

Российская академия наук
Российский фонд фундаментальных исследований
Институт проблем комплексного освоения недр РАН
Магнитогорский государственный технический университет
им. Г.И. Носова

X МЕЖДУНАРОДНАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ

**КОМБИНИРОВАННАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ:
ПЕРЕХОД К НОВОМУ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОМУ УКЛАДУ**

Материалы международной научно-технической конференции
27 – 31 мая 2019 г.

Магнитогорск 2019

УДК 622.27.326
ББК 33.23
К 17

Ответственные редакторы:

Доктор технических наук, профессор **Калмыков В.Н.**

Доктор технических наук, профессор **Рыльникова М.В.**

Комбинированная геотехнология: переход к новому технологическому укладу / под ред. В.Н. Калмыкова, М.В. Рыльниковой // Сборник статей по результатам Международной конференции, г. Магнитогорск, 2019:. – Магнитогорск: МГТУ, 2019 – 369 с.

Сборник содержит научно-методические основы и практические решения по внедрению нового технологического уклада горной промышленности при освоении месторождений твердых полезных ископаемых комбинированными геотехнологиями. Дано развитие теории проектирования и функционирования горнотехнических систем при переходе к новому технологическому укладу. Представлены методические основы геомеханического обоснования параметров комбинированных геотехнологий. Особое внимание уделено проектным вопросам обеспечения устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов, отвалов. Раскрыты инновационные технические и технологические решения, реализуемые в мировой практике для расширения минерально-сырьевой базы, повышения полноты и комплексности освоения недр.

Сборник представляет интерес для широкого круга специалистов производственных, научных, проектных и учебных организаций, занимающихся вопросами эксплуатации месторождений полезных ископаемых.

Конференция проведена при финансовой поддержке Российского фонда фундаментальных исследований, Проект №19-05-20073 «Научные мероприятия»

ISBN 978-5-6041084-5-1

© ИПКОН РАН
© Магнитогорский государственный
технический университет
им. Г.И. Носова, 2019
© Авторы статей, 2019

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	10
Д.Р. Каплунов КОМБИНИРОВАННАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ КАК ОСНОВА ПЕРЕХОДА К НОВОМУ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОМУ УКЛАДУ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ.....	14
М.В. Рыльникова ПРОБЛЕМЫ И ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ПЕРЕХОДА К НОВОМУ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОМУ УКЛАДУ ГОРНОРУДНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ РОССИИ.....	20
А.Н. Акишев, Ю.И. Лель, И.А. Глебов ИННОВАЦИОННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ВСКРЫТИЯ И РАЗРАБОТКИ ГЛУБОКИХ КИМБЕРЛИТОВЫХ КАРЬЕРОВ	30
Ю.И. Кутепов, Н.А. Кутепова, Ю.Ю. Кутепов, А.Д. Васильева Е.В. Сергина ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ВЫСОКИХ ОТВАЛОВ И СЛОЖНЫХ ПРИРОДНО- ТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ НА РАЗРЕЗАХ КУЗБАССА.....	40
А.Н. Акишев, И.Б. Бокий, И.В. Зырянов, И.Н. Иванов РАЗВИТИЕ КОМБИНИРОВАННОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ПРИ ВСКРЫТИИ И ОТРАБОТКЕ ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТОВ ТР. АРХАНГЕЛЬСКАЯ» МЕСТОРОЖДЕНИЯ АЛМАЗОВ ИМ. М.В. ЛОМОНОСОВА	50
Д. Бекбергенов, Г. Янгулова, Х.К. Касымханова, Б. Бектур ПРИНЦИПЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ГОРНТЕХНИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ ПОВТОРНОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ В НОВОМ ФОРМАТЕ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ ПОДЗЕМНОЙ ОТРАБОТКИ ОБРУШЕННЫХ ЗАЛЕЖЕЙ ЖЕЗКАЗГАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ	56
А.Н. Акишев, И.Б. Бокий, О.В. Зотеев ОБЕСПЕЧЕНИЕ БЕЗОПАСНЫХ УСЛОВИЙ ВОЗОБНОВЛЕНИЯ ДОБЫЧНЫХ РАБОТ НА РУДНИКЕ МИР НА ОСНОВЕ СИНТЕЗА КОМБИНИРОВАННЫХ ГЕОТЕХНОЛОГИЙ	72
Л.С. Шамганова, С.А. Съедина, Н.О. Бердинова, В.Н. Токсаров РАЗРАБОТКА ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ БЕЗОПАСНОЙ ОТРАБОТКИ НА ПРИМЕРЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КАЗАХСТАНА	75

С.Е. Гавришев, В.Ю. Заляднов РАЗВИТИЕ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ НА ОСНОВЕ АУТСОРСИНГА И ДИВЕРСИФИКАЦИИ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ.....	80
Д.В. Доможиров, Н.Г. Караулов, В.А. Фомин, А.А. Прохоров ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНОГО СПОСОБА ПОДГОТОВКИ ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ ПРИ ДОБЫЧЕ БЛОЧНОГО КАМНЯ.....	84
С.Е. Гавришев, К.В. Бурмистров, Н.Г. Томилина, Г.В. Михайлова РАЗРАБОТКА СОВМЕСТНОЙ СХЕМЫ ВСКРЫТИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ЮБИЛЕЙНОЕ».....	93
С.Е. Гавришев, К.В. Бурмистров, Н.А. Осинцев КАРЬЕРНАЯ ВСКРЫВАЮЩАЯ ВЫРАБОТКА ДЛЯ ОТКРЫТО- ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	99
В.А. Еременко, А.В. Мясков, Ю.П. Галченко ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТЕЙ СОЗДАНИЯ ПРИРОДОПОДОБНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	102
И.В. Соколов, Ю.Г. Антипин ОСНОВЫ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СТРАТЕГИИ ОСВОЕНИЯ.....	110
К.В. Барановский, А.А. Рожков ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ ГРАНУЛИРОВАННОГО КВАРЦА.....	117
А.Б. Макаров ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ КАРЬЕРА НА ЗАКОНТУРНЫЙ МАССИВ И УСЛОВИЯ СОВМЕЩЕНИЯ ОТКРЫТОЙ И ПОДЗЕМНОЙ ПОВТОРНОЙ РАЗРАБОТКИ ПОЛОГИХ ЗАЛЕЖЕЙ.....	122
М.С. Токманцев, А.В. Котенков ОЦЕНКА СЕЙСМИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ЗАЛЕЖЕЙ ПОД НАСЕЛЁННЫМИ ПУНКТАМИ, ПРИНЦИПЫ ФОРМИРОВАНИЯ БЕЗОПАСНЫХ ПАРАМЕТРОВ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ.....	128
Ю.А. Дик ПРАКТИКА ТЕХНИЧЕСКОГО ПЕРЕВООРУЖЕНИЯ ПРОЦЕССОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА.....	134
В.Д. Барышников, Л.Н. Гахова, Д.В. Барышников РЕЗУЛЬТАТЫ КОНТРОЛЯ СДВИЖЕНИЙ ПОДКАРЬЕРНОЙ РУДНОЙ ПОТОЛОЧИНЫ ПРИ ОТРАБОТКЕ НИЖЕЛЕЖАЩИХ СЛОЕВ.....	140

И.И. Айнбиндер, П.Г. Пацкевич, Е.В. Красюкова ПАРАМЕТРЫ И ХАРАКТЕРИСТИКИ ОПАСНЫХ ЗОН ПОД ДНОМ ОТРАБОТАННЫХ КАРЬЕРОВ, ЗАТОПЛЕННЫХ ВЫРАБОТОК И НАПОРНЫХ ВОДОНОСНЫХ ГОРИЗОНТОВ ПРИ ОСВОЕНИИ КИМБЕРЛИТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЯКУТИИ	148
Э. Хормазабаль, И.С. Ливинский, В.И. Спирин ОПТИМИЗАЦИЯ КОНСТРУКЦИЙ БОРТОВ КАРЬЕРОВ НА ОСНОВЕ ОЦЕНКИ РИСКОВ	159
В.С. Федотенко, Е.Е. Швабенланд ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ БЕЗВЗРЫВНОЙ ОТКРЫТОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ КОМБАЙНОВОЙ ВЫЕМКИ	175
Д.Н. Радченко, А.А. Бондаренко, В.С. Лавенков ЭЛЕМЕНТЫ НОВОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО УКЛАДА КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА БАЗЕ ПЕРЕХОДА К САМОХОДНОМУ ГОРНОМУ ОБОРУДОВАНИЮ С ЭЛЕКТРИЧЕСКИМ ПРИВОДОМ.....	182
Д.Н. Радченко, К. Н. Залевская УВЕЛИЧЕНИЕ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ ЗА СЧЕТ ВОВЛЕЧЕНИЯ В ЭКСПЛУАТАЦИЮ ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ	188
К.И. Никифоров, И.Л. Никифорова НОВЫЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ УКЛАД В СИСТЕМЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО МОНИТОРИНГА СОСТОЯНИЯ ГОРНОГО И ТЕХНОГЕННОГО МАССИВА.....	193
А.В. Шахов, М.М. Караблин ОБ ЭТАПНОСТИ ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД ДЛЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ РАСЧЕТОВ	197
Хумао Лю ПРИМЕНЕНИЕ МОДЕЛЕЙ ДВИЖЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ВОД В ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ: ВЫВОДЫ ИЗ ПРАКТИЧЕСКОГО ОПЫТА.....	199
С.Н. Жариков, В.А. Кутуев ОГРАНИЧЕНИЯ ПО СЕЙСМИЧЕСКОМУ ВОЗДЕЙСТВИЮ ВЗРЫВА В ПРИКОНТУРНОЙ ЗОНЕ КАРЬЕРА ПРИ ОТКРЫТОЙ И КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ	207

В.Е. Махонин, Д.О. Чулков, Е.А. Шабельников КОНЦЕПЦИЯ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ПРОГРАММНО- АППАРАТНОГО КОМПЛЕКСА АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ ПОЗИЦИОНИРОВАНИЯ ПЕРСОНАЛА И ПОДВИЖНОЙ ТЕХНИКИ В ШАХТАХ.....	211
Нгуен Ван Минь, В.А. Еременко, А.Р. Умаров, М.А. Косырева ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ФОРМЫ ВЫРАБОТКИ И ДЕЙСТВУЮЩИХ НАПРЯЖЕНИЙ НА ФОРМИРОВАНИЕ ЗОН НЕЛИНЕЙНЫХ ДЕФОРМАЦИЙ В МАССИВЕ ГОРНЫХ ПОРОД НА ГЛУБИНЕ СВЫШЕ 1,5 КМ.....	217
Д. Бекбергенов, Г. Янгулова, Х.К. Касымханова, Б. Бектур КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ДЛЯ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ ДОБЫЧИ ХРОМИТОВ НА БОЛЬШИХ ГЛУБИНАХ ШАХТ ДОНГОКА	224
Д.В. Дорохов, С.Б. Ожигина, О.В. Старостина, С.Г. Ожигин ОЦЕНКА ТОЧНОСТИ ТРЕХМЕРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ПО АЭРОФОТОСЪЕМКАМ ДЕФОРМАЦИЙ НА ШАХТНОМ ПОЛЕ	234
О.В. Зотеев, С.Е. Гавришев, И.А. Пыталев, В.В. Якшина, И.В. Гапонова ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПО СОЗДАНИЮ И ЭКСПЛУАТАЦИИ ТЕХНОГЕННОЙ ЕМКОСТИ, ФОРМИРУЕМОЙ НА БАЗЕ ВНЕШНИХ ОТВАЛОВ ДЛЯ РАЗМЕЩЕНИЯ ОБЕЗВОЖЕННЫХ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ В УСЛОВИЯХ ГАЙСКОГО ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНОГО КОМБИНАТА.....	240
А.В. Котенков ОПЫТ ВНЕДРЕНИЯ КАМЕРНЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ НА РУДНИКЕ «АЙХАЛ».....	249
А.А. Панжин, Т.Ф. Харисов, О.Д. Харисова ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ УГЛОВ ЗАОТКОСКИ БОРТОВ КАРЬЕРА НА ОСНОВЕ РЕЙТИНГОВОЙ СИСТЕМЫ ОЦЕНКИ УСТОЙЧИВОСТИ МАССИВА MRMR.....	259
А.А. Панжин, Н.А. Панжина ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ И СТРУКТУРЫ ПОРОДНОГО МАССИВА ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ И УСТУПОВ КАРЬЕРОВ.....	267
М.В. Рыльникова, Н.А. Митишова МЕХАНИЗМ РАСПРОСТРАНЕНИЯ ВЗРЫВНОЙ ВОЛНЫ В УСЛОВИЯХ ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА ПРИ РАЗРАБОТКЕ КОЛЧЕДАНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	276

