веществ на скорость низкотемпературного окисления углей Черногорского месторождения исследовались пробы угля пластов Мощный и Гигант I на шахте «Енисейская» и Великан II на шахте «Хакасская». Всего было испытано 70 водных растворов химических веществ, отличающихся по составу и концентрации.

Концентрации исследованных сложных водных растворов химических веществ приведены в таблице.

Наблюдения показали, что для угля пласта Гигант I (шахта «Енисейская») все перечисленные выше многокомпонентные растворы веществ обладают антипирогенными свойствами и снижают скорость сорбции кислорода.

Однако снижение скорости сорбции для разных растворов не одинаковое. Наибольшее снижение химической активности угля зарегистрировано для угля, обработанного раствором смеси № 6 (15 % NaCl + 5 % CaCl₂ + 0,5 % Ca(OH)₂ + 0,025 % 25-процентного раствора NH₄OH).

При этом константа скорости сорбции кислорода углем по сравнению с необработанным углем снизилась на 59 %. Примерно такие же результаты получены и при обработке угля растворами смеси № 3 (5 % NaCl + 15 % CaCl₂ + 0,5 % Ca(OH)₂ + 0,025 % 25-процентного раствора NH₄OH): здесь снижение скорости сорбции составило 55 %. Наименьшими антипирогенными свойствами из рассмотренных многокомпонентных растворов обладают растворы смесей № 7 и № 8. Обработка угля этими смесями приводит к снижению скорости сорбции, соответственно, на 25 и 8 %.

Концентрация отдельных компонентов сложных водных растворов

Наименование компонента водного раствора	Номер смеси									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
NaCl	5	5	5	5	10	15	20	10	15	20
CaCl ₂	5	10	15	20	5	5	5	10	15	20
Ca(OH) ₂	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
NH ₄ OH	0,025	0,025	0,025	0,025	0,025	0,025	0,025	0,025	0,025	0,025

Для угля пласта Мощный (шахта «Енисейская») по сравнению с углем пласта Гигант I рассмотренные сложные растворы веществ смесей № 1-№ 10 обладают сравнительно слабо выраженными антипирогенными свойствами. Снижение скорости сорбции кислорода у всех растворов примерно одинаковое и изменяется от 1 до 25 %.

Для угля пласта Великан II (шахта «Хакасская») все испытанные многокомпонентные водные растворы веществ № 1-№ 10 являются катализаторами химической реакции сорбции кислорода углем и способствуют увеличению скорости сорбции кислорода на 6...52 %.

Исследования химической активности углей Черногорского месторождения в стадии низкотемпературного окисления позволили установить следующее:

- наибольшей химической активностью обладают угли пластов Мощный и Гигант II;
- процесс окисления углей в изотермических условиях протекает с затуханием во времени; равновесие скоростей сорбции и десорбции кислорода углем наступает через 8...14 суток;
- наибольшее химическое воздействие исследованных растворов веществ наблюдается в начальной стадии окисления угля; с увеличением толщины окисленного слоя эффективность рекомендуемых антипирогенов-ингибиторов резко снижается;
- выбор антипирогенов для обработки углей различных пластов должен производиться дифференцированно с обязательным предварительным их испытанием в химлаборатории.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Веселовский В. С., Алексеев Н. Д., Виноградова Л. П. и др. Самовозгорание промышленных материалов. – М.: Наука, 1964. – 245 с.
2. Маевская В. М. Антипирогены для профилактики и тушения эндогенных подземных пожаров // Горный журнал. Известия вузов. – 1961. – № 8. – С. 120-125.
3. Саранчук В. И., Баева Х. А. Теоретические основы самовозгорания углей. – М.: Недра, 1976. – 151 с.
4. Линденау Н. Н., Маевская В. М., Крылов В. Ф. Происхождение, профилактика и тушение эндогенных пожаров в угольных шахтах. – М.: Недра, 1977. – 320 с.
5. Совершенствование технологии подземной разработки угольных пластов Черногорского месторождения. Отчёт. Свердловск: СГИ, 1981. – 80 с.
6. Совершенствование технологии подземной разработки угольных пластов Черногорского месторождения. Этап: Исследовать условия самовозгорания и разработать способы профилактики эндогенных пожаров на шахтах Черногорского месторождения: Отчёт. Свердловск: СГИ, 1982. – 131 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ АЭРОТЕРМОГАЗОДИНАМИКИ ВЫРАБОТАННЫХ ПРОСТРАНСТВ НА ШАХТАХ ЧЕРНОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

АЛЁХИНА А. А., КЛЮЕВ М. Ю., ТЮЛЬКИН В. П.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Анализ причин и мест возникновения эндогенных пожаров на шахтах Черногорского месторождения показал, что все они возникли в ранее отработанных выемочных столбах и, в основном, обусловлены значительными потерями угля в охранных целиках около участковых штреков и бремсбергов. Данные целики при их подработке деформируются, образуя большие сосредоточенные скопления разрыхленного угля. При определённой величине утечек воздуха в выработанном пространстве создаются условия, благоприятные для развития процесса окисления, самонагрева и самовозгорания угля. При недостаточном рассеивании и выносе потоком воздуха генерируемого углем тепла изменяется температурный режим выработанного пространства, и процесс низкотемпературного окисления угля переходит в стадию самонагрева и самовозгорания. Характер температурного режима выработанного пространства во многом определяется концентрацией кислорода в атмосфере выработанного пространства, особенностями фильтрационных потоков воздуха в обрушенных породах и текущем положением очистного забоя.

Для изучения особенностей развития процесса окисления и самонагрева угля в выработанных пространствах были проведены натурные исследования температурно-газового режима выработанных пространств действующих очистных забоев.

Методикой исследований предусматривалось определение величины утечек воздуха в действующих очистных забоях, особенностей выделения и распределения газов и температуры в выработанном пространстве по простиранию угольных пластов на различных расстояниях от очистного забоя.

Для этого были оборудованы наблюдательные станции, состоящие из термодатчиков для замера температуры в выработанном пространстве и резиновых трубок диаметров 8 мм, предназначенных для отбора проб воздуха в местах установки термодатчиков. Отбор проб воздуха в местах установки термодатчиков проводился через резиновые трубки с помощью ручного насоса. Химический анализ проб воздуха производился в химлаборатории 41-го отряда ВГСЧ Восточной Сибири.

Исследования температурно-газового режима выработанных пространств проведены на трёх наблюдательных станциях (одна – на шахте «Енисейская» и две – на шахте «Хакасская»).

Наблюдения на шахте «Енисейская» проведены в конвейерном штреке лавы 60 на пласте Мощный. Лава 60 расположена в восточном крыле шахтного поля на глубине 115 м, была оборудована механизированным комплексом ОКП и имела длину 96 м. Средняя скорость подвигания очистного забоя составляла 55 м/мес.

Результаты наблюдений показали, что при удалении очистного забоя содержание кислорода в атмосфере выработанного пространства уменьшается и на расстоянии 100...150 м достигает 12...14 %. Дальнейшее увеличение расстояния от забоя практически не оказывает влияния на изменение концентрации кислорода, которая не достигает пожаробезопасной величины (менее 8...10 %*).

Снижение концентрации кислорода до 12...14 % и повышение содержания углекислого газа до 5 % указывает на относительно высокую интенсивность окислительных процессов в выработанном пространстве и большие внутренние и внешние утечки воздуха. Замеры воздуха

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

на входе и выходе из лавы, а также по длине лавы подтверждают данное предположение. Подсосы воздуха в лаву происходили, по-видимому, через обрушенные породы междупластия пластов Мощного и Великан II и выработанные пространства по пласту Великан II.

Замеры температуры выработанного пространства по оси конвейерного штрека лавы 60 показали, что по мере удаления очистного забоя она практически остаётся постоянной и составляет 25...29 град. Это указывает на отсутствие развития процесса самонагрева угля.

Лавы 17 имеет длину 210 м и расположена на глубине 40...67 м. Скорость подвигания очистного забоя в среднем составляла 20 м/мес.

Установлено, что проветриваемая зона выработанного пространства по оси конвейерного штрека 17 превышает 50 м. Концентрация кислорода в атмосфере выработанного пространства к концу наблюдений не снижалась ниже 18...20 %. Сравнительно небольшая концентрация углекислого газа (до 1 %) и отсутствие других продуктов окисления угля указывает на незначительную интенсивность окислительных процессов. Данное предположение подтверждается и результатами замеров температуры воздуха. Установлено, что за весь период наблюдений температура воздуха в точке установки термоматчика оставалась постоянной и составляла 10...12 град. Воздушные съёмки в пределах выемочного участка показали, что режим проветривания лавы 17 характеризуется наличием внутренних и внешних утечек через выработанное пространство. Внешние утечки обусловлены аэродинамической связью с земной поверхностью и составляют в среднем 6 % от количества поступающего в лаву воздуха.

Лавы 24³, оборудованная комплексом ОКП, имеет длину 150 м и расположена на глубине 125 м. Скорость подвигания очистного забоя в среднем составляла 56 м/мес.

Результаты наблюдений показали, что за весь период наблюдений повышения температуры воздуха в месте установки термоматчика не зафиксировано. Колебания температуры находились в пределах 10...15 град. Высокое содержание кислорода (18...20 %) при значительном удалении очистного забоя (свыше 250 м) говорит о наличии больших фильтрационных потоков воздуха в обрушенных породах и небольшой интенсивности окислительных процессов. Это подтверждается сравнительно невысоким содержанием углекислого газа (0,2...1,0 %), отсутствием других продуктов самонагрева угля и результатами депрессионных съёмок на выемочном участке. Установлено, что внешние утечки воздуха, как и в лаве 17, составляют примерно 6 % от расхода воздуха на входе в лаву.

Выводы:

1. Существование внешних утечек воздуха свидетельствует о наличии аэродинамической связи между сближенными пластами и выработанных пространств с земной поверхностью.

2. Плохая слёживаемость обрушенных пород предопределяет большую ширину проветриваемой зоны выработанного пространства действующих очистных забоев.

3. Интенсивное проветривание выработанных пространств препятствует образованию в них инертной среды с пожаробезопасным содержанием кислорода.

4. Отсутствие повышения температуры в выработанных пространствах при высоком содержании кислорода свидетельствует о незначительной интенсивности окислительных процессов и существовании пожаробезопасных условий ведения горных работ

5. Оставляемые между лавами целики угля не выполняют своего технологического назначения по устранению аэродинамической связи между выработанными пространствами смежных выемочных столбов, т. к. между ними существует активная связь через обрушенные породы междупластий и выработанные пространства сближенных пластов.

ВОЗМОЖНОСТЬ РАБОТЫ КОМБАЙНА В ЛАВЕ ПО ЧЕЛНОКОВОЙ СХЕМЕ

ГОЛОТВИН А. Д., ИВАНЧИН Е. А., КОКАРЕВ К. В.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Челноковая схема работы комбайна в лаве считается более эффективной в сравнении с односторонней. Возможность работы комбайна по челноковой схеме главным образом будет определяться объемом отжатого угля на дорожке между конвейером и грудью забоя. Согласно [1, 2, 3], глубина отжима ($\ell_{отж}$, м) определится

$$\ell_{отж} = 0,02 m_b [(K\gamma H - \bar{\sigma}_{пл}) / 2 \bar{\sigma}_{пл}] e^{-0,5R_{пм}}, \quad (1)$$

где m_b – вынимаемая мощность пласта, м;
 K – коэффициент концентрации напряжений у груди забоя лавы;
 γ – объемный вес пород, 0,025 МН/м;
 H – глубина горных работ, м;
 $\bar{\sigma}_{пл}$ – прочность пласта угля на сжатие ($\bar{\sigma}_{пл} = \lambda \bar{\sigma}_{сж\ обр} = (0,15-0,25)\bar{\sigma}_{сж\ обр}$), МПа;
 $R_{пм}$ – сопротивление крепи на 1 п. м длины лавы, МН.

Удельный объем отжатого угля ($v_{отж}$, м³/м), приходящегося на 1 п. м длины лавы, составит

$$v_{отж} = 0,5 k_p \ell_{отж} m_b = 0,01 k_p m_b^2 [(K\gamma H - \bar{\sigma}_{пл}) / 2 \bar{\sigma}_{пл}] e^{-0,5R_{пм}}, \quad (2)$$

где k_p – коэффициент разрыхления отбитого угля.

По практическим данным, в случае, если удельный объем отжатого угля на дорожке составляет более 0,2 м³/м, передвижка конвейера становится затруднительной. При прочих равных условиях вынимаемая мощность в значительной мере определяет возможность челноковой схемы работы комбайна в лаве.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Фисенко Г. Л. Предельные состояния горных пород вокруг выработок. – М.: Недра, 1976. – 272 с.
2. Временные указания по управлению горным давлением в очистных забоях на пластах мощностью до 3,5 м с углом падения до 35 °. – Л.: М-во угольной промышленности СССР, 1982. – 136 с.
3. Рекомендации по управлению горным давлением на шахтах ОАО «Челябинскуголь». – Екатеринбург: Уф ВНИМИ, 2000. – 93 с.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ МОЩНЫХ ПОЛОГИХ И НАКЛОННЫХ ПЛАСТОВ

ДУДУКАЛОВ В. С., ВАНДЫШЕВ А. М.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Разработка мощных пластов более сложна, чем пластов средней мощности. На основании анализа отечественного и зарубежного опыта отработки мощных пологих и наклонных пластов самовозгорающегося угля в данной работе рассматриваются варианты подготовки и отработки мощных пластов, которые позволяют обеспечить высокую безопасность и эффективность.

Схема 1. Полная полевая подготовка выемочного поля (панели) с одновременной выемкой двух слоев в ярусе. В данной схеме предусматривается одновременная отработка двух слоев (рис. 1, а). Достоинствами рассматриваемой схемы являются: простота планирования горных работ, возможность обеспечения высокой концентрации горных работ и нагрузки на выемочное поле, а также изоляция отдельных участков в случае пожара.

Схема 2. Полная полевая подготовка выемочного поля (панели) с разновременной выемкой слоев в ярусе (рис. 1, б). Она предусматривает отработку столбов в шахматном порядке. Это позволяет вести подготовительные работы в новом столбе независимо от работ в отработываемом столбе.

Схема 3. Полная полевая подготовка мощного пласта и использование групповых слоевых штреков (рис. 2). Предусматривается одновременная отработка слоев в выемочном столбе. Для обслуживания двух слоев проводятся по одному общему конвейерному и вентиляционному штреку. Это позволяет сократить объемы проведения слоевых выработок и затраты на их поддержание.

Схема 4. Полная полевая подготовка выемочного поля (панели) с поочередной отработкой слоев (рис. 3, а). Она рекомендуется при отработке высокогазоносных пластов угля мощностью до 10-15 м и при любой слезиваемости обрушенных пород кровли.

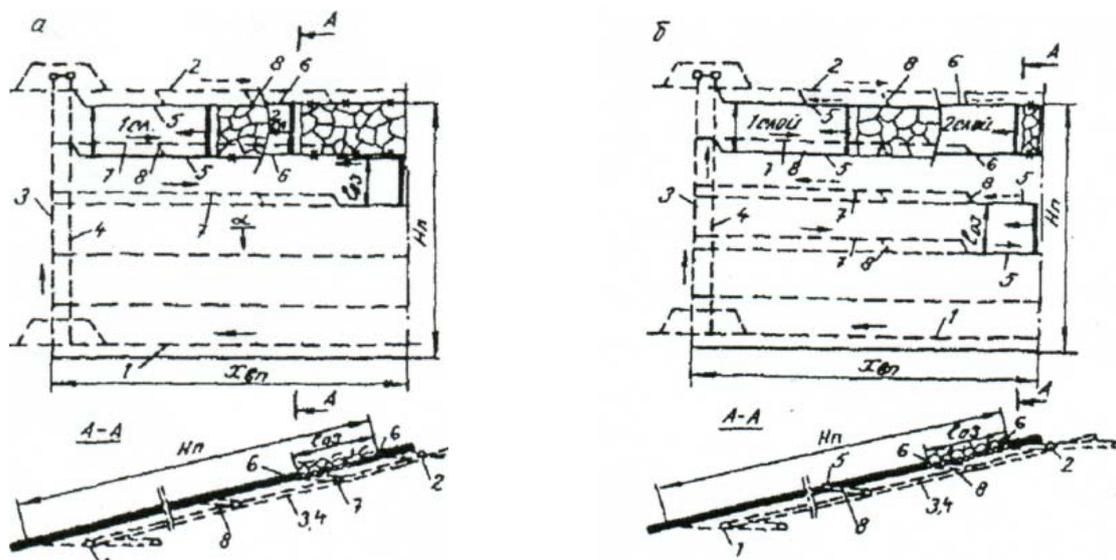


Рис. 1. Схемы полной полевой подготовки панели с одновременной (а) и разновременной (б) выемкой слоев в ярусе

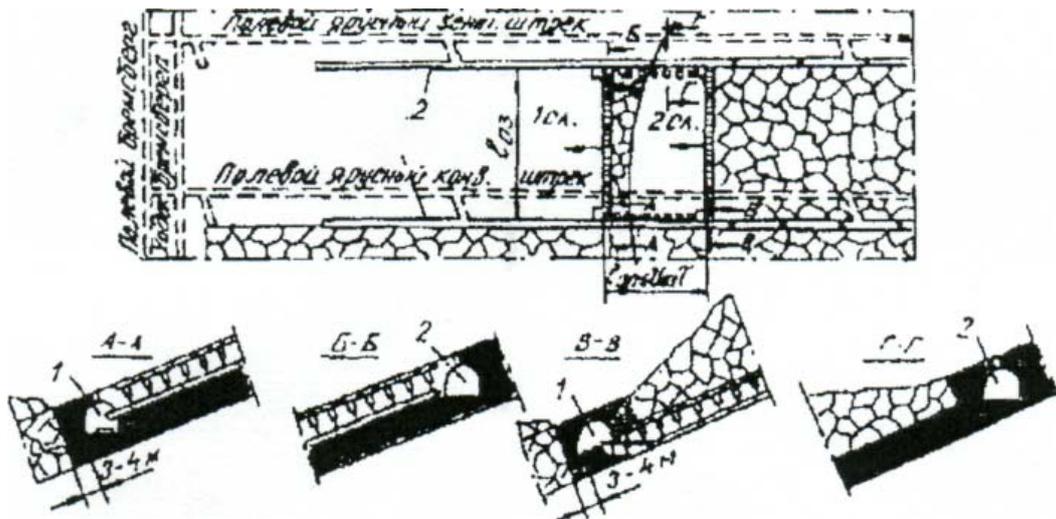


Рис. 2. Схема подготовки и обработки мощного пласта с использованием групповых слоевых штроек

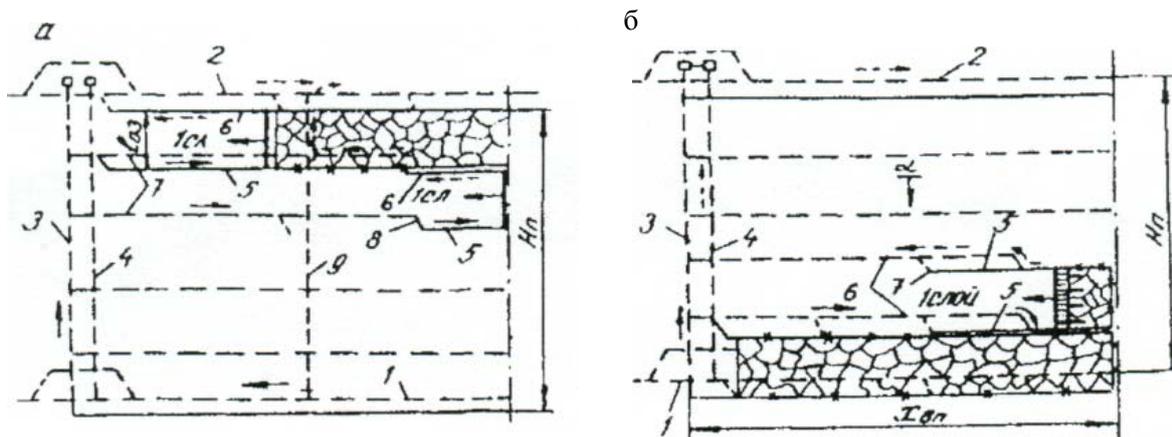


Рис. 3. Схемы полной полевой подготовки панели с поочередной обработкой ярусов в нисходящем (а) и восходящем (б)

При плохо слеживающихся породах следует осуществлять площадное заиливание или обработку их водой.

Схема 5. Полная полевая подготовка панели с восходящим порядком обработки в ней ярусов (рис. 3, б). Наибольшую аналогию по развитию горных работ имеет со схемой 2. Схемой 5 предусматривается последовательная обработка ярусов в восходящем порядке. При этом обеспечивается надежное проветривание и снижается пожароопасность.

ВЛИЯНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ

ЕЛСУКОВ Н. Д.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Горное производство технологически взаимосвязано с процессами воздействия человека на окружающую среду с целью обеспечения сырьевыми и энергетическими ресурсами различных сфер хозяйственной деятельности. Элементы природы, которые могут быть вовлечены или уже используются человеком в хозяйственной деятельности для удовлетворения разнообразных потребностей, обобщаются понятием природных ресурсов. В широком плане под ресурсом следует понимать как источники получения вещества, так и пространство – среду их размещения и жизнедеятельности.

Горнотехническая деятельность, затрагивающая непосредственно недра, как правило, связана с более сложными процессами. В природных условиях известным их аналогом являются нарушения, вызванные карстовыми явлениями, при которых возникают провалы и опускания земной поверхности из-за образования подземных пустот. Деятельность человека, связанная с созданием таких пустот, прежде всего, проявляется в отборе из недр полезных ископаемых.

Воздействие горного производства на биосферу. Для всех способов разработки месторождений характерно воздействие на биосферу, затрагивающее практически все её элементы: водный и воздушный бассейны, землю, недра, растительный и животный мир.

Это воздействие может быть как непосредственным (прямым), так и косвенным, являющимся следствием первого. Размеры зоны распространения косвенного воздействия значительно превышают размеры зоны локализации прямого воздействия и, как правило, в зону распространения косвенного воздействия попадает не только элемент биосферы, подвергающийся непосредственному воздействию, но и другие элементы.

В процессе горного производства образуются и быстро увеличиваются пространства, нарушенные горными выработками, отвалами пород и отходов переработки и представляющие собой бесплодные поверхности, отрицательное влияние которых распространяется на окружающие территории.

В связи с осушением месторождений и сбросом дренажных и сточных вод (отходов переработки полезных ископаемых) в поверхностные водоёмы и водотоки резко изменяются гидрогеологические и гидрологические условия в районе месторождения, ухудшается качество подземных и поверхностных вод. Атмосфера загрязняется пылегазовыми организованными и неорганизованными выбросами и выделениями различных источников, в том числе горных выработок, отвалов, перерабатывающих цехов и фабрик. В результате комплексного воздействия на указанные элементы биосферы существенно ухудшаются условия произрастания растений, обитания животных, жизни человека. Недра, являясь объектом и операционным базисом горного производства, подвергаются наибольшему воздействию. Так как недра относятся к элементам биосферы, не обладающим способностью к естественному возобновлению в обозримом будущем, охрана их должна предусматривать обеспечение научно обоснованной и экономически оправданной полноты и комплексности использования.

Воздействие горного производства на биосферу проявляется в различных отраслях народного хозяйства и имеет большое социальное и экономическое значение. Так, косвенное воздействие на земли, связанное с изменением состояния и режима грунтовых вод, осаждением пыли и химических соединений из выбросов в атмосферу, а также продуктов ветровой и водной эрозии. Приводит к ухудшению качества земель в зоне влияния горного производства. Это проявляется в угнетении и уничтожении естественной растительности, миграции и сокращении численности диких животных, снижении продуктивности сельского и лесного хозяйства, животноводства и рыбного хозяйства.

В настоящее время не представляется возможным дать сравнительную количественную оценку влияния на окружающую среду горного производства и других видов деятельности человека, поскольку отсутствуют научно-методические основы для такого сравнения.

Применение же различных частных критериев не позволяет получить однозначный ответ на этот вопрос.

Некоторыми авторами сделана попытка классифицировать воздействие горного производства на окружающую среду.

Геомеханические изменения обусловлены:

1. Строительством карьеров, отвалов, отстойных водоёмов, различных насыпей и траншей.
2. Деформацией поверхности в результате ведения горных работ.
3. Хранением отходов обогатительных фабрик.

Гидрологические изменения обусловлены:

1. Дренажным воздействием подземных и открытых горных выработок.
2. Деформацией поверхности в результате ведения горных пород.
3. Строительством карьеров, отвалов, водоёмов, различных насыпей и траншей.
4. Смещением русел рек, строительством водоёмов, перепадов и других гидротехнических сооружений.
5. Загрязнением вод.
6. Использованием подземных вод для различных целей.
7. Дренированием месторождений.

В результате этого воздействия происходят: изменения положения и движения уровня подземных вод и гидрографической сети; ухудшение качества вод мелкозалегающих водоносных горизонтов, геолого-инженерных условий строительного полотна, водного режима почвенного слоя; уменьшение ресурсов подземных вод; увеличение суффозии и механического уплотнения грунтов; изменения морфодинамического режима рек; создание пойм.