Е.А. Князькин ОБОСНОВАНИЕ СТРУКТУРЫ ГОРНТЕХНИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ С ВОЗМОЖНОСТЬЮ ПРЕОБРАЗОВАНИЯ ПОТЕНЦИАЛЬНОЙ ЭНЕРГИИ ПЕРЕТОЧНЫХ ШАХТНЫХ ВОД РУДНИКА В ЭЛЕКТРИЧЕСКУЮ	282
Д.Н. Радченко, В.С. Лавенков, Л.А. Гаджиева ЗАКОНОМЕРНОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВЫХ ПОТОКОВ КАК БАЗА ИМИТАЦИОННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ НОВОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО УКЛАДА РАЗВИТИЯ ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКОВ	288
О.Г. Бесимбаева, Е.Н. Хмырова. Е.А. Олейникова, Р.Р. Ханнанов ИССЛЕДОВАНИЕ СМЕЩЕНИЙ И ДЕФОРМАЦИЙ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ НА ПОДРАБОТАННЫХ ТЕРРИТОРИЯХ КАРАГАНДИНСКОЙ УГОЛЬНОГО БАССЕЙНА	300
А.Н.Авдеев, Е.Л.Сосновская, Р.В.Криницын, С.В.Худяков, С.В. Сентябов ОЦЕНКА ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ ШИХАНСКОГО И НОВО-БАКАЛЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЙ СИДЕРИТА	310
А.Н. Авдеев, Е.Л. Сосновская ОЦЕНКА СТЕПЕНИ ОПАСНОСТИ НАКОПЛЕННЫХ ПОДЗЕМНЫХ ПУСТОТ НА МНОГОВЕРШИННОГО МЕСТОРОЖДЕНИИ	315
В.Н. Долгоносов, О.В. Старостина, Е.В. Абуева ИССЛЕДОВАНИЕ СОСТОЯНИЯ ВЕРХНИХ УСТУПОВ СТАЦИОНАРНОГО БОРТА РАЗРЕЗА «БОГАТЫРЬ» И РАЗРАБОТКА ПРАКТИЧЕСКИХ РЕКОМЕНДАЦИЙ ПО ОБЕСПЕЧЕНИЮ ИХ УСТОЙЧИВОСТИ.....	321
В.В. Яхеев, А.Н. Сергиенко СРАВНЕНИЕ РУДНОЙ И ПОЛЕВОЙ ПОДГОТОВКИ НА МАЛОМОЩНОЙ ЗАЛЕЖИ ПРИ ВСКРЫТИИ ИЗ КАРЬЕРА И ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ ОЛЕНГОРСКОГО РУДНИКА	332
И.Ю. Рассказов, М.И. Потапчук, Г.А. Курсакин, А.В. Сидляр ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПРОЕКТНЫХ РЕШЕНИЙ ПО ВСКРЫТИЮ И ПОДЗЕМНОЙ ОТРАБОТКЕ РУДНЫХ ТЕЛ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПИОНЕР	336

М.А. Егоров, А.И. Полулях ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИГОТОВЛЕНИЯ ЗАКЛАДОЧНЫХ СМЕСЕЙ С ДОБАВЛЕНИЕМ ВУЛКАНИЧЕСКОГО ПЕПЛА В КАЧЕСТВЕ АКТИВНОЙ МИНЕРАЛЬНОЙ ДОБАВКИ.....	344
М.В. Цупкина, В.В. Гавриленко, Е.А. Князькин РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЙ ПАРАМЕТРОВ ОСУШЕННОГО МАССИВА ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНОКОЛЧЕДАНЫХ РУД	351
В.С. Бригида ВЫЯВЛЕНИЯ ОСОБЕННОСТЕЙ ОТКАЗОВ ДЕГАЗАЦИОННЫХ СИСТЕМ ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ	356
Н.В. Угольников, Д.В. Доможиров ОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ РАСПОЛОЖЕНИЯ ПАРНО-СБЛИЖЕННЫХ СКВАЖИН НА КАРЬЕРАХ НЕРУДНЫХ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ.....	361
С.С. Таранжин, П.В. Меньшиков, А.С. Флягин БЕЗОПАСНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КАРАГАЙСКОМ КАРЬЕРЕ В СТЕСНЕННЫХ УСЛОВИЯХ С ПРИМЕНЕНИЕМ МОБИЛЬНЫХ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ УКРЫТИЙ ИЗ ШИН АВТОСАМОСВАЛОВ С СЕТКОЙ «РАБИЦА».....	369
Н.Н. Ефремовцев ЦИФРОВИЗАЦИЯ ДЕТОНАЦИОННЫХ СИСТЕМ И РОБОТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ИХ ФОРМИРОВАНИЯ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ И БЕЗОПАСНОСТИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ	375
Тчаро Х. РЕШЕНИЕ ПРОБЛЕМЫ ПОТЕРИ ТЕПЛОТЫ ВНУТРИ ШТАБЕЛЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ.....	377
С.Е. Гавришев, А.Д. Кольга, И.А. Пыталев, О.А. Пыталева, Т.М. Попова К ВОПРОСУ О ПОВЫШЕНИИ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ АВТОСАМОСВАЛОВ НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ.....	380
Almeida Padilla G.A., Т.В. Чекушина CURRENT SITUATION WITH HYDROCARBONS IN ECUADOR AND ITS POTENTIAL	384
Yu.I. Kutepov, N.A. Kutepova, Yu.Yu. Kutepov M.V. Sablin, E.B. Borger GEOMECHANICAL PROCESSES DURING THE UNDERMINING OF MAN-MADE AND NATURAL ROCK MASSES	391

Esteban Hormazabal	
GEOTECHNICAL CONSIDERATIONS FOR MASS MINING – A CHILEAN EXPERIENCE.....	402
Victor Merino	
MINE PLANNING DESIGN CRITERIA FOR AUTONOMOUS TRUCK OPTION.....	413
E. Gorbatova	
E. Emelianenko, M. Zareckii, N. Omegova	
FUZZY LOGIC ENVIRONMENTAL RISK ASSESSMENT DURING THE MINING OF COPPER-PYRITE DEPOSITS.....	418

ВВЕДЕНИЕ

Для устойчивого развития горнопромышленного комплекса особую актуальность приобретает выполнение фундаментальных научных исследований в области горных наук, которые влекут разработку инновационных продуктов и услуг, востребованных обществом не только в настоящее время, но и в будущем. В этой связи развитие теоретической базы проектирования горнотехнических систем (горных предприятий) должно быть связано с развитием технологий, обеспечивающих полноту и комплексность освоения месторождений, ресурсосбережение, эффективное воспроизводство минерально-сырьевой базы и энергоресурсов, снижение негативного воздействия горнодобывающих производств на окружающую среду. На сегодняшний день комбинированные геотехнологии в наибольшей мере отвечают принципам полноты и комплексности освоения месторождений твердых полезных ископаемых. Комбинация геотехнологий – это сочетание физико-технических и физико-химических способов добычи; средств и способов разработки месторождений с технологиями формирования и эксплуатации техногенных образований. Создание комбинированных геотехнологий предполагает развитие обоснованных принципов поэтапного и многофункционального использования выработанных пространств, применение универсальных средств механизации для работы на различных участках осваиваемых месторождений. Все это определяет повышенный интерес к проведению исследований в области состояния горного массива и новых принципов управления им при комбинированной геотехнологии, методик геомеханического мониторинга, геолого-маркшейдерских измерений, управления качеством минерально-сырьевых потоков, горной экологии. Поэтому в сборнике собраны тезисы докладов X Международной конференции, затрагивающие проблемы комбинированной геотехнологии в аспекте перехода новому технологическому укладу.

В сборнике рассмотрены проблемы:

- научно методические основы, практические решения по внедрению нового технологического уклада при комбинированной геотехнологии;
- развитие теории проектирования и функционирования горнотехнических систем при переходе к новому технологическому укладу;
- геомеханическое обоснование параметров комбинированных геотехнологий;
- инновационные технологические решения;
- актуальные аспекты комплексного и экологически безопасного освоения недр и переработки минерального сырья;
- научно-методическое и практическое обеспечение устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов, отвалов.

К фундаментальным научным проблемам, отраженным в тезисах участников конференции, следует отнести:

- фундаментальный базис развития комбинированной геотехнологии при переходе к новому технологическому укладу;
- закономерности и этапы перехода от открытых горных работ к подземным способам добычи. Принципы совмещения на осваиваемом участке недр физико-технических и физико-химических геотехнологий;
- современное состояние и этапы становления открыто-подземного способа разработки рудных месторождений;
- принципы проектирования горнотехнических систем при внедрении нового технологического уклада;
- особенности оценки и базовые принципы расчета геомеханического состояния горных массивов при комбинированной геотехнологии;
- подходы к развитию проектов от ранних стадий разведки до строительства и эксплуатации, использующиеся в мировой практике проектирования;
- фундаментальные основы безопасности технологических процессов при комбинированных геотехнологиях;
- закономерности геомеханических процессов при сочетании различных способов добычи в едином технологическом пространстве;
- законодательное регулирование правил оценки и управление устойчивостью бортов и уступов, карьеров, разрезов и отвалов при открытой и комбинированной разработке месторождения;
- принципы оценки экологической безопасности горного производства.

На современном этапе развитие теоретической базы проектирования комбинированных геотехнологий должно отвечать прогрессивным научным идеям и технологическим инновациям, которые составляют новый технологический уклад, предусматривающий внедрение новых систем и способов разработки месторождений, инновационного горного оборудования с элементами искусственного интеллекта, экологичных самоходных горнотранспортных средств с электроприводом, комплексов и систем возобновляемой энергетики, автоматизированных систем проектирования, оборудования для интерактивного мониторинга состояния горных массивов и подрабатываемых территорий поверхности в режиме онлайн, инновационных средств исследований свойств, структуры и состояния горного массива.

В этой связи актуальными проблемами развития комбинированных геотехнологий являются дистанционные автоматизированные и роботизированные технологии извлечения твердых полезных ископаемых из недр. Это является базовым трендом во всех отраслях промышленности, а в сфере недропользования определяет особые требования безопасности к ведению горных работ, организации и культуре производства при снижении производственного травматизма и существенном улучшении условий труда горняков. В этой связи, перспективно районирование производственных зон карьеров и подземных рудников в зависимости от

факта и частоты присутствия человека на опасных участках ведения горных работ. С учетом этого должны быть дифференцированы требования к проектированию и ведению горных работ в этих зонах. В свете указанных перспектив определяются принципы функционирования горно-транспортного оборудования с элементами искусственного интеллекта при его внедрении на горном предприятии, в том числе, на различных этапах его функционирования. Особое внимание при этом уделяется обоснованию параметров схем вскрытия и систем разработки при комбинированном способе освоения недр с машинами и механизмами, оснащенными элементами искусственного интеллекта.

Значительная часть тезисов посвящена установлению закономерностей геомеханических процессов, определяющих эффективность реализации комбинированных геотехнологий при переходе к новому технологическому укладу, среди них:

- фундаментальные закономерности формирования в динамике развития горных работ напряженно-деформированного состояния массивов горных пород в переходный период от одной геотехнологии к другой при их совмещении в пространстве на ограниченных площадях;

- обеспечение управляемого состояния горного массива, подработанного открытыми и подземными выработками, подверженного воздействию газо-, гидродинамических и физико-химических процессов и приведенного горными работами в состояние, близкое к предельному по устойчивости;

- проходка и крепление выработок с обеспечением устойчивости обнажений горных пород в прикарьерном массиве со сложным и немонотонным изменением прочностных характеристик и параметров полей напряжений и деформаций;

- создание надежной изоляции подземных выработок от карьерного пространства для решения вопросов вентиляции и водоотлива, предотвращения окислительных процессов, складирования отходов добычи и переработки минерального сырья;

- строительство вскрывающих выработок подземного рудника из выработанного пространства карьера, разреза в условиях повышенных размеров зон деформирования горных массивов под влиянием открытых и подземных горных работ

- особенности оценки и мониторинга геомеханического состояния массива горных пород при выемке запасов за предельным контуром карьера или разреза, в том числе, с применением комбайнов или бурового оборудования с интеллектуальным управлением.