Химические изменения обусловлены:

1. Эмиссией газов и химически активной пыли.
2. Сбросом засоленных и загрязнённых вод.
3. Воздействием токсичных компонентов, содержащихся в породных отвалах и хвостохранилищах.

В результате этого воздействия происходят изменения состава и свойств атмосферного воздуха, вод и почвы.

Физико-механические изменения обусловлены:

1. Эмиссией пыли и аэрозолей.
2. Сбросами вод, загрязнённых суспензией и гидрозолями.

В результате этого воздействия происходят: изменения состава и свойств атмосферного воздуха, вод и почв; калькуляция русел и водотоков.

Термические изменения обусловлены:

1. Загрязнением воздуха.
2. Сбросом подогретых вод.
3. Нагнетанием подогретых вод в массив горных пород.

В результате этого воздействия происходят: изменения качества атмосферного воздуха и водного бассейна.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Захаров Е. И., Лебедкова А. А. Охрана окружающей среды. Для студентов горных специальностей: учеб. пособие. – Тула: ТулПИ, 1987.
2. Колосов А. В. Эколого-экономические принципы развития горного производства. – М.: Недра, 1987.

ИЗЫСКАНИЕ ВЗРЫВНОЙ ПОДГОТОВКИ МАССИВА К ПОДЗЕМНОМУ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЮ

ЗАГАРСКИХ М. С., БЕРКОВИЧ В. М.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В основе процесса выщелачивания металла из руд лежит явление диффузии, характеризующееся низкими скоростями. Вследствие этого масштаб и эффективность процесса становятся тем выше, чем больше макро- и микропустот в руде и площадь контакта рудного материала с раствором.

Установлено, что проникновение раствора в рудный кусок происходит исключительно по естественным трещинам, заполненным рудными минералами, и по контакту с вмещающими породами (см. рисунок). Вместе с тем, учитывая небольшие размеры полостей естественных трещин, продвижение раствора и фронта выщелачивания происходит весьма медленно, период процесса выщелачивания составляет 180 суток, что подтверждает необходимость дополнительной взрывной подготовки массива для обеспечения раскрытия естественных трещин.



Движения выщелачивающих растворов внутри куска вкрапленной руды. Стрелкой показано гнездо минерального агрегата, полностью смытое растворителем

Поэтому дробление рудного материала для получения благоприятного фракционного состава для выщелачивания приобретает первостепенное значение.

При подземном выщелачивании отбойку руды производят в зажатой среде при повышенных удельных затратах на буровые и взрывные работы, которые должны компенсироваться экономическим эффектом, достигаемым в результате более мелкого дробления горной массы. Однако в ряде случаев при подготовке горной массы к выщелачиванию буровзрывным способом затраты на получение более мелкого дробления не компенсируются экономической эффективностью подземного выщелачивания. Это вызывает необходимость поиска принципиально новых технологических приемов разрушения горных пород. Одним из таких способов является применение для дробления руд жидких взрывчатых веществ (ЖВВ), сокращающих объемы буровых работ благодаря способности ЖВВ проникать в мельчайшие трещины при сохранении детонационных и взрывных характеристик.

Использование ЖВВ в пористых рудах позволяет интенсифицировать процесс выщелачивания и повысить извлечение металла из руды. ЖВВ можно нагнетать через скважины в горную массу. Поглощение ЖВВ породой зависит от ее проницаемости, давления нагнетания, физико-химических свойств породы и ЖВВ. Размеры пор, по которым проходит фронт детонационной волны, в реальных условиях залегания горных пород обычно на несколько порядков меньше критического диаметра ЖВВ.

В скальных породах отбойку руды производят твердыми ВВ в то время как применение ЖВВ используют для повторного дробления руды. Повторное дробление руды при помощи ЖВВ производят до получения целесообразной степени измельчения.

ДОБЫЧА АНГИДРИТА В ТАЛОЙ ЗОНЕ РУДНИКА «АНГИДРИТ» ГМК «НОРИЛЬСКИЙ НИКЕЛЬ»

БЕРКОВИЧ В. М., ОСИНЦЕВ В. А., ЛЮБАВИНА В. А., КОКАРЕВ К. В.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Ангидрит является одним из компонентов закладочной смеси, используемой на рудниках, обрабатывающих Талнахское и Октябрьское месторождения. Полная закладка выработанного пространства является эффективным способом управления горным давлением при значительных глубинах отработки, высокой ценности обрабатываемых руд и необходимости сохранения для последующей выемки менее ценных вышележающих рудных залежей.

Накопленный опыт отработки ангидрита показал, что при ширине камер 8 м обеспечивается достаточная устойчивость их кровли, как в зоне многолетнемерзлых пород, так и в «талой» зоне.

Эта ширина камер принята для добычи в «талой» зоне как один из основных параметров системы разработки. Расчетом, определено, что ширина междукамерных целиков должна быть принята в панели 15 не менее 5,0 м; в панелях 16, 17, 18, 19 – не менее 5,5 м; в панелях 20, 21 – не менее 6 м; в панелях 22, 23 – не менее 6,5 м.

Отработка камер предусматривается буровзрывным способом в один или два слоя. Отработка в один слой выполняется при вынимаемой мощности полезного ископаемого до 8 м.

Выемка в два слоя может вестись в нисходящем (основной) или восходящем порядке. Первый обрабатываемый в камере слой называется подсечным, соответственно камера обрабатывается с верхней или нижней подсечкой. Порядок отработки слоев в камере определяется локальным проектом, утвержденным главным инженером рудника.

Отработка с нижней подсечкой применяется, в основном, для выемки участков залежей ангидрита с карстовыми зонами, приуроченными, как правило, к кровле пласта, с целью более детального определения наличия и характера карста и мощности пачки ангидрита в основном верхнем слое камеры для принятия обоснованного решения по его безопасной отработке после выемки нижнего подсечного слоя.

Слой верхней подсечки обрабатывают высотой 5-8 м и шириной, равной ширине камеры тупиковым забоем на все проектное сечение. Допускается для выемки слоя верхней подсечки применение технологической схемы, предусматривающей проходку разрезного штрека с последующим его расширением до проектного сечения. Применение этой или иной схемы отработки верхней подсечки определяется локальным проектом рудника.

Нижний (основной) слой при отработке камеры с верхней подсечкой, объемы которого относятся к очистным работам, отбивают рядами скважин при его обуивании со слоя верхней подсечки станками типа Solo-1020 или горизонтальными, вертикальными шпурами (скважинами) при его обуивании СБУ с почвы основного слоя или со слоя верхней подсечки соответственно.

Основной слой камер, верхний подсечной слой которых отработан как вентиляционная сбойка, обрабатывают по мере необходимости с организацией заезда с почвы камеры на почву верхнего слоя. Такого рода вентиляционные сбойки – проездные камеры обеспечивают сквозной проезд и вентиляцию по нескольким панелям.

Проветривание очистных забоев производится за счет общешахтной депрессии воздухом, проходящим по подготовительным, нарезным выработкам и вентиляционным окнам (вентиляционно-транспортным сбоякам) в междукамерных целиках.

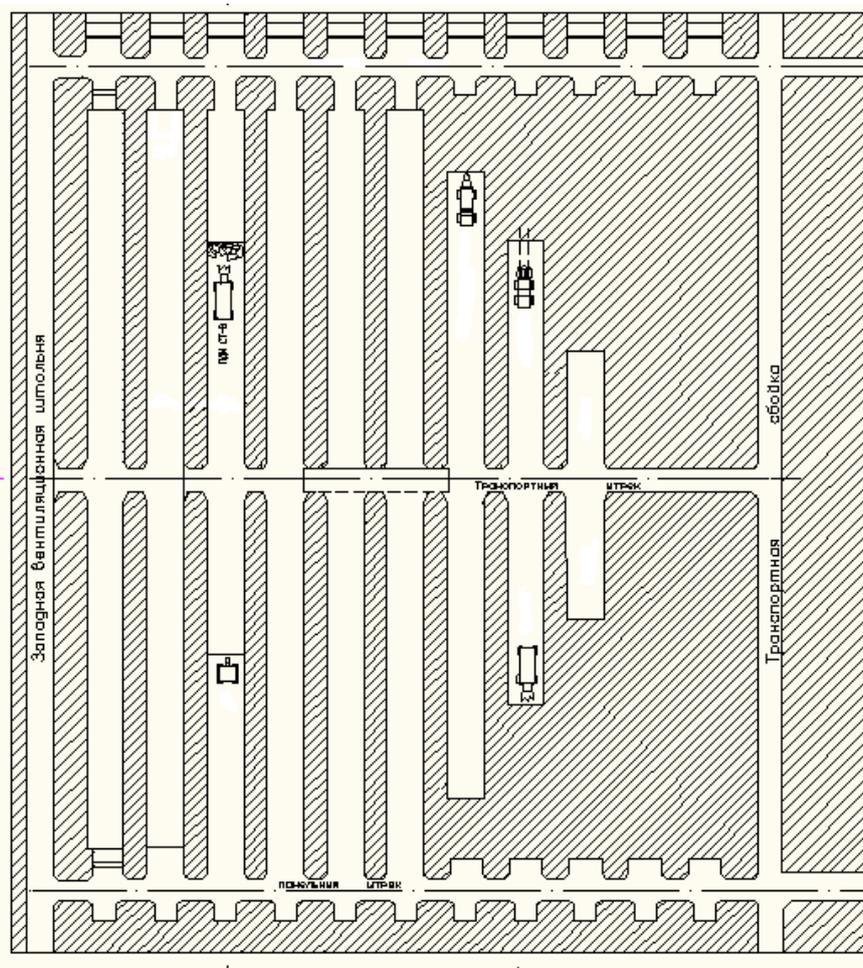
В «талой» зоне два транспортных уклона делят шахтное поле на западную и восточную части (западное и восточное поля). Западная и восточная части шахтного поля разделены на панели шириной (по падению тела полезного ископаемого) преимущественно 200 м (кроме панели 15), которые ограничиваются с севера и юга панельными штреками. Панели по

простирацию тела полезного ископаемого ограничены предохранительными целиками одной из вентиляционных штолен (западной или восточной) и транспортных уклонов.

При проходке панельных и транспортных штреков допускается проходка засечек «шеек» камер, которые на этом этапе отработки могут быть использованы как ниши для разворота или отстоя оборудования при соблюдении действующих правил безопасности.

Горозубовское месторождение ангидрита вскрыто двумя центральными транспортными (грузовая и порожняковая) и двумя фланговыми вентиляционными (восточная и западная № 1) штольнями и двумя вентиляционными шурфами - западным № 1 и восточным № 1.

Система разработки – камерно-целиковая (столбовая) с оставлением ленточных междуканальных целиков (см. рисунок).



Камерно-целиковая (столбовая) система разработки

В 2004 году на руднике «Ангидрит» после опытно-промышленных испытаний была принята к использованию усовершенствованная система разработки с изолированными целиками. Внедрение данного мероприятия на руднике «Ангидрит» позволило снизить процент потерь полезного ископаемого в целиках и удельный коэффициент подготовительно-нарезных работ с 2,85 до 2,51 п. м/1000 т, а также увеличить объем добычи ангидрита из блока на 13,88 %.

Очистные камеры располагаются между панельными штреками. Длина камер 150-200 м, ширина камер – 8 м, ширина междуканальных целиков – 5 м.

ДОБЫЧА ИЗВЕСТНЯКА В ВЕЧНОМЕРЗЛЫХ И ТАЛЫХ ЗОНАХ В УСЛОВИЯХ РУДНИКА «ИЗВЕСТНЯКОВ» ГМК «НОРИЛЬСКИЙ НИКЕЛЬ»

БЕРКОВИЧ В. М., ОСИНЦЕВ В. А., ГОРБУНОВ А. Г., КОКАРЕВ К. В.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Каларгонское месторождение расположено в области сплошного распространения многолетней мерзлоты. Площадь месторождения делится на две части: 1-й участок – запасы располагаются в многолетнемерзлых породах; 2-й участок – запасы располагаются ниже границы распространения многолетней мерзлоты (в «талых» породах). Глубина расположения мерзлоты колеблется в пределах 45-163 м от земной поверхности. Для обозначения участка, располагающегося ниже многолетней мерзлоты, в документах разных лет применяются также термины «зона – участок обводненных пород», «зона – участок положительных температур», «талая зона».

По температурному состоянию пород все промышленные запасы и вмещающие их породы Каларгонского месторождения разбиты на три группы: зона многолетней мерзлоты; переходная зона или зона «вялых» отрицательных температур; «талая» зона.

Зона многолетней мерзлоты характеризуется наличием отрицательных температур ниже $-2\text{ }^{\circ}\text{C}$, отсутствием воды в свободном состоянии и возможностью существования подземных льдов, заполняющих, как правило, все трещины в пределах этой зоны.

Переходная зона или зона «вялых» отрицательных температур (от -2 до $0\text{ }^{\circ}\text{C}$) характеризуется средней и пониженной устойчивостью пород (участки растепления горных пород, возникшие в зоне многолетней мерзлоты и переходной зоне в результате техногенной деятельности, отнесены также к переходной зоне), быстрым появлением после обнажения пород воды в жидкой форме или ее наличием в том или ином количестве совместно со льдом.

«Талая» зона характеризуется положительными температурами пород с отсутствием признаков льда и обычными для этих пород в конкретных условиях устойчивостью и водопритоками.

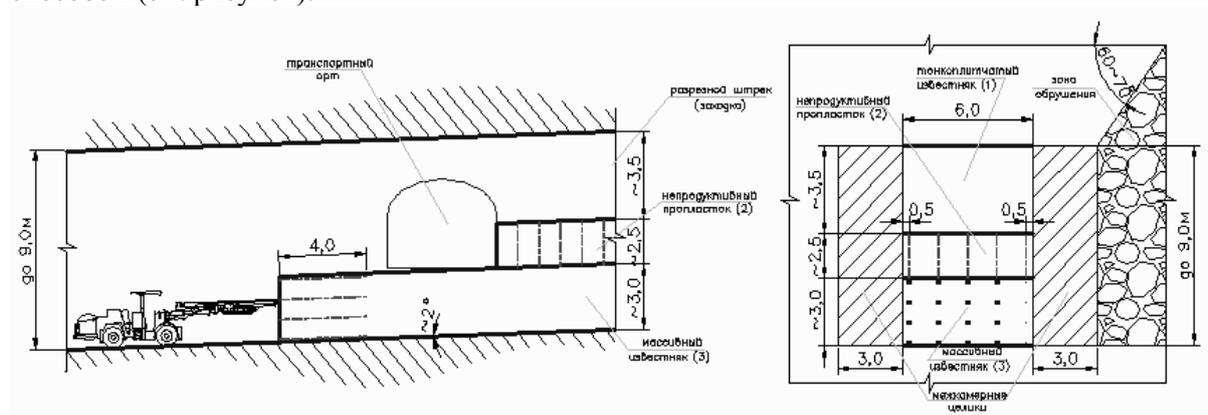
Учитывая сложность и изменчивость условий обводненности горного предприятия при отработке полезного ископаемого в «вяломерзлой» (переходной) и «талой» зонах, на руднике ведется постоянный гидрогеологический контроль, позволяющий оперативно отслеживать эти изменения и прогнозировать гидрогеологические условия отработки на каждом конкретном участке.

Запасы II-й продуктивной пачки известняка извлекаются камерно-столбовой системой разработки с ленточными междукамерными целиками (МКЦ). Горные работы в прошлом и начале нынешнего веков велись с увеличивающимися параметрами подготовительно-нарезных выработок – в связи с изменением состава буро-погрузочного оборудования. Сечение подготовительных выработок (ширина×высота) от $4,4\times 4$ м, в настоящее время в основном 5×5 м. Параметры очистных камер в основном составляли: ширина 6 м, ширина целиков 3 м, высота камер 7 м. В неустойчивых породах уменьшают ширину камер до 4 м и увеличивают ширину целиков до 4 м.

Основной причиной разрушения целиков, по заключению ГМОИЦ Норильского комбината, явился рост интенсивности растепления многолетней мерзлоты, обусловленной близостью расположения таликовой зоны и повышением положительной температуры воздуха в вентиляционной системе рудников. Кроме того, было отмечено, что фактические размеры отдельных камер превышали проектные и, соответственно, ширина целиков была уменьшена. Наряду с указанными причинами, необходимо отметить следующие факторы, влияющие на несущую способность целиков: влияние взрывной отбойки, влияние фактора времени на изменение прочности пород в мерзлотной и таликовой зонах и, вероятно, некорректный выбор коэффициента запаса прочности при расчете МКЦ, т.е. необходимости увеличения их размеров в слабоустойчивом массиве.

Управление горным давлением (кровлей обрабатываемой пачки и налегающими породами) осуществляют различными целиками. Применяемая камерно-столбовая система разработки с ленточными МКЦ, рассчитанными на длительный срок существования, выбрана с расчетом сохранения налегающей толщи пород и дневной поверхности от обрушения.

Запасы известняков в камерах извлекают двумя слоями с применением буровзрывных работ. В зависимости от типа устойчивости пород кровли продуктивной пачки и кровли обрабатываемого слоя применяют восходящий или нисходящий порядок выемки слоя. При восходящем порядке выемки слоев верхний слой отбивают мелкошпуровым способом. При нисходящем порядке – нижний слой отбивают как мелкошпуровым, так и скважинным способом (см. рисунок).



Нисходящая схема отработки

Анализ приведенных данных показывает, что наиболее слабым звеном целика являлась его верхняя подкровельная часть мощностью порядка 2 м. По данным структурной колонки, она состоит из слоя тонкоплитчатых известняков мощностью 0,5 м и слоя массивного известняка мощностью 1,3 м. С течением времени в верхней подкровельной пачке целика, при наличии трещин со льдом или раскрытия имеющихся тектонических или техногенных трещин, начинается осыпание пород со стенок целика. Поперечное сечение целика постепенно уменьшается, и верхняя часть целика раздавливается. Нагрузка от веса пород налегающей толщи, воспринимаемая ранее данным целиком или его частью, передается на смежные целики, которые начинают разрушаться в вышеизложенной последовательности. С определенной площади разрушения целиков и соответственно увеличения размеров кровли, не подпертой целиками, возрастает интенсивность их разрушения и распространения процесса по всем направлениям от разрушенной зоны. Кровля в камерах, не поддерживаемая целиками, начинает обрушаться.

Исследования теплового режима рудника показывают, что область «вялых» отрицательных температур в интервале $-1,0 \div -0,5$ °С распространена на значительной площади месторождения. При положительных температурах рудничного воздуха, работе дизельного оборудования происходит интенсивное вытаивание льда из трещин, что приводит к ослаблению обнажений горного массива. Положительные температуры распространяются, с течением времени, на 4-15 м вглубь массива выше кровли II-й продуктивной пачки известняка.

ОТРАБОТКА ИЗОЛИРОВАННЫХ ЗАЛЕЖЕЙ В ШАХТНОМ ПОЛЕ ГАЙСКОГО РУДНИКА

БЕРКОВИЧ В. М., ВЛАДИМИРОВ М. А., КОРОТЕЕВ А. Г.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Гайское медноколчеданное месторождение расположено в восточной части Оренбургской области в 2-х км к востоку от г. Гай, в экономически освоенном районе с развитой промышленностью и сельским хозяйством. Оно эксплуатируется с 1961 года Гайским ГОКом комбинированным способом: верхняя часть открытым способом, а нижняя – подземным. Открытые работы в контурах карьера № 1 прекращены в 1997 году в связи с отработкой запасов. В настоящее время основной объем добычи руды приходится на подземные горные работы. Подземный рудник добывает ежегодно 3,7-4 млн т руды с содержанием 1,45-1,63 % меди; 0,4-0, 5% цинка; 1,2 г/т золота и 12 г/т серебра дорогостоящими системами с закладкой выработанного пространства.

В настоящее время для отработки Гайского месторождения в этажах 590-670, 670-750 и 750-830 м применяют этажно-камерную систему разработки с твердеющей закладкой. Ширина камер и целиков составляет 20 м, высота камер – 80 м, длина камер обычно равна мощности рудного тела и достигает 70-80 м и более. Камеры располагают вкрест простирания рудных залежей. При мощности рудных тел менее 20 м очистные камеры ориентируют длинной стороной по простиранию, длина камер при этом равняется 30 м. Выклинки руды над верхней частью камер отрабатывают совместно с их основными запасами.

Отработка этажей ведется последовательно в нисходящем порядке. Для отработки рудных тел принят трехстадийный порядок отработки по схеме I – II – I – III – I. При отработке камер третьей очереди между ними создается искусственный целик из трех заложённых камер общей шириной 60 м. При одновременной отработке камер в двух смежных этажах расстояние между камерами по горизонтали должно быть не менее 20-30 м. Среднемесячная производительность очистных камер колеблется от 20 до 25 тыс. т. Фактические потери руды – 2,5 %, разубоживание – 10,3 %.

На балансе Гайского подземного рудника числится ряд небольших по мощности и запасам рудных тел. Запасы руды в подобных залежах составляют до 5 % от запасов этажа. Как показал предыдущий опыт отработки месторождения, отработка запасов руды из них традиционной технологией, применяемой на руднике, нецелесообразна.

Применять дорогостоящую и высокопроизводительную технику в рамках камерной системы разработки (применяемую в настоящее время) для извлечения запасов изолированных тел экономически невыгодно. Особенно это относится к пологопадающим рудным телам. Но при этом, исходя из параметров некоторых залежей, возможна их отработка без закладки выработанного пространства и, в ряде случаев, системами с обрушением. Отработка руд средней ценности в залежах малой мощности камерной системой с закладкой экономически эффективна при объеме камерных запасов не менее 20-30 тыс. т. При меньших объемах для сохранения рентабельности производства необходимо применение более производительных и менее затратных систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород.

Но Гайское меднорудное месторождение относится к потенциально пожароопасным. В практике рудника имели случаи самовозгорания руд. Опыт отработки медноколчеданных месторождений доказал возможность отработки их в целях снижения затрат на добычу системами с обрушением и профилактическим заиливанием. Изолированное рудное тело № 47 (профиль 117-119) характеризуется следующим средним содержанием полезных компонентов: Cu – 1,78 %; Zn – 1,07 %; S – 31,62 %; Au – 1,6 г/т; Ag – 26,36 г/т. Запасы руды в залежи – 250 тыс. т. Параметры и количество очистных блоков определяются, исходя из параметров залежи: высота залежи 100 м, мощность 5,2 м, длина по простиранию 120 м, средний угол падения 60°, плотность руды 4,2 т/м³. Для таких параметров рудного тела конкурентоспособной будет система разработки – отбойка из подэтажных штреков с обрушением руды и вмещающих пород и торцовым выпуском руды.

ЗАВИСИМОСТЬ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ ОТ УГЛА ПАДЕНИЯ РУДНОГО ТЕЛА ПРИ СИСТЕМЕ СЛОЕВОГО ОБРУШЕНИЯ

КОТЛЯРОВ В. В.

Рубцовский рудник ОАО «Сибирь-полиметаллы»

БАРАНОВСКИЙ К. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Рубцовское полиметаллическое месторождение гигроскопичных руд на сегодня вскрыто тремя горизонтами. Очистная выемка ведется слоевой системой с обрушением налегающих пород. По условиям залегания и характеру распределения полезных компонентов месторождение относится к III группе сложности. Рудная зона включает пять рудных тел. Основные запасы, более 90 %, сосредоточены в рудном теле № 1, которое по форме представляет сложную линзообразную залежь (рис. 1), имеющую максимальную длину по простиранию 900 м и 50-340 м по падению, углы падения изменяются от 0 до 60°, мощность колеблется от 0,5 до 17,6 м.

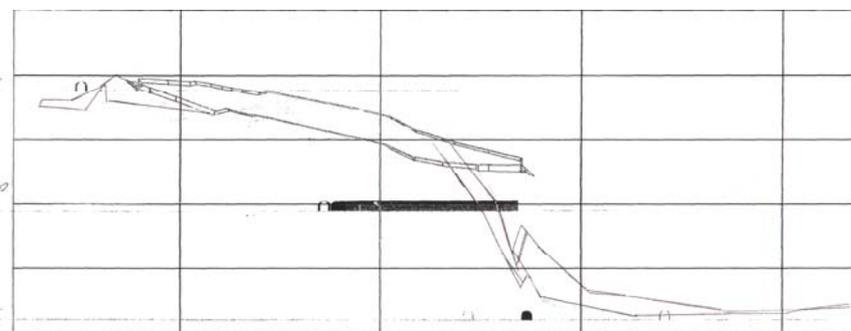


Рис. 1. Геологический разрез Рубцовского месторождения

Распределение полезных компонентов по месторождению неравномерное (см. таблицу). Руда с содержанием меди в среднем 25-33 % без обогащения отправляется сразу на металлургический передел, встречается самородная чистая медь. Наблюдаются участки с содержанием серебра до 1 кг/т.