Решение этих вопросов обеспечивает успешную реализацию процессов комбинированной геотехнологии, а значит и периода продления на как можно больший срок эффективного освоения участка недр за счет комплексного вовлечения в эксплуатацию всех видов георесурсов, в том числе не связанных непосредственно с добычей базовых полезных иско-

паемых. Благодаря результатам выполненных исследований уже на стадии проектирования должен быть сформирован прогноз в части возможностей комплексного освоения различных видов георесурсов на осваиваемом участке недр за счет внедрения новых технических средств и инновационных геотехнологических процессов комбинированной геотехнологии. Благодаря переходу на новый технологический уклад с использованием современных средств и методов проектирования возможно определение вида и параметров применяемых геотехнологий и их сочетаний в конкретный период функционирования горнотехнической системы. Это позволяет прогнозировать вид и способы управления объемами и качеством твердых и жидких минерально-сырьевых потоков, формируемых на различных стадиях эксплуатации месторождений. При комбинации физико-технических и физико-химических геотехнологий расширяется перечень и объем товарной продукции, получаемой в цикле горно-перерабатывающего производства. Несомненно, комбинированные геотехнологии – это повышение уровня социальной ответственности за принимаемые технологические решения, требующей оптимизации их параметров при обеспечении баланса технико-экономических, эколого-экономических и социальных интересов государства, недропользователя и населения регионов.

Большинство рассмотренных в сборнике проблем находятся на стыке научных специальностей. Именно поэтому современные технико-технологические тенденции в контексте разработки месторождений полезных ископаемых при сочетании на одном участке недр физико-технических и физико-химических способов добычи представляют особый интерес для недропользователей, специалистов проектных организаций и научно-исследовательских институтов, ВУЗов и являются основой роста эффективности горнопромышленного комплекса.

КОМБИНИРОВАННАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ КАК ОСНОВА ПЕРЕХОДА К НОВОМУ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОМУ УКЛАДУ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

В конце прошлого, XX века в горной науке и промышленности утвердилось понятие «комбинированная геотехнология», которой была посвящена первая Магнитогорская конференция, 20- летний юбилей который сейчас отмечается.

Становление научного направления по комбинированной разработке месторождений связано с именами ученых-горняков профессоров Б.П. Боголюбова, Б.П. Юматова, П.Э. Зуркова, Д.М. Казикаева, В.И. Терентьева, В.А. Щелканова и др.

Большой вклад в развитие комбинированного способа разработки месторождений внесли научные школы Института проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН и Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова.

Комбинированная геотехнология на настоящий момент характеризуется тремя периодами своего развития. **Первый**, геомеханический был основан на оценке параметров полей напряжений и устойчивости элементов горных конструкций при различном конструктивном оформлении сочетаний открытого способа разработки с подземным. В этот период предметом научных исследований являлись принципиально возможные варианты комбинированной разработки в зависимости от мощности рудных залежей, принципов ведения открытых горных работ и глубины карьера, а также применяемых на подземном руднике систем разработки. **Второй**, геотехнологический этап связан с комбинацией вариантов сочетаний технологических процессов во всем их многообразии –от совместного вскрытия карьерных и шахтных полей с использованием преимуществ обоих способов разработки до использования оборудования того или иного способа для подготовки запасов к очистной выемке при другом способе. Появились принципиально новые технологические схемы, классифицированы и сформированы типовые горнотехнические системы комбинированной геотехнологии. В этот период получила развитие технология закладки выработанного пространства, причем, реализованы принципиально новые варианты освоения открыто-подземного яруса на базе формирования искусственных потолочин между карьером и подземным рудником. Достигнуты новые эффекты и установлены ранее неизвестные закономерности, связанные с температурным режимом рудников и проветриванием, принципами подвигания фронтов очистных работ. На геотехнологическом этапе развития раскрыты перспективы сочетания

физико-технических и физико-химических способов добычи. В прикладном аспекте- разработаны правила промышленной безопасности, определяющие условия безопасного ведения горных работ при комбинированной (совмещенной) разработке месторождений.

Комбинированная геотехнология стала по существу синонимом комплексного освоения и сохранения недр Земли – основного принципа современного недропользования.

Особенности этого периода развития комбинированной геотехнологии подтвердили необходимость рассмотрения системы разработки как совокупности и последовательности выполнения основных и вспомогательных технологических процессов в определенном конструктивном исполнении применительно к осваиваемому участку недр.

Анализ показывает, что наступил **третий** период развития комбинированной геотехнологии, как основы перехода к новому технологическому укладу. Под последним понимается – складывающаяся совокупность и очередность осуществления определенных технологических процессов, обеспечивающая цели недропользования соответственно этапам общественного развития.

Переход к новому укладу базируется на синхронной трансформации геотехнологий и техногенно преобразуемых недр в зависимости от потребностей общества и общего технического уровня его развития. В основе концепции перехода – обобщение условий реализации полного цикла комплексного освоения недр: с одной стороны – закономерности формирования твердых и жидких минерально – сырьевых потоков (добыча руды); с другой – безопасное и экологически сбалансированное формирование выработанных пространств недр Земли.

При этом предполагается заблаговременное прогнозирование и проектирование этапов перехода от одного вида геотехнологий к другому в ходе освоения месторождений, а также на период после завершения добычи полезных ископаемых, когда отработаны балансовые запасы и требуется устойчивое состояние горнотехнической системы за счет использования всех георесурсов осваемого участка недр.

Действуют глобальные условия, требующие периодических переходов к более совершенным технологическим укладам освоения недр:

- Опасная и некомфортная среда жизнедеятельности человека;
- Необходимость сохранения целостности недр в ходе их освоения, предполагающего непрерывное потребление георесурсов;
- Неопределенность природных свойств недр, постоянно трансформирующихся в пространственных и временных координатах;
- Высокие энергетические затраты на освоение и сохранение недр и негативные экологические последствия этих процессов для планеты Земли.

Сегодняшнее функционирование горнопромышленного комплекса на принципах устойчивого развития оказывает влияние на формирование нового технологического уклада в связи с:

- Исчерпанием традиционной минерально-сырьевой базы, доступной человечеству еще 10 лет назад, виду многолетней реализации концепции экстенсивного недропользования;

- Переходом мирового сообщества на принципы устойчивого развития природы и общества;

- Масштабными исследованиями в области интеллектуализации горнопромышленного комплекса (развитием цифровых технологий) возобновляемой энергетики, применением оборудования и материалов нового поколения).

Новый технологический уклад освоения недр на базе комбинированных геотехнологий должен содержать решения, учитывающие:

- увеличение глубины горных работ;
- сокращение крупномасштабных месторождений твердых полезных ископаемых с высоким качеством сырья;

- повышение доли труднообогатимых руд;
- накопление больших объемов техногенных образований, сопоставимых с запасами месторождений;

- перемещение объектов разработки полезных ископаемых в труднодоступные районы с неразвитой инфраструктурой и неблагоприятными природно-климатическими условиями;

- рост требований к качеству продукции, предъявляемых мировым рынком;

- рост энергетических затрат

Анализ проведенных исследований и практика разработки рудных месторождений показывают, что переход к новому технологическому укладу должен включать следующие направления технического перевооружения предприятий:

- комбинирование физико-технических и физико-химических геотехнологий для наиболее эффективной разработки месторождений;

- использование перемещаемого (мобильного) внутрирудничного оборудования, обеспечивающего управление объемами и качеством минерально-сырьевых потоков с выдачей на поверхность только кондиционных руд, обеспечивая принцип «не выдавать ничего лишнего» - это внутрирудничные сепараторы, обеспечивающие возможность сокращения выдачи на поверхность породной рудной массы с низким содержанием ценного компонента;

- применение мобильных закладочных комплексов, предназначенных как для утилизации пород от проходки горных выработок и отходов внутрирудничной сепарации, так и для оперативного возведения искусственных конструкций различного назначения при создании условий многофункционального использования выработанных пространств;

- эксплуатация оборудования с элементами искусственного интеллекта, способного работать без участия человека в особо опасных зонах под-

земного рудника. При этом человеческий фактор производства трансформируется в сферу обслуживания такого оборудования (дистанционное управление технологическими процессами и ремонтно-восстановительные работы);

- внедрение технологий энерговоспроизводства, в том числе, с использованием техногенных источников.
- создание микроклиматических зон в подземных рудниках в зависимости от факта и частоты присутствия человека с возможностью локальной подачи, отведения и управления параметрами воздушной среды;
- создание изолированных камер для реализации физико-химических процессов извлечения ценных компонентов из некондиционных руд и техногенного сырья, вплоть до применения агрессивных и ядовитых сред для извлечения благородных металлов, исключая контакт атмосферы рудника и пребывания людей в таких зонах;
- разработка новых принципов организации труда в подземном руднике для обеспечения безопасности производства – установление правил и критериев работы в условиях применения мобильного роботизированного оборудования и целенаправленного изменения физических свойств участка недр в целях адаптации к изменяющимся условиям.

В указанных направлениях успешно проводятся научно-исследовательские и опытно-промышленные работы.

Анализ этих направлений, совокупность которых характеризует новый технологический уклад горного производства при подземной разработке месторождений полезных ископаемых, позволяет заключить, что цели устойчивого развития - экономические, экологические, социальные, могут быть достигнуты только за счет реального изменения набора геотехнологий и их синхронного функционирования.

Такой подход требует нового взгляда на сугубо горные вопросы - например, целесообразность применения высокопроизводительных и экономически бесспорно выгодных систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород. На первый взгляд, такие системы не соответствуют принципам устойчивого развития, так как не обеспечивают сохранения физической структуры недр. В то же время, известны исследования по созданию в недрах искусственных сооружений, «каркасов», в пределах которых возможно применение систем с поэтажным и этажным само- и принудительным обрушением. С другой стороны, в условиях устойчивого развития по-новому раскрываются перспективы применения систем с закладкой выработанного пространства, главным образом, твердеющей и комбинированной - технологии закладки выработанного пространства обретают новый смысл и статус, по сути, строительные геотехнологии, призванных обеспечить экологическую и социальную составляющую устойчивого развития на базе заблаговременного создания подземных сооружений и несущих конструкций, используемых в различных назначениях после отработки запасов полезного ископаемого

данного участка недр.

В таких стратегических областях горного производства как железорудная и меднорудная промышленности уже намечились эффективные пути кардинального изменения геотехнологий разработки месторождений.

Так, на базе минералогического анализа и структурных исследований обоснована концепция перехода к новому технологическому укладу разработки месторождений КМА с применением в цикле добычи технологии рентгенорадиометрической сепарации. Устойчивое развитие железорудных предприятий в будущем связано с возможностью технологически и экономически эффективно вовлечь в эксплуатацию бедные руды. Для обогащения таких руд технология магнитной сепарации является не перспективной, что связано с морфологией и срастаниями зерен, а также низким содержанием магнитного железа. В то же время наиболее перспективной технологией, которая может быть внедрена на железорудных месторождениях с обеспечением технологической возможности и экономической целесообразности, является внутрирудничная сепарация руд с содержанием железа менее 20%, которые до настоящего времени вывозятся в отвалы.

Установлена эффективность утилизации отходов внутрирудничной сепарации в выработанном пространстве рудников путем создания комбинированных закладочных массивов – на базе твердеющей, сыпучей и гидравлической (пастовой) закладки.

Применительно к месторождениям медьсодержащих руд обоснованы условия перехода к новому технологическому укладу на базе концепции «шахта-завод». Такой переход обусловлен результатами исследований, свидетельствующими, что добыча и переработка бедного медьсодержащего низкосортного сырья (на примере Жезказганского месторождения) заведомо нерентабельна, из-за низкой ценности минеральной составляющей.

Для вовлечения бедных руд в эксплуатацию необходимо снижение себестоимости их добычи, в которой третью часть занимают транспортные расходы из-за того, что существующая схема вскрытия и транспорта руды не обеспечивает увеличения площади горных работ. Эффективным оказалось введение в структуру горнотехнических систем инновационных способов передела минерального сырья-внутрирудничной - и покусковой сепарации, а затем гидрометаллургии для извлечения основных и попутных ценных компонентов.

По аналогии с типовыми горнотехническими системами месторождений КМА, при разработке комплексных медьсодержащих месторождений отходы добычи размещаются в выработанном пространстве в качестве закладочного материала, обеспечивая более благоприятные и безопасные условия ведения очистных работ. Большая часть отходов, образующихся в ходе освоения месторождений, остается под землей и не выдается на поверхность, что обеспечивает снижение энергетических затрат при увеличе-

нии глубина горных работ. Отходы полезно используются для управления состоянием массива горных пород при их техногенном изменении.

Модульное исполнение всего оборудования на самоходном ходу позволяет оперативно перемещать технологический комплекс вслед за развитием фронта горных работ.

Применение передвижных закладочных комплексов модульного типа совместно с внутрирудничными станциями сепарации рудной массы позволяет после нескольких лет работы исключить выдачу отходов сепарации из рудника и доставку породного заполнителя с поверхности.