Средний химический состав сплошных и вкрапленных руд, %

Руды	Cu	Pb	Zn
Сплошные	6,78	9,24	20,27
Вкрапленные	4,39	6,67	12,18

При слоевых системах разработки соотношение значений потерь и разубоживания руды можно регулировать величиной прирезки пород висячего бока (рис. 2). Выплаживание угла падения рудного тела существенно влияет на значения потерь и разубоживания руды.

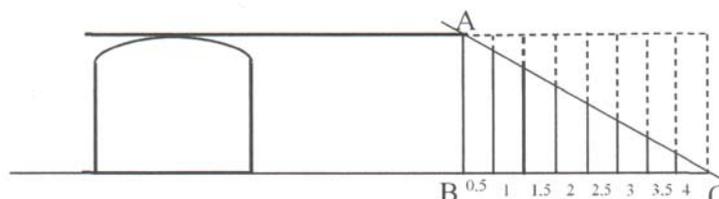


Рис. 2. Схема прирезки

Опытным путем на базе промышленных исследований построены графики изменения потерь и разубоживания руды в зависимости от величины прирезки пород и угла падения рудного тела.

Точка пересечения кривых (рис. 3, 4) дает равенство величин потерь и разубоживания руды при разных углах падения рудного тела, определяя их рациональное значение. В действующей на практике Рубцовского рудника методике определения потерь и разубоживания не учитывалось значение прирезки пород на качество извлечения полезного ископаемого.

Изменение точки равенства потерь и разубоживания руды в зависимости от величины прирезки пород и угла падения рудного тела приведены на рис. 5.

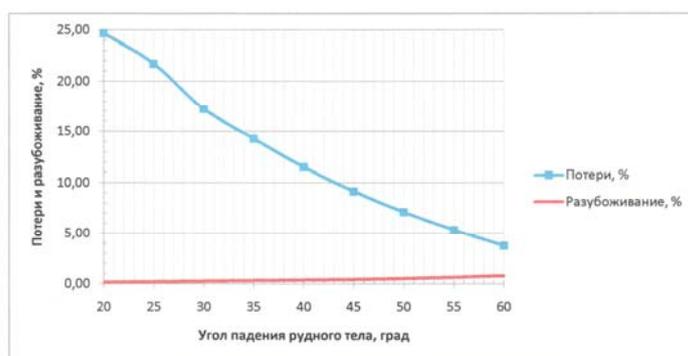


Рис. 3. Изменение потерь и разубоживания руды при величине прирезки 0,5 м

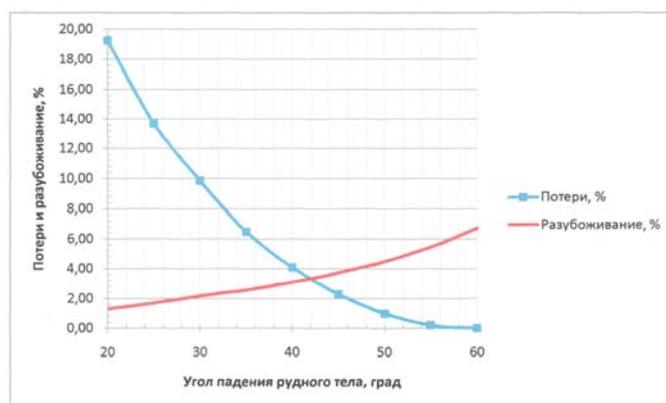


Рис. 4. Изменение потерь и разубоживания руды при величине прирезки 1,5 м

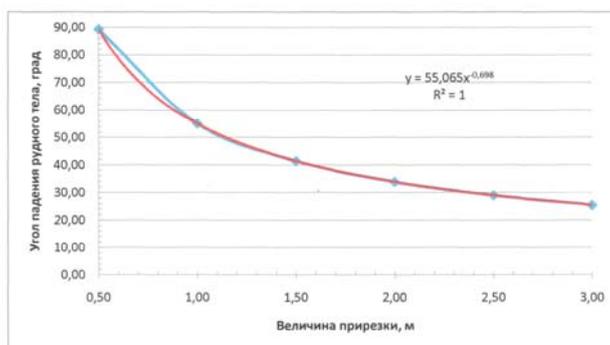


Рис. 5. Влияние величины прирезки и угла падения рудного тела на точку равенства потерь и разубоживания руды

Данные графики дают возможность обрабатывать слои, блоки и месторождение в целом с рациональными значениями величин потерь и разубоживания руды при различных горно-геологических условиях.

ОЦЕНКА БУРОВЫХ РАБОТ В УСЛОВИЯХ ГАЙСКОГО ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА

МАЛАХОВ М. А., СТЯПУНИН В. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Отбойка руды при камерных системах разработки в условиях Гайского подземного рудника производится скважинными зарядами. Бурение скважин производится станками НКР-100м, Simba-260 и Solo 720 2R/F глубиной 25-27 м. Диаметр скважин составляет 105, 85 и 80 мм соответственно. Основной массив обуривается веерными скважинами, отрезная щель – параллельными.

Линия наименьшего сопротивления для станков НКР, Simba и Solo равна 2,4; 2,1 и 2,13 м соответственно, и удельный расход ВВ на отбойку соответственно 1,34; 1,08 и 1,14 кг/м³.

Оценка эффективности ведения буровых работ произведены для запасов руды в камере в объеме 236,7 тыс. т. Соответственно для каждого типа станков объем буровых работ составит 14440, 17490 и 16695 м при количестве 14, 3 и 4 шт. (соответственно НКР, Simba и Solo).

Показатели буровых работ приведены в табл. 1.

Таблица 1

Показатели буровых работ

Показатели	Тип бурового оборудования		
	НКР-100м	Simba-260	Solo 720 2R/F
1. Объем буровых работ, м	14440	17490	16695
2. Количество буровых станков, шт.	14	3	4
3. Производительность, м/см	18,43	107,5	89,9
4. Выход руды, т/м	16,4	13,5	14,1
5. Себестоимость буровых работ, руб./м	139,54	213,58	202,47

Оценка использования бурового оборудования при камерной системе разработки приведена в табл. 2.

Таблица 2

Показатели отбойки при различных средствах механизации

Показатели	Тип бурового оборудования		
	НКР-100м	Simba-260	Solo 720 2R/F
1. Себестоимость, руб./м	120	168,5	166,41
2. Численность рабочих, чел.	125	13	18
3. Производительность рабочего, т/чел. см	32,48	312,3	225,55

Предпочтительный вариант с использованием станка Solo 720 2R/F фирмы «Тамрок». Достоинством этих станков является: высокая производительность, мобильность и оперативность монтажно-демонтажных работ, универсальность перемещения в очистном пространстве, более удобные в эксплуатации, меньшее количество станков, отсюда и уменьшение штата обслуживания, срок окупаемости 2-3 года.

Недостатками ее эксплуатации будут: дороговизна, необходимость квалифицированного обслуживания, применение только специальных материалов и оборудования для ремонта машин.

ИНЪЕКЦИОННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ВОЗВЕДЕНИЯ ЗАКЛАДОЧНОГО МАССИВА НА ШАХТЕ МАГНЕЗИТОВАЯ

БЕРКОВИЧ В. М., АХМЕТЗЯНОВ Б. Р., НОВИЧКОВА Ю. П.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Отработка опытного добычного участка (ОДУ) на шахте Магнитовая в настоящее время ведется двухстадийной камерной системой с сухой закладкой выработанного пространства.

При этой системе добыча рудной массы производится слоями высотой 5 м, снизу вверх. Камеры шириной 10 м располагаются вкрест простирания рудных тел. Между камерами образуются ленточные целики шириной 6,5 м; высота целиков достигает 50 м. В ленточных целиках, в определенном порядке, обеспечивающем зажатие пластовых трещин, формируются просечки (сбойки) для проезда самоходного оборудования. В блоке № 2 образуются столбчатые целики площадью 64 м² под углом 70°. Бурение горизонтальных шпуров производится гидравлическими буровыми каретками. Отбитая рудная масса погрузочно-доставочными машинами доставляется в рудоспуски.

После отработки слоя руды освободившееся пространство заполняется нерудной массой (хвостами обогащения магнетита и пустой породой из породных забоев). Транспорт закладки в добычной блок осуществляется конвейерами и самотеком по закладочным восстающим. В пределах выемочного слоя закладка доставляется подземным автосамосвалом МОАЗ и укладывается с помощью подземного бульдозера. С закладки производится обустройство вышележащего слоя.

Отбитая в добычных блоках рудная масса погрузочно-доставочными машинами (ПДМ) доставляется в рудоспуски, из них виброустановками ВДПУ грузится в вагоны и локомотивосоставами транспортируется по штольне горизонта 180 м на перегрузочный пункт в борту Карагайского карьера.

Все подготовительно-нарезные и очистные работы в опытном блоке остаются традиционными. Новым для шахты будет упрочнение сыпучей закладки методом инъекции.

Инъекционный метод возведения закладочного массива заключается в нагнетании вяжущего раствора в сыпучий материал под давлением.

Приготовление вяжущего раствора осуществляется на специально построенных установках или на существующих закладочных комплексах. Применяют цементные, цементно-глинистые, цементно-шлаково-глинистые, цементно-известняково-глинистые растворы. Водотвердое отношение зависит от геометрических свойств инъектируемой закладки и составляет в среднем 1,2...0,8.

Следует отметить, что данная технология имеет следующие достоинства:

- возможность создания твердеющего массива в обрушенной горной массе;
- снижение капитальных затрат на строительство закладочного комплекса в связи с отсутствием необходимости принудительного механического перемешивания инертных заполнителей;
- простота транспортировки закладочных материалов, уменьшение расхода вяжущих веществ за счет предварительного уплотнения сыпучей закладки;
- высокая полнота заполнения камеры закладочным материалом и раствором;
- возможность получения предварительно напряженного твердеющего массива посредством подачи инъекционного раствора под высоким давлением.

В качестве закладочного материала при применении метода инъекций могут быть использованы породы от проходки горных выработок, вскрыши карьеров, крупногалечниковые природные отложения, хвосты от обогащения и др.

После отработки камеры и извлечения из нее отбитой руды устанавливаются изолирующие перемычки и производится заполнение выработанного пространства сыпучей закладкой, которой может служить порода от проходки выработок, вскрыши карьеров, песчано-гравийная смесь, дробленая порода и др. Укрепление закладочного сыпучего материала в

камере, как правило, производится путем его пропитки под давлением цементным раствором. Приготовленный инъекционный цементный раствор с поверхности подается в инжектируемую камеру по трубам диаметром 50 мм насосом либо самотеком за счет статического напора. Введение цементного раствора в закладочный материал производится через иньектор, который монтируется на почве отработанного слоя и представляет собой отрезок перфорированной трубы длиной на всю камеру и диаметром 0,05 м. Возле иньектора оборудуется манометрическая станция для регистрации давления в инъекционном трубопроводе. На подводящих инъекционный раствор трубах должны быть установлены манометры, по которым осуществляется наблюдение за давлением подаваемого раствора за переключку. Первоначально цементный раствор подается плотностью 1,05 г/см³, постепенно его плотность повышается до 1,7-1,8 г/см³. При увеличении плотности цементного раствора происходит и повышение давления в подающем трубопроводе в районе ввода раствора в закладочный материал. Постепенное повышение плотности раствора и увеличение давления подачи обеспечивают более качественную и глубокую пропитку сыпучего материала закладки, и образуется монолитный закладочный массив

Для контроля качества инъекции требуется бурение скважин и извлечение из пропитанного массива керна, из которого изготавливают образцы для испытаний на прочность.

При ведении работ по инжектированию осуществляется контроль плотности и вязкости инъекционного раствора, увеличения давления в подающем раствор трубопроводе в тех границах, которые приняты локальным проектом на проведение работ по укреплению сыпучей закладки методом инъекции. Плотность инъекционного раствора изменялась от 1,05 до 1,8 г/см³, давление у переключек колебалось от 0,3 до 0,5 МПа и достигало максимального значения 1,3 МПа.

Экономическое сравнение вариантов систем разработки произведено для типичного добычного блока (см. таблицу)

Технико-экономические показатели проекта отработки добычного блока

	Наименование показателей	Системы разработки	
		Камерно-столбовая с сухой закладкой	Горизонтальными слоями с упрочнением сухой
1.	Общие балансовые запасы блока, тыс. т	2500	2500
2.	Потери, %	34	6
3.	Засорение, %	6	7
4.	Эксплуатационные запасы, тыс. т	1650	2350
5.	Удельный объем ПНР на 1000 т добытой руды, м/м ³	28	91
6.	Производительность рабочего, т/чел. смену	6,7	6,7
7.	Затраты на добычу 1 т руды, руб.	390	500
8.	Затраты на добычу эксплуатационных запасов, руб.	643,5	1175,0
9.	Себестоимость обогащения, руб./т	650	650
10.	Затраты на добычу и обогащение сырой руды, руб./т	1040,0	1150,
11.	Извлекаемая ценность в эксплуатационных запасах блока, млн руб.	1747,2	1932,0
12.	Экономический эффект, руб.	-	184800,0

К ВОПРОСУ О БЕСЦЕЛИКОВОЙ ОТРАБОТКЕ ПЛАСТОВ

ПРОХОРОВ А. М., ВАНДЫШЕВ А. М.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Технологические схемы бесцеликовой отработки в зависимости горно-геологических условий весьма разнообразны [1]. По порядку подготовки и отработки угольных пластов (слоев мощных пластов при системе разработки наклонными слоями) все возможные схемы могут быть разделены на следующие четыре класса (рис. 1).

I. Оработка выемочных столбов с погашением временно оставляемых целиков угля:

- а) по всей длине выработки (рис. 1, I а, б);
- б) на части длины выемочного поля (рис. 1, I в).

II. Последовательная подготовка и отработка выемочных столбов при проведении

одной из выработок на границе с обрушенными породами:

- а) на участке до очередного квершлага, гезенка (рис. 1, II а);
- б) на всю длину выемочного поля (рис. 1, II б).

III. Подготовка и отработка выемочных столбов через 1-2 столба. Пропущенные столбы оконтуриваются выработками, проводимыми на границе с обрушенными породами (рис. 1, III а, б).

ГУ. Подготовка и отработка пластов столбами, полосами (по простиранию, падению, восстанию) с сохранением (сооружением) выработок позади очистного забоя (рис. 1, IV а, б, в).

Из приведенной классификации следует, что при бесцеликовой отработке пластов используются различные способы охраны подготовительных выработок:

- расположение выработки в краевой части пласта (рис. 1, I а, II а, б, III а, б);
- сохранение выработки на часть сечения (или на полное сечение) позади очистного забоя для повторного использования (рис. 1, I б, IV а);
- проведение (оформление) выработок позади очистного забоя (рис. 1, IV б, в).

Анализ бесцеликовых схем отработки показывает, что в большинстве случаев требуется соблюдать определенную последовательность подготовки и отработки смежных столбов. Наиболее перспективной схемой бесцеликовой отработки пластов средней мощности может быть схема с непоследовательной отработкой выемочных столбов (рис. 1, III а, б). Оработка выемочных столбов через один-два при панельной и погоризонтной подготовке шахтных полей позволяет исключить разрыв во времени между завершением работы одного и пуском в работу другого очистного забоя в пределах выемочного поля, панели.

Оставляемый же среди обрушенных пород выемочной столб следует рассматривать как целик угля значительных размеров.

Как известно, оставленный среди выработанного пространства целик испытывает повышенное горное давление за счет веса столба пород над ним и веса зависающих консолей (призм) горных пород [2, 3, 4, 5]. Для определения оптимальных размеров целиков различного назначения используются различные методики и зачастую получают противоречивые результаты, поэтому требуются дополнительные исследования по данному вопросу.

При двухстороннем оконтуривании столба на него оказывает влияние опорное давление от двух очистных забоев (рис. 2). И если ширина столба, оставленного среди выработанного пространства $B < 2B_0$, то в средней его части происходит сложение напряжений, и очистной забой при отработке пропущенного столба встретится с определенными трудностями, вызванными повышенным давлением на крепь и забой лавы. Для исключения осложнений при работе очистных забоев в оставленных среди обрушенных пород столбах их минимальная ширина должна быть не менее двух размеров зоны остаточного опорного давления.

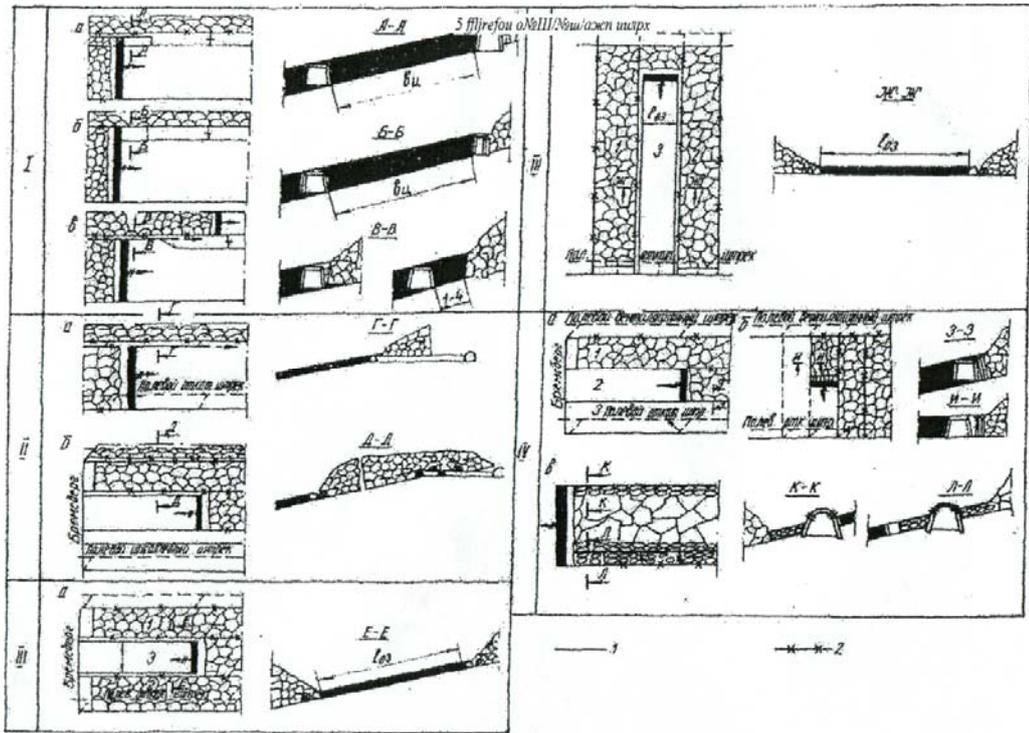


Рис. 1. Схемы бесцеликовой отработки пластов:
 1 – существующие выработки; 2 – погашенные выработки

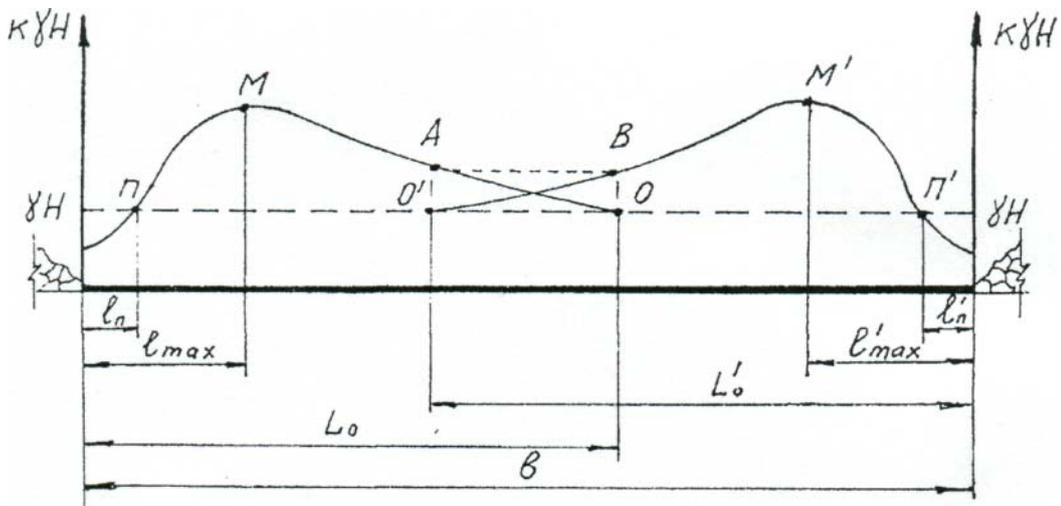


Рис. 2. Характер распределения напряжений в выемочном столбе (целике), оставленном среди обрушенных пород

На основании проведенного анализа технологические схемы бесцеликовой разработки выемочных полей с пропуском одного-двух столбов могут рекомендоваться до глубины 300 м при отработке пластов средней мощности, а также верхних слоев мощных пластов и до глубины 450 м – при отработке нижних слоев мощных пластов. При большей глубине разработки для обеспечения нормальных условий поддержания выработок необходимо проведение специальных мер по разгрузке краевой части пласта (слоя) и усилению крепи выработок.

К ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ УГЛЯ

ПЬЯНКОВ Д. А., ИВАНЧИН Е. А., КОКАРЕВ К. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

При современном уровне механизации очистных работ производительность одной лавы становится соизмерима с производительностью шахты. В результате этого возникло противоречие между сложившимися способами вскрытия и подготовки шахтных полей, с одной стороны, и возможностями современной выемочной техники – с другой.

Современные механизированные комплексы свободно могут обеспечить производительность очистного забоя 3-5 тыс. тонн в сутки. А в благоприятных горно-геологических условиях – 8-10 тыс. тонн и более. Рекордная производительность в 30 тыс. тонн в сутки в среднем за месяц была получена в Австралии на шахте *Beltana*.

Одним из выходов из этого противоречия может быть разработка шахтных полей автономными очистными забоями.

Под термином «автономный очистной забой» в данной статье мы будем понимать такие длинные очистные забои (лавы), функционирование которых обеспечивают:

- автономный транспорт угля от забоя до поверхности, автономная доставка материалов и оборудования с поверхности до забоя, автономная перевозка людей, т. е. все транспортные операции никак не зависят от транспортных процессов, в других частях шахт;
- автономная система проветривания сети горных выработок, имеющая автономный вентилятор (вентиляторы), калорифер и все необходимые вентиляционные устройства;
- автономный водоотлив шахтных вод, с автономной насосной установкой и сетью трубопроводов.

При разработке шахтных полей автономными очистными забоями все функции традиционного откаточного горизонта и околоствольного двора выполняются на поверхности, следовательно, необходимость в их строительстве отпадает.

Применение технологии разработки пластов автономными очистными забоями наиболее эффективно при столбовых системах.

Нами рассмотрены два варианта столбовых систем разработки:

- с выемкой столбов по восстанию. Область применения этого варианта ограничена углом падения пласта 10 °;
- с выемкой столбов по простиранию;

Сущность технологических процессов на поверхности шахты с выемкой столбов по восстанию: для доставки людей и материалов в очистной забой целесообразно применить монорельсовый транспорт на подвесной дороге. Этот вид транспорта наиболее гибок, легок в монтаже и наладки пути, имеет обширную область применения. Даст возможность перевозки людей с промплощадки до места ведения очистных работ без пересадок. Одновременно с людьми доставляются материалы.

Отбитый уголь из забоя транспортируется конвейером прямо на поверхность. Часть конвейера смонтирована на поверхности, поднята на эстакаду для возможности перегруза в бункер-дозатор. Он, в свою очередь, на рельсовом ходу для мобильности перемещения при отработке следующей лавы. Из бункера уголь попадает в стоящий под ним вагон. Затем груженный состав по железнодорожной ветке отправляется к месту назначения.

Проветривание выработок выемочного поля по двум рассматриваемым вариантам осуществляются обособленно, отдельной вентиляционной установкой. При этом предельно упрощается схема вентиляции.

При эксплуатации шахты для проветривания используют главную вентиляционную установку (ГВУ), смонтированную вблизи устья вентиляционной наклонной выработки. В здании ГВУ расположены две вентустановки (работа, резерв), калориферная и герметичная перегородка, перекрывающая устье выработки для направления свежей струи в шахту. Свежая струя следует по вентиляционной наклонной выработке прямо к очистному забою, омывая

забой, отработанный воздух вместе с направлением движения угля выходит на поверхность по наклонной конвейерной выработке.

Для начала очистных работ необходимо пройти две наклонные выработки, конвейерную и вентиляционную. Вентиляционная наклонная выработка оборудуется монорельсовым транспортом, и является запасным выходом на поверхность. Наклонные вскрывающие выработки проходятся по пласту угля с поверхности под углом не более 18° , что необходимо для оптимальной работы конвейерного транспорта. В качестве крепления используется трехзвенная металлическая крепь с затяжкой выработанного пространства. Способы проходки выработок определяются в зависимости от конкретных условий. Для начала добычных работ необходимо оконтурить забой, провести две наклонные выработки и монтажную камеру. При необходимости по мере проходки проводят сбойки.