В целом грядущий технологический уклад горного производства должен изменить его облик и восполнить выбывающие по мере истощения балансовых запасов производственные мощности за счет комплексного вовлечения в эксплуатацию бедных, разубоженных, смешанных и окисленных руд на основе сочетания геотехнологий в целях устойчивого развития горнотехнических систем.

Полный цикл комплексного освоения должен проектироваться не столько для добычи полезных ископаемых, сколько в целях эксплуатации каждого осваиваемого участка недр неопределенно долго, путем первоначального проектирования этапов перехода от одного вида геотехнологий к другому в ходе освоения месторождений, а также на период после завершения добычи полезных ископаемых. Такой подход является содержанием устойчивого функционирования рудников.

Каждый новый технологический уклад оценивается намного позже его наступления и массового применения. Однако черты его проявляются в предыдущих укладах и формируются из необходимости преодоления слабых сторон этих укладов.

В докладах юбилейной конференции будут рассмотрены эти особенности следующего этапа развития геотехнологий освоения месторождений твердых полезных ископаемых, базой которой является именно комбинированная геотехнология.

ПРОБЛЕМЫ И ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ПЕРЕХОДА К НОВОМУ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОМУ УКЛАДУ ГОРНОРУДНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ РОССИИ*

Для всех субъектов недропользования в настоящее время добыча полезных ископаемых переходит на качественно иной уровень, где различные аспекты извлечения минеральных ресурсов интегрируются в новый технологический уклад, при котором горное предприятие, оснащенное роботизированной техникой, управляемой в автоматическом интеллектуальном режиме, представляет собой инструмент для устойчивого развития общества [1-2].

Под технологическим укладом понимают совокупность сопряжённых геотехнологических процессов, имеющих системно объединенный технический и технологический уровень и развивающихся синхронно.

Технологический уклад горного производства индустрии 4.0 представляет собой интеллектуальное, целостное и предпочтительно устойчивое образование, в рамках которого осуществляется полный цикл освоения недр, начинающийся с добычи сырья и получения первичных ресурсов и заканчивающийся выпуском набора конечных продуктов и услуг, соответствующих требованиям общественного потребления. Чем выше степень готовности товарной продукции к потреблению, тем выше рентабельность производства. Чем больше уровень технологического уклада, тем выше степень механизации, автоматизации и роботизации производства.

Таким образом, для всех субъектов недропользования в настоящее время добыча полезных ископаемых переходит на качественно иной уровень, где различные аспекты добычи минеральных ресурсов интегрируются в новый технологический уклад, при котором горное предприятие, оснащенное роботизированной техникой, представляет собой инструмент для развития общества на принципах устойчивого развития [3].

Динамика качественного преобразования технологического уклада общества представлена на рис. 1, составлено с использованием [4].

Основные признаки технологического уклада, определяющие уровень технологии, в том числе в горном производстве, является вид, способ получения и передачи энергии. Так, для современного 5 уровня технологического уклада основным перспективным видом энергии является возобновляемая энергия, вспомогательная – атомная, водородная и энергия углеводородов. Основные отрасли: электроника и микроэлектроника, информационные технологии, геновая инженерия, программное обеспече-

* Исследования выполняются в рамках темы ИПКОН РАН 0138-2014-0001

ние, телекоммуникации, освоение земного и космического пространства, рост скорости передачи энергии и информации. Ключевой фактор: микроэлектронные компоненты, цифровые технологии, роботизация. Достижения уклада: интеллектуальное производство и автоматическое управление. Гуманитарное преимущество: on-line информация.

Принципы перехода к новому технологическому укладу [5-7]:

- получение возобновляемых энергоресурсов в ходе реализации геотехнологических процессов;
 - интеллектуализация и роботизация основных и вспомогательных технологических процессов;
 - экологизация производства и широкомасштабное внедрение «зеленых» технологий;
 - новый вид организации и контроля параметров процессов с оценкой рисков и распространением информации в режиме реального времени;
- Актуальность перехода к новому технологическому укладу связана с:
- истощением традиционной минерально-сырьевой базы, доступной человечеству еще 10 лет назад, ввиду многолетней реализации концепции экстенсивного недропользования;

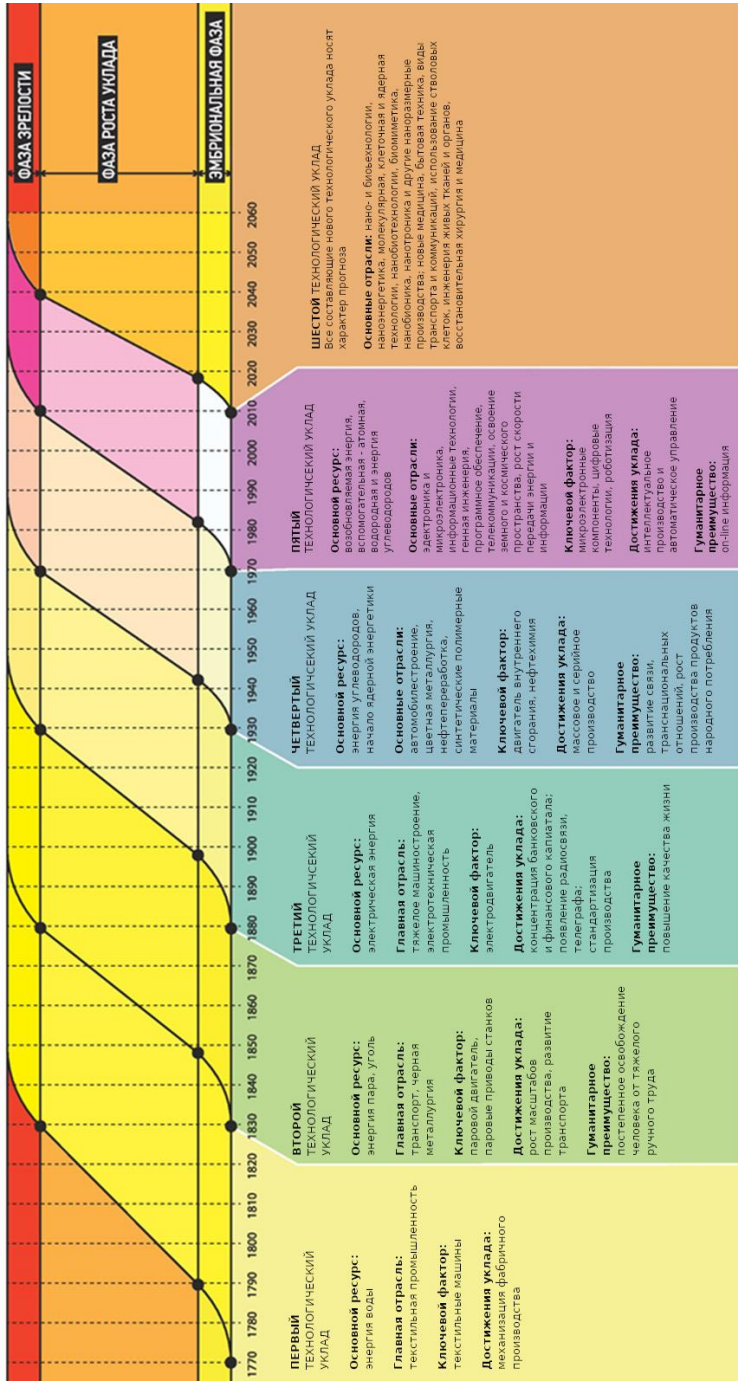


Рисунок 1 – Характеристика технологических укладов в горном производстве

- переходом мирового сообщества на принципы устойчивого развития природы и общества (Парижское соглашение, регулирующее меры по снижению углекислого газа в атмосфере с 2020 года взамен Киотского протокола);
- масштабными исследованиями в области интеллектуализации горно-промышленного комплекса, возобновляемой энергетики, создания оборудования и материалов нового поколения, повсеместного развития комбинированных физико-технических и физико-химических геотехнологий.

Анализ развития [8] геотехнологий показал, что в ходе трансформации технологического уклада произошло изменение самого понятия «система разработки месторождений». Если в XX веке система подземной разработки подразумевает определенный порядок и последовательность проведения во времени и пространстве подготовительно-нарезных и очистных работ. Это было связано с тем, что именно процессы проведения выработок являлись наиболее трудоемкими, высокочрезвычайными, осуществлялись с применением преимущественно переносного малопроизводительного, малогабаритного оборудования.

В XXI веке, в связи с внедрением более совершенного технологического уклада, самоходной техники, автоматизации производства, система подземной разработки представляет собой совокупность и последовательность выполнения основных и вспомогательных технологических процессов, примененных в определенной последовательности и конструктивном решении для извлечения запасов элементарной выемочной единицы осваиваемого участка недр. Расширение перечня технологических процессов, изменение их содержания являются одним из основных признаков формирования нового технологического уклада горного производства.

Внедрение нового технологического уклада горного предприятия с полным циклом комплексного освоения недр с крупномасштабной перестройкой производства на инновационной основе сопряжено с ростом производственной мощности предприятия, сменой и расширением технологических операций и процессов, увеличения перечня товарной продукции.

Расширение перечня технологических процессов определяется разработкой и внедрением новых технологических решений, ранее не характерных для традиционного горного производства, либо рассмотрение известных процессов в новом качестве.

На основе проведения фундаментальных и прикладных исследований в полный цикл комплексного освоения недр на современном этапе включаются инновационные, ранее не характерные для горного производства технологические процессы [9-11]:

- кучное выщелачивание ценных компонентов из техногенного сырья с формированием штабелей выщелачивания в выработанном простран-

- стве карьеров, подземных камер, на отвалах с применением в качестве активных агентов выщелачивания минерализованных рудничных вод и их модификаторов;
- грануляция и окомкование дисперсного техногенного сырья при подготовке его к выщелачиванию;
 - скважинное выщелачивание и массоперенос ценных компонентов из донорских рудных тел и осаждение металлов и их соединений на акцепторных телах, руды которых после извлечения направляются непосредственно на пирометаллургический передел;
 - сгущение и обезвоживание техногенного сырья перед складированием в выработанном пространстве карьеров и шахт: ранее этот процесс сопровождал исключительно обогащительное производство и гидрометаллургический передел;
 - поризация хвостовой пульпы перед подачей в выработанное пространство с целью придания заданных фильтрационных характеристик техногенному массиву для последующего выщелачивания ценных компонентов;
 - подготовка закладочных материалов и смеси с применением передвижных закладочных установок модульного типа, способных работать как на поверхности, так и в подземных условиях и перемещаться вслед за развитием фронта горных работ;
 - рудничная сепарация;
 - рекуперация энергии движущихся в ходе реализации геотехнологических процессов масс для преобразования ее в электрическую.

При этом параметры геотехнологических процессов, составляющих новый технологический уклад, должны быть в виде единого комплекса адаптированы к конкретным условиям разработки месторождений твердых полезных ископаемых. Под адаптацией понимается оперативная синхронная трансформация технологических процессов к свойствам и состоянию техногенно преобразуемого участка недр с учетом изменяющихся потребностей общества, даже вне зависимости от прямых целей извлечения полезных ископаемых из недр. При этом место реализации технологических процессов должно быть максимально приближено к месту формирования продукта труда: места производства товарной продукции - к месту формирования их минеральной составляющей – к добычным забоям. Расширяется перечень товарной продукции, изменяются требования к продукции различных стадий передела.

Для установления фундаментальных закономерностей и обоснования этапов перехода к новому технологическому укладу устойчивого функционирования рудников на основе учета пространственно-временных взаимосвязей технологических процессов освоения и сохранения недр в Отделе теории проектирования ИПКОН РАН проводится комплекс исследований, процессов перехода к новому технологическому укладу (рис. 2), включающих:

- обоснование параметров и рационального сочетания комбинированных геотехнологий;
- исследование процессов управления качеством рудной массы на подземных и открытых работах;
- определение условий формирования закладочных массивов с применением передвижных комплексов;
- создание условий для воспроизводства электроэнергии в ходе реализации геотехнологических процессов;
- формирование интеллектуальных автоматизированных технологий, работающих в безлюдном режиме;
- обоснование параметров горнотехнической системы, работающей по принципу «Шахта-завод».