Сущность технологических процессов на поверхности шахты с выемкой столбов по простиранию: отбитый из очистного забоя уголь по конвейерному штреку попадает на конвейерный транспортный квершлаг, затем транспортируется по главному наклонному стволу в бункер-дозатор, из него – в железнодорожные вагоны, груженный состав отправляется к потребителю. Доставка людей, материалов и оборудования по монтажному наклонному стволу на монтажный доставочный квершлаг люди материалы и оборудование попадают в разрезную печь (монтажную камеру). На момент ведения очистных работ все транспортные функции распределяются между главным и вспомогательным наклонными стволами. В качестве вскрывающих выработок наклонные конвейерная и рельсовая. Количество наклонных выработок и расстояния между ними зависят от многих горно-геологических и технико-технологических факторов.

Достоинства автономных очистных забоев:

1) Достоинством данной технологии является транспортная составляющая, так как транспортный горизонт расположен на поверхности шахты, что значительно облегчает этот процесс. Возможно множество вариантов применения различных видов транспорта.

2) В рассматриваемых схемах вскрытия и подготовки шахтного поля отсутствуют такие дорогостоящие выработки, как этажные или магистральные штреки, разветвленные околоствольные двory, участковые или панельные бремсберги и уклоны с ходками, поэтому капитальные затраты на строительство шахты окажутся значительно меньшими, особенно первоначальные. Поверхностный технологический комплекс упрощается, а стоимость его будет ниже, поскольку отсутствуют подъемные машины, копры, бункера и др.

3) Капитальные затраты на развитие горных работ будут вкладываться более равномерно и небольшими частями, при этом срок строительства шахты незначительный.

4) Расходы на поддержание выработок будут незначительными, так как срок службы штреков небольшой, во втором варианте все остальные выработки пройдены полевыми, вне зоны влияния очистных работ. В данной схеме отсутствуют расходы на транспорт угля вниз по наклонным выработкам. Создаются условия полной конвейеризации транспорта угля от забоя до промплощадки и условия доставки материалов, оборудования и людей до любого забоя без перегрузок и пересадок.

6) Увеличивается надежность технологического процесса шахты в целом, так как при выходе из строя одного блока остальные будут работать нормально.

9) Высокая автоматизация добычи угля, снижается трудоемкость процессов, вследствие чего низкая численность – до 200 человек, что способствует повышению охраны труда и техники безопасности и сводит риск к минимуму. Привлечение работающих высокой оплатой труда, возможность работы вахтовым методом, так как не требуется специально обученного персонала, все технологические операции традиционны.

НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД ВИСЯЧЕГО И ЛЕЖАЧЕГО БОКОВ В ПРОЦЕССЕ ВЫПУСКА ОТБИТОЙ РУДЫ ИЗ МАГАЗИНА

РЕЗНИЧЕНКО Р. О., НОВИЧКОВА Ю. П., ХИМИЧ А. А.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

При массовом выпуске руды из магазина часто происходит отслоение пород висячего (лежачего) боков, что увеличивает разубоживание до 8...25 %. Для предотвращения отслоений боковых пород применяются штанговая, распорная и кустовая крепи. При этом штанговая крепь во многих случаях бывает более эффективной, чем распорная. Наблюдениями за выпуском руды установлено, что интенсивное проникновение отслоившихся пород наступает после того, как фигура выпуска достигает поверхности отбитой руды. Устойчивость висячего и лежачего боков зависит от трещиноватости пород, их слоистости, наличия или отсутствия связи на контактах и др. Однако, хотя эти факторы и оказывают значительное влияние на степень устойчивости пород, их действие не является первопричиной развития деформаций обнаженных поверхностей. Основным фактором все же является напряженное состояние массива вблизи контура камер. Главной задачей явилось изучение влияния отбитой руды на напряженное состояние массива, прилегающего к выработанному пространству. Исследования проводились на моделях (рис. 1). При изготовлении моделей в качестве исходных были приняты следующие условия: рудное тело мощностью 5 м, залегающее под углом 85°, обрабатывается системой с магазинированием руды. Высота камеры – 50 м, глубина расположения камеры от поверхности – 250 м, объемный вес пород налегающей толщи – 2,6 т/м³. Эти данные соответствуют параметрам блока Б5-491 на Белоусовском руднике. В качестве отбитой руды в модель засыпали дробь.

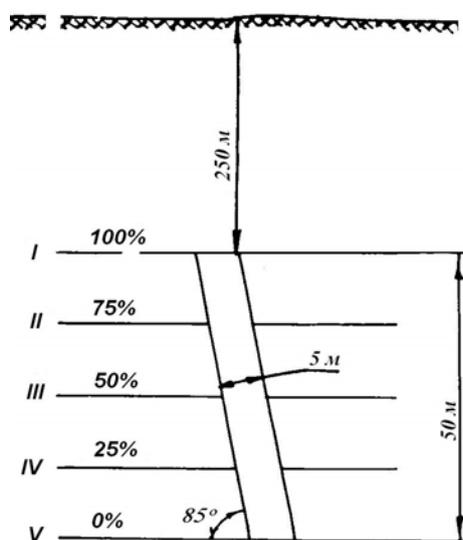


Рис. 1. Схема модели:

I, II, III, IV, V – номера сечений, по которым определялись напряжения; 0...100 % – объем руды в магазине на уровне этих сечений

Замеры и вычисления напряжений производились в пять этапов по пяти сечениям в каждом этапе: 1-й этап – магазин полностью заполнен рудой (100 %); второй этап состоял в изучении картины напряженного состояния висячего и лежачего боков, когда объем руды составлял 75 % объема камеры, то есть было выпущено 25 % руды. Третий, четвертый и пятый

этапы заключались в изучении напряженного состояния массива при 50 %, 25 % объема руды и при пустой камере.

Всего было выполнено 200 замеров.

Как пример, на рис. 2 представлены эпюры напряжений, действующих в массиве горных пород, вблизи камеры после выпуска 50 % руды.

Рис. 2. Эпюры напряжений τ_{\max} , действующих в массиве горных пород (выпущено 50 % руды из магазина)

Анализ распределения напряжений в каждом из пяти этапов показал, что после выпуска очередной дозы руды происходит перераспределение напряжений как на контуре камеры, так и в глубь массива висячего и лежачего боков.

Из рис. 2 видно, что на верхнем участке с уже выпущенной рудой напряжения в висячем и лежачем боках практически одинаковы, в то время, как в нижней части магазина (заполненного рудой) напряжения лежачего бока уже становятся больше, то есть отбитая руда своим весом дополнительно давит на породы лежачего бока.

Если рассматривать эти изменения напряжений с точки зрения устойчивости висячего бока, в частности, верхней части блока, то можно предположить, что уже после выпуска 25 % объема руды начинают создаваться предпосылки для отслоения боковых пород.

Такие эпюры напряжений были построены для всех пяти сечений и для них рассчитаны коэффициенты концентрации напряжений (рис. 3).

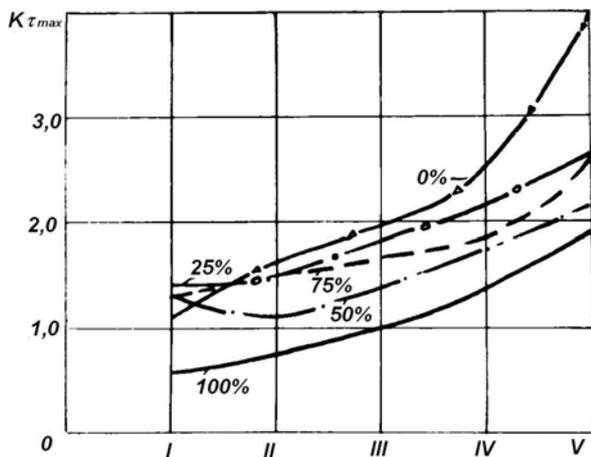


Рис. 3. Изменение $K_{\tau_{\max}}$ по сечениям при разной степени заполнения магазина:

100...0 % – количество руды в магазине

В результате проведения настоящих исследований установлено, что отбитая руда в камере влияет на напряженное состояние пород висячего и лежачего боков. В процессе выпуска руды происходит перераспределение напряжений.

В начальный период выпуска руды наибольшие значения максимальных касательных напряжений находятся недалеко от контура камеры. Происходит их увеличение после выпуска 50 % отбитой руды в верхней части висячего бока. В это же время в верхней части камеры наблюдается понижение этих напряжений на контуре камеры, что может быть началом интенсивных отслоений пород висячего бока. Поэтому по мере выпуска руды, наибольший процент отслоений пород будет находиться в верхней части камеры как в висячем, так и в лежачем боках в виде эллипса, вытянутого по длине магазина.

В заключение следует отметить, что все результаты, полученные на основании проведенных исследований, не могут быть высказаны категорически и должны считаться лишь предварительным решением вопроса.

ТЕХНОЛОГИЯ ОТРАБОТКИ НАКЛОННОЙ РУДНОЙ ЖИЛЫ СРЕДНЕЙ МОЩНОСТИ КЫШТЫМСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГРАНУЛИРОВАННОГО КВАРЦА

СОКОЛОВ И. В., АНТИПИН Ю. Г., БАРАНОВСКИЙ К. В.

Институт горного дела УрО РАН

В настоящее время резко возрастает потребление качественного кварцевого сырья. Это продиктовано, с одной стороны, развитием в XXI веке микроэлектроники, производства оптоволоконных кабелей на основе высокочистого кварцевого стекла, солнечной энергетики на базе поликристаллического кремния, с другой стороны, возрастают потребности традиционных областей использования гранулированного кварца (плавка и варка спецстекло и др.).

Кыштымское месторождение является единственным в России крупным эксплуатируемым месторождением гранулированного кварца. Разработка его велась с 1975 г. открытым способом. Особенности горно-геологических и горнотехнических условий разработки жилы является угол падения 30° , средняя мощность 12 м, высокая ценность полезного ископаемого, сравнительно малая производительность рудника. Принятая проектом система разработки горизонтальными слоями сверху вниз с твердеющей закладкой обеспечивает высокие показатели извлечения: потери 5 %, разубоживание 5 %. Однако выполненные Кыштымским ГОКом исследования выявили, что даже незначительное присутствие цемента в горной массе резко снижает качество кварца и не позволяет достичь стандарта предприятия по химическим примесям.

В 2000-01 гг. ИГД УрО РАН выполнен ряд научных и проектных работ, в которых обоснована техническая возможность и экономическая целесообразность расконсервации и выемки запасов, расположенных в первом под дном карьера подэтаже, по камерно-целиковой системе разработки с взрыводоставкой руды в пределах камеры. Показатели извлечения при этом составили – потери 28 %, разубоживание 3,0 %. По данной технологии в настоящее время отработано около половины запасов жилы № 175 в этаже 346/366 м.

В 2010 году в связи с увеличением спроса на товарный кварц ОАО «КГОК» принято решение о разработке запасов в нижележащем этаже 346/316 м с увеличением производственной мощности подземного рудника в 3 раза. ИГД УрО РАН выполнено геомеханическое и геотехнологическое обоснование разработки данных запасов. Рассмотрено три технически возможных варианта систем разработки*: 1) камерно-целиковая с доставкой руды силой взрыва и последующей зачисткой лежащего бока скреперной лебедкой; 2) подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды; 3) камерная с последующим обрушением целиков. Результаты сравнения показали преимущество камерной системы разработки с последующим обрушением целиков и пород висячего бока (см. таблицу).

Разработка этажа 316/346 м предполагает комбинацию двух принципиально отличающихся систем разработки (см. рисунок): с открытым очистным пространством при выемке камер; с обрушением руды и вмещающих пород при выемке целиков. По камерной системе разрабатывается 70 % промышленных запасов и по системе разработки с массовым обрушением руды и вмещающих пород – 30 %.

Порядок отработки запасов этажа 316/346 м состоит из пяти этапов и обеспечивает: наибольшую безопасность ведения горных работ за счет возможности управлять процессом обрушения пород висячего бока; наиболее высокий уровень полноты и качества извлечения

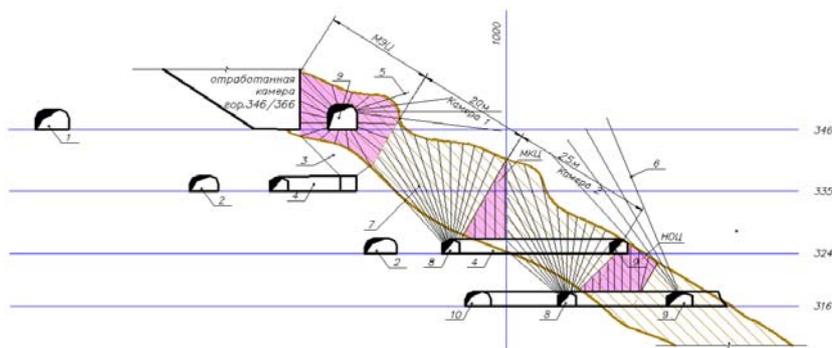
* Соколов И. В. Изыскание рациональной технологии отработки наклонного месторождения ценного кварцевого сырья / И. В. Соколов, Ю. Г. Антипин, К. В. Барановский // Проблемы недропользования: Материалы V Всероссийской молодежной научно-практической конференции (с участием иностранных ученых) / ИГД УрО РАН. – Екатеринбург, 2011. – С. 196-204.