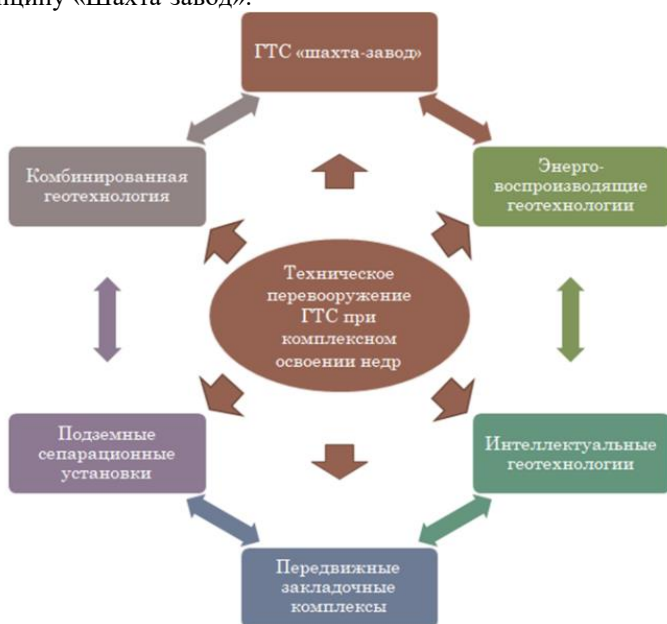


Рисунок 1 – Направления исследований процессов нового технологического уклада в Отделе теории проектирования освоения недр ИПКОН РАН

Переход к новому технологическому укладу предполагает наличие переходного периода, когда в одном технологическом пространстве рудника функционируют: механизированные геотехнологии, управляемые оператором; автоматизированные геотехнологии, также работающие с участием человека, либо частичным его присутствием в технологическом пространстве; интеллектуальные роботизированные технологии с нулевым вводом человека в опасную рабочую зону горных работ. Разная степень участия человеческого фактора в реализации технологических про-

цессов определяет особый подход к обоснованию параметров горнотехнических систем в период перехода к новому технологическому укладу. При этом определяющую роль составляет внедрение цифровых геотехнологий (рис. 3).

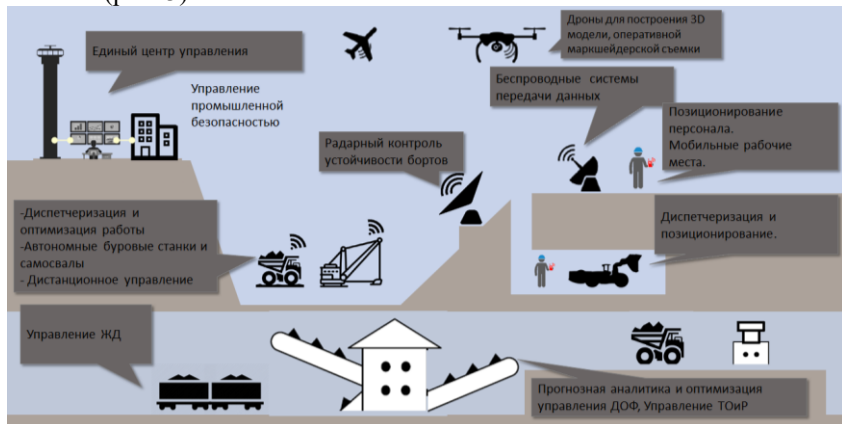


Рисунок 3 – Цифровые геотехнологии в соответствии с концепцией интеллектуального горного производства (подготовлено совместно с ООО «ВИСТГРУПП»)

Следует отметить, что в мировой практике уже эффективно функционирует и показали перспективы своего развития рудники, работающие в полном автономном режиме. Об этом свидетельствуют выполненный анализ мирового опыта применения полностью автоматизированных безлюдных технологий (табл. 1).

Таблица 1 – Действующие интеллектуальные рудники, работающие в автономном режиме.

Рудник	Глубина ведения горных работ	Полезное ископаемое
BNP, Olympic Dam	1,000 м	Медь, уран, золото, серебро
BOLIDEN, Aitik (карьер)	450 м	Медь, золото, серебро
BOLIDEN, Renström (подземный рудник)	1,450 м	Цинк, медь, свинец, золото и серебро
BOLIDEN, Kristineberg (подземный рудник)	1,300 м	Цинк, медь, свинец, золото и серебро
BOLIDEN, Kankberg (подземный рудник)	500 м	Золото и теллур
BOLIDEN, Maurliden (карьер)	140 м	Цинк, медь, свинец, золото и серебро

BOLIDEN, Garpenberg (подземный рудник)	1,250 м	Цинк и серебро, а также попутные свинец, медь и золото
BOLIDEN, Kevitsa (карьер)	800 м	Медь, золото, цинк, никель и кобальт
BOLIDEN, Kylylahti (подземный рудник)	1,000 м	Цинк и свинец
LKAB, Kirunavaara	1,300 м	Железо

Работа автономного оборудования в интеллектуальном режиме предполагает предпочтительность отказа от использования дизельных двигателей и переход на электромобили. При этом в подземном руднике формируются условия для вовлечения дополнительных источников энергии природно-техногенного происхождения, формируемых в ходе реализации процесса техногенного преобразования недр. Это - энергия: потоков воды, перемещаемых в процессах осушения месторождения и водоотлива; потоков техногенных пульпообразных масс – сгущённой пульпы обогащения руд и закладочные смеси, подаваемых сверху в выработанное пространство карьеров и шахт; перемещаемой с вышележащих горизонтов на нижележащие отбитой горной массы; вентиляционной шахтной струи, подаваемой со скоростью до 15 м/с; движущегося по горно-транспортным выработкам большегрузного погрузочно-доставочного и транспортного оборудования; горного массива при квазистатическом деформировании под действием сил горного давления; горного массива от собственных и наведенных упругих колебаний.

Переход на использование электрической энергии, получаемой и преобразуемой непосредственно в подземном руднике, с передачей ее через аккумуляторные установки на электромобили позволит, с одной стороны, существенно сократить затраты на работу оборудования, с другой стороны, уменьшить затраты на работу системы вентиляции при отказе от использования двигателей внутреннего сгорания.

Все вышеуказанные признаки были использованы при формировании концепции «Шахта-завод», которая состоит в разработке принципиально нового технологического уклада горного производства, основной принцип которого сводится к максимальному приближению места реализации технологических процессов производства товарной продукции к зоне формирования их минеральной составляющей – к добычным забоям.

Таким образом, принципы проектирования горнотехнической системы «Шахта-завод» включают:

- приближение всех, в том числе нетрадиционных для горных работ технологических процессов, к местам добычи минерального сырья;
- внедрение инновационных процессов дезинтеграции пород;
- сочетание физико-химических и физико-технических геотехнологий;
- внутрирудничная сепарация рудной массы, в том числе, бедных руд с

- выделением предконцентрата в подземных условиях;
- флотация в подземных условиях с получением кондиционного пром-продукта для последующей гидрометаллургической переработки;
- гидрометаллургический передел;
- размещение всех отходов сепарации, флотации и гидрометаллургии в открытых и подземных выработанных пространствах, в том числе, путем их использования для приготовления закладочных смесей.

Следует отметить, что в условиях ТОО «Казгидромедь» Республика Казахстан уже функционирует прототип такой системы (рис. 4), где на одной технологической площадке работает комплекс по изучению вещественного состава, геологических, физико-химических и технологических свойств природного и техногенного сырья. Реализация предложенной концепции позволит оптимизировать процессы переработки методами флотации, выщелачивания и гидрометаллургии с получением в ходе реализации процесса товарной продукции в виде металлов и их соединений (рис. 4).



Рисунок 4 – Принцип проектирования горнотехнической системы «Шахта-завод», реализован в Республике Казахстан ТОО «Казгидромедь»

Подробный комплекс ввиду своей малогабаритности и компактности в полном объеме может быть организован в подземном руднике. Это позволит не выдавать на поверхность земли ненужные компоненты, а оставлять их в выработанном пространстве недр и при этом получать товарную продукцию с повышенным качеством, соответствующим требованиям потребителя.

Следует отметить, что все выше перечисленные особенности современного технологического уклада рудника неразрывно связаны с ростом уровня организации производства. Изменение условий эксплуатации техники и ее стоимости требуют формирования новой системы организации и культуры производственных процессов. Поэтому одним из принципов

перехода к новому технологическому укладу на современном этапе является обеспечение соответствия уровня организации и культуры производства уровню его технического переоснащения, что определяется специфическими условиями ограниченности подземного технологического пространства для размещения оборудования, материальных складов и транспортных связей, призванных обеспечить ритмичное и синхронное функционирование расширенного перечня инновационных технологических процессов и интеллектуализацию оборудования.

Изучение условий перехода на новый технологический уклад свидетельствует, что только на базе взаимосвязи интеллектуальных технологий и новой техники, в том числе, с элементами искусственного интеллекта, программных комплексов обработки геоданных, высокоточных методов и средств изучения вещества недр, структуры и состояния горных массивов, возобновляемой энергетики, определяются новые направления в проектировании комплексного освоения месторождений твердых полезных ископаемых с высокой эффективностью, полнотой качественного извлечения всех ценных компонентов. Переход к новому технологическому укладу связан с оперативной синхронной трансформацией геотехнологий к особенностям осваиваемого участка недр с учетом потребностей общества в георесурсах.

Список литературы

1. Развитие производственной мощности подземных рудников при техническом перевооружении / Д.Р. Каплунов. - М.: Наука, 1989. - 263 с. - ISBN 5-02-005912-9.

2. Каплунов Д. Р., Рыльникова М. В., Радченко Д. Н. Реализация концепции устойчивого развития горных территорий - базис расширения минерально-сырьевого комплекса России // Устойчивое развитие горных территорий, 2015. № 3(25). С. 46–50.

3. Трубецкой К. Н., Рыльникова М. В., Владимиров Д. Я., Пыталев И. А. Условия и перспективы внедрения роботизированных геотехнологий при открытой разработке месторождений // Горный журнал. 2017. № 11. С. 60–64. DOI: 10.17580/gzh.2017.11.11

4. ТЕХНОПРОМ VI Международный форум технологического развития <http://forumtechnoprom.com/page/121>

5. Баранов, А.О. Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд: справ. пособие / А.О. Баранов. // М.: Недра, 1993. - 283 с.

6. Каплунов Д. Р., Рыльникова М. В., Радченко Д. Н. Научно-методические основы проектирования экологически сбалансированного цикла комплексного освоения и сохранения недр земли // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2015. Спец. выпуск №15. Вып. 3. Условия устойчивого функционирования минерально-сырьевого комплекса России. С. 5-11.

7. Айнбиндер И. И. Модернизация подземной добычи руд на больших глубинах // Горный журнал. 2016. № 12. С. 51–55.

8. Агошков М.И. Определение производительности рудника. - М.: Metallurgizdat, 1948.

9. Исследование составов и способов приготовления закладочных смесей на подземных передвижных закладочных установках / Р.Ш. Маннанов, О.В. Зотеев, В.Н. Калмыков и др. // Комбинированная геотехнология: теория и практика реализации полного цикла комплексного освоения недр: матери- алы междунар. науч.-техн. конференции. - Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2011. - С. 28 - 31.

10. Рьльникова М.В., Галченко Ю.П. Возобновляемые источники энергии при освоении земных недр. // М: ИПКОН РАН. – 2015. – 122 с.

11. Moran, C., Lodhia, S., Kunz, N. and Huisingsh, D., 2014. Sustainability in mining, minerals and energy: new processes, pathways and human interactions for a cautiously optimistic future. Journal of Cleaner Production, vol. 84, pp. 1-15.

УДК 622.684:629.3

А.Н. Акишев

Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА», г. Мирный, Россия

Ю.И. Лель, И.А. Глебов

ФГБОУ ВО «УГГУ», г. Екатеринбург, Россия

ИННОВАЦИОННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ВСКРЫТИЯ И РАЗРАБОТКИ ГЛУБОКИХ КИМБЕРЛИТОВЫХ КАРЬЕРОВ

Аннотация. Предложена инновационная технология вскрытия и разработки глубоких кимберлитовых карьеров. Реализация технологии рассмотрена на примере разработки Нюрбинского карьера АК «АЛРОСА» до глубины 750 м, соответствующей глубине разведанных запасов. Технология включает два этапа: переход на глубине 370 м с традиционной схемы вскрытия на схему вскрытия крутонаклонными автосъездами (21 – 25 %) при использовании полноприводных шарнирно-сочлененных автосамосвалов грузоподъемности 41 т и переход на глубине 530 м на вскрытие законтурным автомобильным тоннелем, проходимым за зоной сдвига. Приведены основные параметры инновационной технологией в сравнении с традиционными технологиями разработки. Предложены формулы для расчета глубины перехода на новую схему вскрытия. Инновационная технология позволяет увеличить углы откосов бортов карьера с 45–48° в верхней зоне до 57–75° в нижней, сократить объемы выемки вскрыши в 3–8 раз и эффективно доработать запасы полезного ископаемого. Разработана методика расчета необходимой скорости проходки тоннеля, учитывающая скорость углубки карьера, уклон автодорог, вертикальное расстояние между порталами, углы откоса рабочего и нерабочего бортов карьера и направление углубки. Предложен комбайновый способ проходки тоннеля, обеспечивающий лучшие технико-экономические показатели и большую скорость проходки.

Ключевые слова: карьер, схема вскрытия, уклон автосъезда полноприводные автосамосвалы, угол откоса борта, тоннель, скорость проходки, комбайн, коэффициент устойчивости борта, роботизация.

В последние годы прослеживается тенденция отхода от традиционного открыто-подземного способа разработки коренных месторождений алмазов, расположенных в криолитозоне. Это связано с увеличением потенциала открытых горных работ за счет внедрения новых технологических решений по вскрытию и отработке месторождений, современного горно-транспортного оборудования с новыми техническими возможностями и роботизации основных технологических процессов.

Рассмотрим проблему доработки месторождения трубки «Нюрбинская» АК АЛРОСА» (ПАО), где вариант отработки законтурных запасов ограниченного объема руды в интервале глубин 570–750 м подземным способом экономически неэффективен. В 2015 г. институтом «Якутнипроалмаз» разработаны рекомендации по горнотехническим параметрам и порядку отработки карьера до глубины 570 м (*Разработать рекомендации по горнотехническим параметрам и порядку отработки карьера «Нюрбинский» до глубины 570 м с учетом уточненных физико-механических свойств, вмещающих пород: отчет о НИР/Якутнипроалмаз. Рук. Акишев А.Н. г. Мирный, 2015. – 50 с.*). Согласно проекту с глубины 370 м (гор. –120 м) предусматривается переход с традиционной схемы вскрытия на вскрытие крутонаклонными автосъездами ($i = 21 \dots 25 \%$) с соответствующим вводом в эксплуатацию полноприводных автосамосвалов с шарнирно-сочлененной рамой. До глубины 370 м горная масса вывозится на поверхность автосамосвалами с колесной формулой 4×2 CAT-777D, CAT-777F, TEREX TR-100 грузоподъемностью 91 т по автосъездам с уклоном 8–9 %. С нижних горизонтов горная масса доставляется полноприводными автосамосвалами CAT-745C грузоподъемностью 41 т на перегрузочный пункт, расположенный на горизонте – 80 м.

Основные преимущества шарнирно-сочлененных самосвалов (ШСС) в проектном варианте заключаются в использовании крутонаклонных съездов ($i = 21 \dots 25 \%$) и транспортных берм меньшей ширины по сравнению с автосамосвалами с колесной формулой 4×2, что позволяет увеличить углы наклона нерабочих бортов карьера с 45–48° до 57–63°, сократить дополнительный объем вскрыши от размещения транспортных коммуникаций и отработать карьер до глубины 570 м (*Изучить физико-механические свойства вмещающих пород в окрестностях карьера на трубке «Нюрбинская» по инженерно-геологическим скважинам до глубины абс. отм. –400 м: Отчет о НИР/Якутнипроалмаз. Рук. Бокий И.Б. – Мирный, 2014. – 28 с.*). При обосновании варианта вскрытия была проведена оценка устойчивости нерабочих уступов и бортов в целом. Оценка производилась путём сравнения расчетных и допустимых коэффициентов запаса устойчивости по методике ВНИМИ [5]. При этом учитывались следующие физико-

механический свойства горных пород: плотность, угол внутреннего трения, сцепление в образце и коэффициент структурного ослабления в массиве. Установлено, что расчетные значения коэффициента запаса устойчивости больше минимально допустимых значений ($K_d > 1,2$).

В 2017 г. институтом «Якутнипроалмаз» совместно с Уральским государственным горным университетом предложена схема вскрытия глубоких горизонтов Нюрбинского карьера законтурным автомобильным тоннелем спиральной формы, позволяющая отработать месторождение до глубины 750 м, соответствующей глубине разведанных запасов [2].

Переход на тоннельное вскрытие осуществляется с глубины 530 м (гор. -280 м). Соединение подземного автомобильного съезда, проходимо-го за зоной сдвижения, с рабочими горизонтами осуществляется квершлагами, которые проходятся в нерабочих бортах и погашаются по мере понижения горных работ. При такой схеме вскрытия угол наклона нерабочего борта в зоне тоннельного вскрытия не зависит от ширины и уклона транспортных коммуникаций, а определяется только условиями устойчивости. Установлено, что с учетом разницы значений расчетного и допустимого коэффициентов запаса устойчивости бортов на Нюрбинском карьере угол наклона нерабочего борта в зоне тоннельного вскрытия может быть увеличен до 75° . При указанной схеме вскрытия борт карьера на конец разработки имеет выпуклый циссоидальный профиль. Он обеспечивает сокращение объемов вскрышных работ и наибольшую устойчивость уступов, поскольку его контур максимально разгружен от напряжений [3]. Следствием этого является уменьшение нарушений геологической среды и повышение безопасности горных работ. Тоннельное вскрытие обеспечивает снижение гидродинамического давления грунтовых вод на борт карьера, что также будет способствовать увеличению угла откоса нерабочего борта. Наличие тоннеля позволяет размещать в пределах массива аппаратуру наблюдения за его состоянием. Кроме того, из тоннеля может быть установлено анкерное крепление, предотвращающее обрушение прибортового массива [4-6]. Применение ШСС и крутых уклонов автосъездов позволяет значительно сократить капитальные вложения на проходку подземных выработок, что является основным ограничением при практической реализации указанного способа вскрытия.

Исходя из производительности карьера по горной массе, грузооборота и интенсивности движения автосамосвалов к рассмотрению был принят однопутный тоннель с разминкой автосамосвалов в нишах. Расстояние между разминочными нишами 450 м.

Таким образом предлагаемая инновационная схема вскрытия Нюрбинского карьера включает два этапа (табл. 1, рис. 1):

Таблица 1 – Основные параметры инновационной схемы вскрытия Нью-бинского карьера

Параметры	Значения
Конечная глубина карьера H_3 , м	750
Глубина и год перехода с традиционной на схему вскрытия крутонаклонными автосъездами $H_{п1}$, м (год)	370 (2024)
Высота нерабочего борта при переходе с традиционной на схему вскрытия крутонаклонными автосъездами $H_{н.61}$, м	330
Глубина и год перехода с крутонаклонной на схему вскрытия законтурным тоннелем $H_{п2}$, м (год)	530 (2034)
Высота нерабочего борта при переходе с крутонаклонной на схему вскрытия законтурным тоннелем $H_{н.62}$, м	510
Руководящий уклон автотранспортных коммуникаций i , %:	
– в зоне традиционной схемы вскрытия	8 - 9
– в зоне крутонаклонного вскрытия	21 – 25
– в зоне тоннельного вскрытия	20
Коэффициент развития трассы $k_{р.т}$, доли ед.	1,083
Угол откоса нерабочего борта во вмещающих породах, град	54 - 63
В том числе:	
– в зоне традиционной схемы вскрытия γ_1	45 – 48
– в зоне крутонаклонного вскрытия γ_2 в зоне тоннельного вскрытия γ_3	57 – 63 75
Объем в контуре карьера (по состоянию на 1.01.2017 г.):	
– руда, млн. т	9,7
– вскрыша, млн. м ³	44,9
Средний эксплуатационный коэффициент вскрыши $k_{в.ср}$, м ³ /т	4,7
Годовая производительность карьера по руде, млн. т/год:	0,87 – 1,05
– 2018 – 2024 гг.	0,40
– 2025 – 2033 гг. 2034 – 2040 гг.	0,23
Модели и грузоподъемность автосамосвалов, т:	
– в зоне традиционной схемы вскрытия	CAT-777D (91 т)
– в зонах крутонаклонного и тоннельного вскрытия	CAT-745C (41 т)
Высота уступа h_y , м:	
– рабочего.	15
– нерабочего	30 – 45
Средняя скорость углубки карьера $h_{г}$, м/год	25
Угол откоса рабочего борта ϕ , град	16 – 18
Общая протяженность вскрывающих подземных выработок, м	
В том числе:	
– тоннель	1300
– горизонтальные квершлагы	1100
Необходимая скорость проходки тоннеля v_t , м/мес	$\geq 19,7$

1. На первом этапе в 2024 г. осуществляется переход с традиционной схемы вскрытия на схему вскрытия крутонаклонными автосъездами при

использовании полноприводных шарнирно-сочлененных автосамосвалов грузоподъемностью 41 т.

2. На втором этапе в 2034 г. осуществляется переход с крутонаклонной схемы вскрытия на схему вскрытия законтурным автомобильным тоннелем спиральной формы.

При реализации инновационной схемы вскрытия, кроме обоснования устойчивости нерабочих бортов карьера, требуют решения следующие вопросы:

- обоснование оптимальной глубины перехода на новую схему вскрытия;
- обоснование необходимой скорости проходки тоннеля и квершлагов;
- обоснование рациональной схемы проветривания подземных выработок.

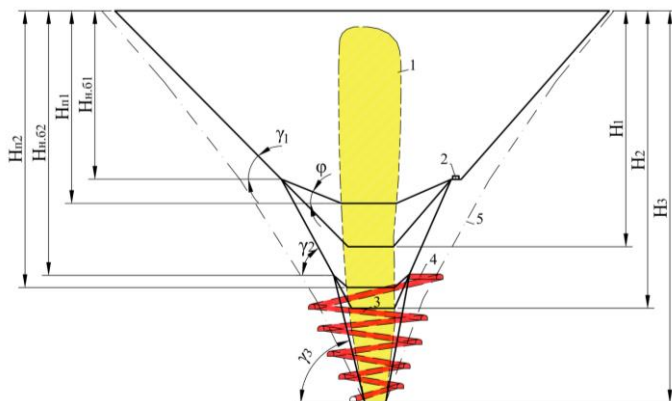


Рисунок 1 – Инновационная схема вскрытия глубоких горизонтов карьера «Нюрбинский»

1 – рудное тело; 2 – перегрузочный пункт; 3 – тоннельные автосъезды; 4 – квершлаг; 5 – граница зоны действия открытых горных работ (поверхность скольжения); H_1 – конечная глубина карьера при традиционной схеме вскрытия с использованием автосамосвалов с колёсной формулой 4×2, м; H_2 – конечная глубина карьера при переходе на вскрытие крутонаклонными съездами и использовании полноприводных автосамосвалов, м; H_3 – конечная глубина карьера при переходе на тоннельное вскрытие, м; H_{n1} – глубина перехода на вскрытие крутонаклонными автосъездами, м; H_{n2} – глубина перехода на тоннельное вскрытие, м; $H_{н.б1}$ – высота нерабочего борта карьера при переходе на вскрытие крутонаклонными съездами, м; $H_{н.б2}$ – высота нерабочего борта карьера при переходе на тоннельное вскрытие, м; γ_1 – угол откоса нерабочего борта карьера при традиционной схеме вскрытия, град; γ_2 – угол откоса нерабочего борта карьера при вскрытии крутонаклонными съездами, град; γ_3 – угол откоса нерабочего борта карьера при тоннельном вскрытии, град; ϕ – угол откоса рабочего борта, град.

В таблице 2 приведены аналитические зависимости для расчета основных параметров вскрытия: глубины перехода, высоты нерабочего борта и увеличения глубины карьера при переходе на новую схему вскрытия. Как видно, эти параметры определяются, в основном, конечной глубиной карьера и разницей величин углов нерабочих бортов при различных схемах вскрытия. Зависимости рекомендуется использовать для предварительной оценки предельной глубины перехода на новую схему вскрытия. Превышение этой глубины приводит к необходимости коренной реконструкции карьера, начиная с верхних горизонтов. В противном случае будет невозможно отработать карьер до проектной глубины, предусмотренной новой схемой вскрытия. Окончательное решение по оптимальной глубине перехода принимается по экономическому критерию, учитывающему сокращение объема вскрышных работ, объемы перевозок различными моделями автосамосвалов, себестоимость вскрышных работ и автоперевозок, затраты на проходку и содержание подземных выработок, а также динамику этих показателей [7]. В рассматриваемом варианте глубина перехода на новые схемы вскрытия ($H_{п1} = 370$ м, $H_{п2} = 530$ м) установлены по экономическому критерию.