руды; эффективное использование ранее пройденных горных выработок; лучшие условия для своевременной подготовки к выемке запасов.

ТЭП вариантов систем разработки запасов этажа 316/346 м

№ п/п	Наименование показателя	Единица измерения	Варианты		
			1	2	3
1	Потери	%	27,5	23	10,5*
2	Разубоживание	%	3,1	32	12,4
3	Общий объем ПНР	м ³	16823	20706	11175
4	Удельный объем ПНР	м ³ /1000 т	122,7	111,0	59,7
5	Срок отработки этажа	лет	7,6	10,4	10,7

*Примечание: **полужирным** шрифтом выделены лучшие показатели



Камерная выемка с последующим обрушением целиков и висячего бока:

1 – штольня № 1; 2 – наклонный съезд №1; 3 – выпускная воронка; 4 – погрузочный заезд; 5, 6 – взрывные скважины для обрушения пород висячего бока; 7 – взрывные скважины для отбойки запасов; 8 – траншейный штрек; 9 – доставочный штрек; 10 – квершлаг № 11

При обосновании процессов очистной выемки и технологических параметров конструктивных элементов систем разработки руководствовались принципами:

1. Снижение затрат и времени на проведение ПНР за счет максимального использования, ранее пройденных выработок. Для скорейшего ввода в эксплуатацию камеры 1 и 2 целесообразно отрабатывать в две стадии, разделив по простиранию на две.

2. Минимизация потерь путем рационального расположения выработок выпуска в лежачем боку рудного тела.

3. Максимальное увеличение камерных запасов. С этой целью междукамерный целик (МКЦ) сконструирован треугольной формы, что обеспечивает его податливость.

4. Предусмотрено принудительное обрушение пород висячего бока в случае отсутствия их самообрушения.

5. Обеспечение эффективности отбойки. Отбойка камерных запасов ведется послойно с помощью вертикальных вееров скважин \varnothing 65 мм. Запасы междуэтажного целика (МЭЦ) и МКЦ отбиваются массовым взрывом вертикальных вееров скважных зарядов \varnothing 105 мм.

6. Обеспечение эффективности выпуска. Выпуск руды из открытого выработанного пространства камер № 1 и № 2 производится через траншейные днища и погрузочные заезды, расположенные на гор. 324 и 316 м, соответственно (см. рисунок). Здесь важным конструктивным элементом траншейного днища являются породные откосы (наклонные стенки для скатывания руды), формируемые из неизвлекаемой части отбитой породы между погрузочными заездами. Перед началом выпуска руды около 50 % отбитой породы траншеи выпускается и транспортируется в породный отвал на поверхность. Применение траншейного днища позволяет произвести полную подсежку камерных запасов и качественно оформить стенки целиков. С целью минимизации разубоживания и объема извлекаемых пустых пород лежачего бока выпуск запасов МЭЦ осуществляется через выпускные воронки (объем воронок в 2 раза меньше объема траншеи с соответствующими параметрами).

7. Использование современного оборудования на выпуске и доставке руды (ПДМ грузоподъемностью 6 тонн типа Atlas Copco ST 3.5).

ОЦЕНКА ОПАСНОСТИ ТЕХНОЛОГИИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ МЕТАЛЛОВ

ХАМИТОВ Р. И., БЕРКОВИЧ В. М., ЗАГАРСКИХ М. С.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Воздействие способа добычи металлов подземным выщелачиванием на окружающую среду принципиально отличается от традиционного способа добычи. На первый взгляд, подача агрессивных растворов в природную среду выглядит как абсолютное зло. Но тщательный сравнительный анализ источников, видов и интенсивности воздействия при традиционном способе, кучном выщелачивании и подземном выщелачивании позволяет увидеть не только не увеличение общего воздействия, но и экологические преимущества способа подземного выщелачивания.

По воздействию на атмосферу, по сравнению с другими способ ПВ может быть охарактеризован как «непыльный» и бестранспортный. При ПВ полностью отсутствуют такие пылящие процессы как взрывание, экскавация, транспортировка, дробление и измельчение, нет также проблем с пылением отвалов и хвостохранилищ, ввиду их отсутствия. Газовыделения от техники на несколько порядков ниже, так как объемы буровых работ при ПВ несравнимо ниже, чем объемы горных работ.

Биосфера также более уязвима при горном способе добычи руды. Карьер по определению уничтожает всю растительность на территории горного отвода. Сильно нарушается или уничтожается среда обитания животных. В меньшей мере это относится к шахтной добыче. Но добавляется такое же влияние хвостохранилищ. Даже самые совершенные методы рекультивации не могут полностью устранить последствия воздействия.

При подземном выщелачивании растительный мир подвергается воздействию только на территории геотехнологического полигона. При этом имеется возможность частичной порубки леса и нарушения почвы. Условия рекультивации растительности значительно проще. Условия обитания животных нарушаются временно и быстро восстанавливаются после завершения работ.

Горный массив и ландшафт испытывают ничтожные воздействия при ПВ, по сравнению горным способом, как в карьерном, так и в шахтном варианте.

Непосредственное воздействие на поверхностные воды прилегающих территорий при ПВ в штатном режиме отсутствует. Технологический процесс ПВ ведется в недрах в подземном водоносном горизонте. На поверхности растворы циркулируют в герметичных аппаратах и емкостях. Процесс имеет замкнутый цикл водооборота, в нем отсутствуют какие-либо сбросы, а также водопотребление из поверхностных водоемов.

Воздействие на поверхностные водотоки возможно лишь при аварийных проливах и утечках на поверхности, при транзите атмосферных осадков через полигон. Теоретически на поверхностные водотоки возможно воздействие через подземные воды, имеющие разгрузку в ближайшие водотоки.

При горной добыче руды карьером влияние однозначно более масштабно и всегда имеет место. Может меняться даже орография: отводятся ручьи и реки, меняется направление и объем поверхностного стока. Отвалы пород и руд, в том числе отработанные кучи, становятся источником возникновения загрязненных подотвальных вод. Общеизвестна уязвимость хвостохранилищ для аварий, в особенности относительно герметичности основания.

Подземные воды – природный объект, на который способ ПВ влияет несравнимо сильно. Загрязнение подземных вод может достигать любых уровней ПДК по многим компонентам, как по реагентам, так и по выщелачиваемым из руд и пород металлам и неметаллам.

На фоне влияния ПВ на подземные воды горный способ и КВ значительно менее вредны. Имеет место изменения гидродинамического режима водоносного горизонта, неизбежный шахтный (карьерный) водоотлив является, по сути, безвозвратным водопотреблением. Аварийное загрязнение через нарушенное основание при КВ также не исключается.

Решения по охране подземных вод на каждом месторождении зависят от конкретных геолого-гидрогеологических и экологических условий, но концептуально их можно объединить в следующие группы.

1. Применение систем разработки и гидродинамических режимов эксплуатации, исключающих растекание рабочих растворов.
2. Технологический, гидродинамический и технический комплекс оперативного устранения аварийных растеканий.
3. Комплекс технических средств и технологических приемов очистки подземных вод от допущенных загрязнений.
4. Организация санитарно-защитной зоны (СЗЗ) водоносного горизонта.
5. Организация технологического и экологического мониторинга.
6. Рекультивация подземного водоносного комплекса после завершения отработки.

Организация санитарно-защитной зоны. Главное назначение санитарно-защитной зоны при ПВ – охрана подземных и поверхностных вод от недопустимого загрязнения. СЗЗ для подземных и поверхностных вод едина, так как имеет место их связь. СЗЗ состоит из четырех поясов:

I пояс – рабочая зона, где допускаются практически любые изменения состава подземных вод (по размерам рабочая зона I имеет площадь проектного гидродинамического контура выщелачивания, который имеет несколько большие размеры, чем контур обрабатываемого рудного тела);

II пояс – временных растеканий, где возможны кратковременные легкоустраняемые утечки (пояс временных технологических растеканий охватывает прилегающую площадь, где возможны неконтролируемые растекания в течение одного месяца);

III пояс – аварийных утечек, где любые утечки расцениваются как аварийная ситуация (границы аварийных утечек находятся на расстоянии 3-х месячного пробега растворов при самых неблагоприятных условиях);

IV пояс – чистая зона, где допустимы только согласованные изменения в пределах ПДК при рекультивации.

Решения по охране подземных вод на каждом месторождении зависят от конкретных геолого-гидрогеологических и экологических условий, но концептуально их можно объединить в следующие группы.

1. Применение систем разработки и гидродинамических режимов эксплуатации, исключающих растекание рабочих растворов.
2. Технологический, гидродинамический и технический комплекс оперативного устранения аварийных растеканий.
3. Комплекс технических средств и технологических приемов очистки подземных вод от допущенных загрязнений.
4. Организация санитарно-защитной зоны (СЗЗ) водоносного горизонта.
5. Организация технологического и экологического мониторинга.
6. Рекультивация подземного водоносного комплекса после завершения отработки.

Резюмируя, можно отметить, что «используемый на практике комплекс природоохранных мероприятий в системах разработки, при организации санитарно-защитных зон, при ведении мониторинга окружающей среды, при рекультивации нарушенных земель и водоносного горизонта позволяет обеспечить полную экологическую безопасность способа подземного выщелачивания цветных и благородных металлов».

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ ЦЕЛИКОВ И КРАЕВЫХ ЧАСТЕЙ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ НА ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ВЫРАБОТКИ

ЯРМИЕВ Ф. Г., БЕЛОВ В. А., ВАНДЫШЕВ А. М., ГОЛОТВИН А. Д.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

На основании анализа, обобщения инструментальных наблюдений и математической обработки результатов, установлено, что между размером зоны временного опорного давления впереди очистной выработки $L_{од}$, глубиной разработки H и вынимаемой мощностью пласта m_v существует зависимость. В результате аналитических решений определён коэффициент концентрации давления у груди забоя лавы K_{max} при глубине разработки $H = 200...600$ м, вынимаемой мощности пласта $m_v = 1,5...3,5$ м составил $K_{max} = (2,2...2,6) \gamma H$; на границе зоны опорного давления $K_{max} = (1,1...1,15) \gamma H$.

Размер зоны влияния ПГД (далее по тексту – дальность влияния) под краевую часть пласта по нормали к напластованию составлял $(0,6 ... 1,1) L_{од}$, на уровне влияющего пласта, в сторону массива $(0,5...1,0) L_{од}$, в сторону выработанного пространства $(0,1...0,2) L_{од}$. Сильное влияние под кромку краевой части проявляется на глубину $(0,3...0,5) L_{од}$, в плоскости пласта, в сторону массива $(0,3...0,5) L_{од}$, в сторону выработанного пространства до $0,1 L_{од}$.

Дальность влияния по глубине под целиком шириной $(0,5...1,25) L_{од}$ составляла до $1,5 L_{од}$, в сторону выработанного пространства – до $0,25 L_{од}$. При ширине целика менее $0,05 L_{од}$, влияние его было либо слабым, либо совсем не отмечалось.

Дополнительно к результатам шахтных исследований были выполнены исследования на моделях из эквивалентных материалов по общеизвестной методике Г. Н. Кузнецова.

Отработано 5 моделей: глубина составляла 50...170 см, мощность междупластий 0...60 см, вынимаемые мощности пластов 3 см, прочность материала моделей $\sigma_{сж. м.} = 0,04...0,05$ МПа, удельный вес $\gamma = 0,015$ МН/м³.

При моделировании установлено:

- результаты моделирования согласуются с результатами шахтных наблюдений;
- подтверждаются известные результаты исследований о том, что негативные проявления горного давления под целиками и краевыми частями обусловлены более высоким напряженным состоянием горных пород;
- если зона ПГД по уровню нормальных напряжений и по дальности влияния в сторону массива и под кромку краевой части согласуется с результатами шахтных исследований, то в сторону выработанного пространства конфигурация зоны с повышенными напряжениями по моделированию, не удаляется дальше, чем линия, проведённая по нормали к напластованию от створа кромки краевой части пласта;
- анализ напряжённого состояния массива, на основе оценки нормальных напряжений, полученных при моделировании и по теории упругости, при заданных граничных условиях на уровне влияющего пласта показал их весьма плотную сходимость.