Таблица 2 – Зависимости для расчета основных параметров вскрытия

Параметры	Схема вскрытия	
	крутонаклонными автосъездами (I этап)	автомобильным тоннелем (II этап)
Глубина перехода на новую схему вскрытия при известной конечной глубине карьера	$H_{п1} = \frac{H_1 - (H_2 - H_1) \cos \gamma_2 \sin(\gamma_2 - \varphi)}{\sin(\gamma_2 - \gamma_1) \cos \varphi}$	$H_{п2} = \frac{(H_3 - H_2) \cos \gamma_3 \sin(\gamma_3 - \varphi)}{\sin(\gamma_3 - \gamma_2) \cos \varphi}$
Увеличение глубины карьера при переходе на новую схему вскрытия	$\Delta H = H_2 - H_1 = \frac{(H_1 - H_{п1}) \sin(\gamma_2 - \gamma_1) \cos \varphi}{\cos \gamma_2 \sin(\gamma_2 - \varphi)}$	$\Delta H = H_3 - H_2 = \frac{(H_2 - H_{п2}) \sin(\gamma_3 - \gamma_2) \cos \varphi}{\cos \gamma_3 \sin(\gamma_3 - \varphi)}$
Высота нерабочего борта при переходе на новую схему вскрытия	$H_{нб1} = H_1 - \frac{(H_2 - H_1) \cos \gamma_2 \sin \gamma_1}{\sin(\gamma_2 - \gamma_1)}$	$H_{нб2} = H_2 - \frac{(H_3 - H_2) \cos \gamma_3 \sin \gamma_2}{\sin(\gamma_3 - \gamma_2)}$

При рассмотрении инновационной схемы вскрытия большое значение имеет также вопрос обоснования необходимой скорости проходки тоннеля. Для непрерывного функционирования схемы вскрытия время погашения соединительного квершлага на верхнем горизонте должно соответствовать времени ввода в эксплуатацию нового квершлага на нижнем горизонте карьера. Таким образом скорость проходки тоннеля должна быть согласована с развитием горных работ в рабочей зоне карьера и временем формирования борта карьера в конечном положении на отметке портала. Расстояние по вертикали между порталами тоннеля в верхней зоне тоннельного вскрытия принято 30 м, что соответствует высоте нера-

бочего уступа, в нижней зоне 15 м.

Должно соблюдаться условие (рис. 2)

$$(T_{\tau} + T_{\text{кв}}) \geq T_{\text{б}}, \quad (1)$$

где $T_{\text{б}}$ – продолжительность формирования нерабочего борта карьера на высоту $h_{\text{п}}$, лет; $h_{\text{п}}$ – расстояние по вертикали между порталами тоннеля, м; T_{τ} – продолжительность строительства тоннеля на глубину $h_{\text{п}}$, лет; $T_{\text{кв}}$ – продолжительность строительства квершлага, обеспечивающего выход в рабочую зону карьера, лет.

$$T_{\text{б}} = h_{\text{п}} / h_{\text{б}}, \quad (2)$$

где $h_{\text{б}}$ – вертикальная скорость формирования нерабочего борта карьера, м/год.

$$h_{\text{б}} = h_{\tau} (\text{ctg } \varphi - \text{ctg } \sigma) / (\text{ctg } \varphi - \text{ctg } \gamma), \quad (3)$$

где h_{τ} – вертикальная скорость углубки карьера, м/год; φ – угол откоса рабочего борта карьера, град; σ – угол направлений углубки, град; γ – угол откоса нерабочего борта карьера, град.

$$T_{\tau} = l_{\tau} / v_{\tau}, \quad (4)$$

где l_{τ} – длина тоннеля при вскрытии на глубину $h_{\text{п}}$, м; v_{τ} – скорость проходки тоннеля, м/год.

$$l_{\tau} = h_{\text{п}} k_{\text{р.т}} / i_{\tau}, \quad (5)$$

где i_{τ} – уклон тоннельного автосъезда, доли ед.; $k_{\text{р.т}}$ – коэффициент развития трассы, доли ед.

$$T_{\text{кв}} = l_{\text{кв}} / v_{\tau}, \quad (6)$$

где $l_{\text{кв}}$ – длина квершлага, м.

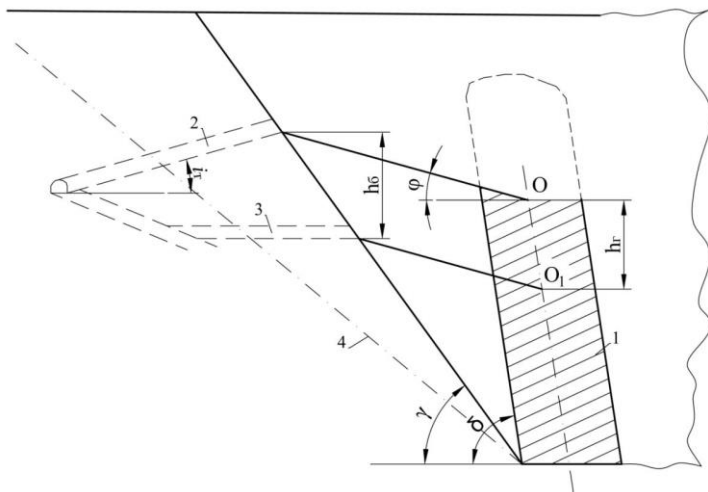


Рисунок 2 – Схема к расчету необходимой скорости проходки тоннеля

1 – рудное тело; 2 – тоннель; 3 – квершлаг; 4 – граница зоны действия открытых работ; h_r – вертикальная скорость углубки карьера, м/год; h_6 – вертикальная скорость формирования нерабочего борта карьера, м/год; σ – угол направления углубки, град.; γ – угол откоса нерабочего борта карьера, град.; φ – угол откоса рабочего борта карьера, град.; i_r – уклон автодороги в тоннеле, доли ед.

После подстановки соотношений (2) – (6) в неравенство (1) получаем

$$v_r \geq \frac{h_r (\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \sigma) (h_{\text{п}} k_{\text{р.т}} + i_{\text{т}} l_{\text{кв}})}{h_{\text{п}} (\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \gamma) i_{\text{т}}} \quad (7)$$

Выражение (7) определяет требования к скорости проходки законтурного тоннеля.

Рассчитаем v_r для условий Нюрбинского карьера. Исходные данные (см. табл. 1): $h_r = 25$ м/год; $\gamma = 75$ град.; $\varphi = 16$ град.; $\sigma = 85 \dots 90$ град.; $i_r = 0,20$; $l_{\text{кв}} = 100$ м; $k_{\text{р.т}} = 1,083$; $h_{\text{п}} = 30$ м. Получим $v_r \geq 237$ м/год или $v_r \geq 19,7$ м/мес.

При проведении исследования были рассмотрены современные технологии проходки и крепления автодорожных тоннелей в горнотехнических условиях аналогичных условиям кимберлитовых карьеров. Рассматривались две технологии проходки тоннеля и квершлагов: буровзрывной и с помощью проходческих комбайнов. Исходя из физико-механических свойств вмещающих горных пород Нюрбинского карьера наиболее предпочтительным является комбайновый способ, обеспечивающий лучшие технико-экономические показатели и большую скорость проходки. В качестве проходческого оборудования выбран комбайн избирательного действия АМ-105 фирмы «Фест Альпине». Установка анкерной крепи производится машиной для торкретирования Sprauges 7110. Вывозка породы при проходке тоннеля осуществляется технологическими автосамосвалами САТ-745С (41т). Расчеты показывают, что использование принятой технологии при проходке однопутного тоннеля с площадью сечения 29,7 м² обеспечивает максимальную скорость проходки 60–70 м/мес, что в 3,0–3,5 раза выше необходимой [8].

Таким образом необходимая скорость проходки тоннеля определяется скоростью углубки карьера, уклоном автодорог и вертикальным расстоянием между порталами, зависит от углов наклона рабочего и нерабочего бортов карьера и направления углубки. Наибольшее влияние на значение необходимой скорости оказывают первые три фактора: h_r , i_r , $h_{\text{п}}$.

При уменьшении уклона тоннеля с 20 до 5 % максимальная скорость проходки возрастает в 2,4–3,0 раза и приближается к максимально возможной по техническим условиям. Это обуславливает необходимость и эффективность применения полноприводных автосамосвалов и повышенных уклонов при тоннельном вскрытии глубоких горизонтов карьеров.

Эффективность предлагаемой технологии разработки глубоких карьеров может быть повышена за счет внедрения роботизированного горно-транспортного оборудования, в частности, автосамосвалов. При этом

ширина транспортных берм может быть сокращена на 20–30 %, а угол откоса рабочего борта увеличен на 4–6 град. При использовании роботизированных автосамосвалов ширина транспортных берм определяется шириной проезжей части автодороги и величиной допуска, связанного с точностью систем позиционирования. Роботизированные автосамосвалы оборудуются сканером окружающего пространства, что позволяет вести оперативный контроль за состоянием автодорог и породного массива. Из конструкции бермы исключаются элементы безопасности. Переход на роботизированные автосамосвалы может быть эффективен уже на первом этапе реализации инновационной технологии, т. е. при переходе с традиционной схемы вскрытия на схему вскрытия крутонаклонными автосъездами (2024 г.). Это позволит сократить объем вскрышных работ и обеспечить максимально возможную величину угла откоса нерабочих бортов. В настоящее время имеется опыт эксплуатации роботизированных автосамосвалов на зарубежных карьерах. Интенсивные исследования в этом направлении ведутся отечественной компанией «ВИСТГрупп» [9]. На втором этапе при переходе с крутонаклонной схемы вскрытия на схему вскрытия законтурным автомобильным тоннелем дополнительный эффект может быть обеспечен за счет сокращения затрат на вентиляцию подземных выработок, которые составляют 20–25 % от затрат на проходку. Этот вопрос требует дальнейших детальных исследований и согласования с органами Ростехнадзора.

В табл. 3 представлены сравнительные параметры различных схем вскрытия и отработки карьера.

Таблица 3 – Параметры различных схем вскрытия и разработки карьера «Нюрбинский»

Параметры	Схемы вскрытия		
	традиционная	крутонаклонными автосъездами	инновационная с изменяемой геометрией нерабочих бортов
Глубина карьера, м.....	750		
Угол откоса нерабочего борта во вмещающих породах, град.	45 – 48	49 – 57	54 – 63
Объемы в контуре карьера на 01.01.2017 г.:			
руда, млн. т	9,7	9,7	9,7
вскрыша, млн. м ³ ...	358,0	135,0	44,9
горная масса, млн. м ³	361,9	138,9	48,8
Средний эксплуатационный коэффициент вскрыши, м ³ /т	37,7	14,2	4,7

Предварительными расчетами установлено, что внедрение инновационной технологии позволит сократить объемы вскрышных работ в 3–8

раз относительно традиционной схемы вскрытия и схемы вскрытия крутонаклонными автосъездами. Экономический эффект по предварительной оценке составит 13,7 млрд. руб.

В настоящее время в институте «Якутнипроалмаз» и Уральском государственном горном университете проводится детальное технико-экономическое обоснование предложенной инновационной технологии разработки с изменяемой геометрией нерабочих бортов карьера. Основные результаты исследования удостоены диплома II степени в номинации «Инновационный проект» открытого конкурса инновационных проектов АК «АЛРОСА» (ПАО).

Список литературы

1. И.В. Зырянов, А.И. Цымбалова. Испытания САТ-740В на крутонаклонных съездах карьера «Удачный» АК «АЛРОСА». *Горное оборудование и электромеханика*. 9. 22-25 (2013)

2. А.Н. Акишев, Ю.И. Лель, Д.Х. Ильбульдин, О.В. Мусихина, И.А. Глебов Технологические решения по вскрытию и отработке глубоких горизонтов Нюрбинского карьера АК «АЛРОСА». *Известия вузов. Горный журнал*. 7. 4-12. (2017)

3. А.Н. Акишев, В.Ф. Костырин. Оптимизация проектных решений по отработке карьера «Юбилейный». *Горный журнал*. 7. 33-35. (2000)

4. W.A. Hustrulid, B. Seegmiller, O. Stephansson. In-the-wall haulage for open-pit mining. *Mining Engineering*. V. 39. 2. 119-123 (1987)

5. B.W. Liu, S.C. Li, W. Li, J. Zhou. Influence of Underground Mining Direction Under Plane Condition over Slope Under Open-underground Combined Mining. *Proceedings of 2015 international symposium - safety and high efficiency mining in coal*. 180-187.

6. S. Akdag, H. Basarir, C. Karpuz, M. Ozyurt. Stability Analysis and Optimized Slope Angle for the Iron Ore Open-Pit Mine . *Proceedings of the 24th International Mining Congress and Exhibition of Turkey*, 606-611. IMCET (2015)

7. Ю.И. Лель , А.В. Глебов, Д.Х. Ильбульдин, О.В. Мусихина, С.А. Дунаев. Технологические схемы перехода на новые модели автосамосвалов при доработке глубоких карьеров. *Известия вузов. Горный журнал*. 8. 4-12. (2015)

8. А. С. Носенко, А.А. Домницкий, Е.А. Шемшура. Строительство транспортных тоннелей с применением комбайновой технологии. *Известия вузов. Северо-Кавказский регион. Сер.: Технические науки*. 3. 63-70. (2016)

9. Д.А. Владимиров. Обоснование параметров роботизированных горнотехнических систем в осложненных условиях открытой разработки месторождений полезных ископаемых: *автореф. дис. ... канд. техн. наук*. Магнитогорск. 22. (2016).

Ю.И. Кутепов, Н.А. Кутепова, Ю.Ю. Кутепов, А.Д. Васильева
ФГБОУ ВО «СПГУ», г. Санкт-Петербург, Россия

Е.В. Сергина
АО «УК «Кузбассразрезуголь», г. Кемерово, Россия

ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ВЫСОКИХ ОТВАЛОВ И СЛОЖНЫХ ПРИРОДНО- ТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ НА РАЗРЕЗАХ КУЗБАССА

Аннотация. В работе обоснована актуальность вопроса комплексного геомеханического подхода при обосновании устойчивых параметров высоких отвальных массивов открытой разработки Кузбасса, а также при формировании сложной природно-технических систем. Авторами рассмотрены технологические и инженерно-геологические условия отвалообразования в регионе, а также наиболее распространенные сложности при ведении работ. Представлены полученные закономерности изменения фильтрационных параметров отвальных масс различного состава под действием вертикальных нагрузок до 5,0 МПа. Кроме того, приведены закономерности изменения прочностных параметров техногенных пород высоких отвалов. Описан опыт формирования сложных природно-технических систем «гидроотвал+отвал+основание» в Кузбассе и обоснования их устойчивых параметров путем численного моделирования в нестандартной постановке. Для регулярного контроля состояния таких сложных горнотехнических объектов авторами разработана и предложена система гидрогеомеханического мониторинга, в настоящее время успешно применяющаяся в регионе.

Введение

Интенсификация открытого способа добычи угля в Кузбассе сопровождается возрастанием перемещаемых в отвалы объемов вскрышных пород, которые в 2018 году достигли 1,5 млрд. м³, обеспечив добычу угля около 150 млн. тонн. Для размещения таких объемов по самым скромным подсчетам потребуется 1500-2000 га земли. Однако в регионе на некоторых разрезах, эксплуатация которых осуществляется длительный период времени, начиная с конца 40-х – середины 50-х годов, сформировался дефицит площадей под отвалы в непосредственной близости от горных выработок. Решение данной проблемы с учетом экономических ограничений по дальности транспортировки вскрыши заключается в увеличении параметров существующих отвальных сооружений, а также создании комплексных отвальных природно-технических систем ПТС «отвал+гидроотвал». В настоящее время высоты отвалов на многих предприятиях региона превысили 100 м, проектируются сооружения высотой 200-300 м, а также прорабатываются вопросы по увеличению высот раз-

мещения вскрыши на отдельных объектах до 500 м. Кроме того, на многих гидроотвалах отсыпаются отвалы сухой вскрыши при общей высоте природно-технической системы (ПТС) 100-150 м. Создание высоких и сверхвысоких отвальных сооружений предопределяет постановку различных инженерно-геологических и геомеханических научно-практических задач, без решения которых обеспечить безопасность и технико-экономическую эффективность отвалообразования невозможно.

Характеристика отвальных и гидроотвальных работ

Ретроспективный анализ вскрышных и отвальных работ на разрезах Кузбасса показывает, что перемещение горных масс в отвалы осуществлялось с использованием транспортных - автомобильной и железнодорожной, бестранспортной и гидравлической технологий. Соотношение используемых способов транспортировки пород от забоя до отвала на разрезах изменялось год от года с различными акцентами. В настоящее время преобладающим является автомобильный транспорт с долей 97,3 % в общем объеме вывозимых пород. Другие виды при этом присутствуют в технологических процессах горного производства номинально, составляя для железнодорожного транспорта 0,6%, гидравлического - 0,3 %, а бестранспортного - 1,8 %. Таким образом, объемы вскрыши на предприятиях Кузнецкого бассейна транспортируются в отвалы преимущественно автомобильным транспортом, а основной тип отвальных горнотехнических сооружений - внешние отвалы.

Основными технологическими параметрами внешних отвалов являются: площадь, высота и результирующий угол откоса, количество и высоты отдельных ярусов, углы откосов ярусов, емкость. Площади отвальных сооружений на разрезах бассейна изменяются от первых десятков до нескольких сотен гектар. Высоты внешних отвалов также колеблются в широких пределах, изменяясь для одноярусных сооружений, отсыпаемых под углами естественного откоса 32- 40⁰ (в среднем 37⁰), от 15 до 40 м, а многоярусных - от 40 до 160 м при результирующих углах откосов, изменяющихся в диапазоне 12 - 26⁰. Последними проектами наращивания отвалов на разрезах Бачатский и Талдинский предусматривается формирование отвалов высотой до 300 м на площадях до 1000 га при емкостях до 2,5 млрд. м³.

На определенных этапах развития вскрышных и отвальных горных работ в бассейне широкое распространение получила гидромеханизация. Она впервые была применена на разрезе Бачатский в 1951 году и далее интенсифицировалась на других предприятиях, достигнув своего максимума в 27,25 млн. м³ в 80-х годах прошлого столетия. В настоящее время гидромеханизация используется на разрезах Моховский и Кедровский. В первом случае для удаления вскрышных пород неоген-четвертичного возраста, в том числе, на вновь разрабатываемом угольном месторождении «Иганенское», а во втором – для частичного смыва намывных пород гидроотвала №3.

За все время использования гидромеханизации в Кузбассе было смыто более 1 млрд. м³ вскрышных пород с размещением в 60-ти гидроотвалах. Большая их часть сформирована в оврагах и балках строительством ограждающих дамб из привозного материала, два гидроотвала намыты на косогоре и имеют трехстороннее обвалование, два – на равнине при обваловании с четырех сторон, семь – в старых горных выработках. Высоты намывных сооружений изменяются от 4 до 76 м, площади – от 6 до 765 га, емкости – от 4 до 200 млн. м³. Наиболее значительными среди них является гидроотвал на реке Еловка, площадь, высота и емкость которого составляют соответственно 55 м, 765 га и 200 млн. м³. Кроме того, самым высоким гидроотвалом в Кузбассе и вторым по высоте в России является гидроотвал «Бековский», намытый до высоты 76 м.

Наличие большого количества гидроотвалов в непосредственной близости от разрезов с суммарной площадью около 7000 га, предопределило возникновение направления рационального землепользования посредством размещения отвалов на их поверхностях. Поскольку намывные массивы сложены обычно слабыми водонасыщенными породами, то при отсыпке на них сухих отвалов формируются сложные ПТС "отвал+гидроотвал". На разрезах бассейна отвалообразование на намывном основании проводилось с 70-ых годов и к настоящему времени осуществляется на более чем 40 гидроотвалах. Так, на одном из крупнейших в Кузбассе гидроотвале "Сагарлыкский", площадь которого на момент окончания намыва в 1975 году составила 600 га, начиная с 1976 года, уложено более 300 млн. м³ вскрышных пород. С 2014 года отвал формируется на гидроотвале на реке Еланый Нарык с годовым объемом около 9 млн. м³, а в 2018 году на гидроотвале на реке Прямой Ускат, площадь которого около 230 га, начато формирование сухого отвала с интенсивностью до 30 млн. м³ в год.

Интенсификация гидромеханизации в 60-х - 80-х годах привела на некоторых разрезах к возникновению негативных ситуаций, когда под гидроотвалами оказались законсервированы запасы угля, доступные для отработки открытым способом. В первую очередь следует отметить условия гидроотвала №3 на разрезе Кедровский, где для извлечения угля потребовалось удаление дамбы обвалования и части намывного массива. Оставшаяся часть намывного массива после создания новой устойчивой конструкции использовалась для размещения сухого отвала. Подобные ситуации в регионе возникли на ряде гидроотвалов.

Инженерно-геологические условия отвалообразования

Устойчивость отвалов на разрезах Кузбасса определяется прочностными свойствами пород отвалов и их оснований, а также гидрогеологическими факторами (гидростатическим взвешиванием и гидродинамическим давлением), формирующими при наличии в системе воды и определяющими напряженно-деформированное состояние (НДС) техногенных и естественных массивов.

Основанием отвальных сооружений служат неоген-четвертичные отложения, покрывающие чехлом практически повсеместно равнинную и предгорную части Кузнецкой котловины. Мощность покровной толщи изменяется от первых метров до 80 м, а углы наклона рельефа от 0 до 12° и более. Территорию Кузбасса по данным показателям наиболее целесообразно разделить на три района: - северный, характеризующийся углами наклона естественного основания от 0 до 8° и мощностью неоген-четвертичных пород от 10 до 40 м; - центральный, имеющий практически горизонтальное основание с углами наклона 0-3° и мощностью пород от 30 до 80 м; - южный, характеризующийся крутизной склонов до 12° и мощностью пород от 5 до 20 м.

Толща неоген-четвертичных пород представлена дисперсными отложениями, в основном пылеватыми суглинками и глинами эолового, делювиально-пролювиального, аллювиального и элювиального генезиса. Выделенные разновидности пород характеризуются различным физическим состоянием и физико-механическими свойствами. Наибольший интерес из них представляют отложения, слагающие верхнюю часть разреза, а именно: эоловые лессовидные суглинки и подстилающие их делювиально-пролювиальные и аллювиальные суглинки и глины, обычно от мягкопластичной до полутвердой консистенции. При естественных нагрузках от 0,1 до 0,5 МПа они характеризуются углами внутреннего трения от 10 до 22°, сцеплением 25 - 40 кПа и структурной прочностью 15 - 25 кПа. В основании высоких отвальных сооружений нагрузки превышают величину 2 МПа, что приводит к разрушению сформировавшегося скелета пород основания и их уплотнению до твердого состояния. Прочностные параметры переуплотненных пород достигают постоянных значений, а именно: угол внутреннего трения 4-12° и сцепление 70 - 90 кПа. Дальнейший рост нормальных нагрузок до 5 МПа практически не приводит к изменению указанных параметров, т.е. физико-химический резерв уплотнения является реализованным полностью.

Устойчивость откосов техногенных массивов внешних отвалов зависит от множества факторов, среди которых определяющим является возраст и литологический состав пород вскрыши, поступающих в отвал. По возрасту углевмещающие породы разрабатываемых месторождений угля относятся к более древним отложениям балахонской серии и относительно молодым кольчугинской серии. Различие между ними заключается в вещественном составе цемента и, соответственно, прочности пород, зависящей от степени метаморфизма угля. Для кольчугинских пород характерен глинистый цемент, тогда как балахонские отложения имеют обычно карбонатный и карбонатно-сидеритовый цемент. Это обстоятельство существенно сказывается на величине прочности кусков на одноосное сжатие, которая практически в два раза выше для балахонских пород, достигая значений 80 МПа.

Основными литологическими разностями в углевмещающей толще

являются песчаники и алевролиты. Их соотношение в разрезе вскрышных пород не одинаково для различных месторождений. Так, для самого северного Кедрово-Крохалевого месторождения, обрабатывающего отложения балахонской серии, характерно преобладание песчаников (80 %) над алевролитами (20 %), а для Бачатского месторождения (Центральный Кузбасс) преобладание песчаников (42-57 %) над алевролитами (16-27%) еще сохраняется, тогда как для более южных месторождений Прокопьевско-Киселевского района наблюдается примерное равенство песчаников и алевролитов. Для месторождений, обрабатывающих кольчугинские отложения, характерно преобладание алевролитов (57 - 66%) над песчаниками (20 - 28 %). Доля других литологических разновидностей, таких как аргиллиты, углистые аргиллиты и собственно угли, в отвалах незначительна и редко превышает 5-6 %. Кроме того, во вскрышной толще месторождений иногда в достаточно большом количестве встречаются неоген-четвертичные отложения. Они разрабатывались либо средствами гидромеханизации, либо перемещались в отвалы вместе с основными литологическими разностями углевмещающей толщи. В последнем случае их доля в общем составе зависит от мощности неоген-четвертичной толщи пород на месторождении и может достигать 30 %.

Рассмотренные литологические разновидности вскрышных пород в техногенно-нарушенном состоянии попадают в отвальное сооружение, смешиваясь в определенных соотношениях, формируют отвальные отложения, прочностные свойства которых и будут определять устойчивость откосов и их параметры при наращивании до максимальных отметок. Для условий Кузбасса выполнено изучение прочностных свойств техногенных пород на смесях, приготовленных при всевозможных сочетаниях выделенных литологических разновидностей балахонской и кольчугинской серий при нагрузках от 0,1 до 5 МПа. В процессе многовариантных сдвиговых опытов установлены следующие закономерности изменения показателей прочности пород отвалов, а именно: - угол внутреннего трения смесей скальных и полускальных пород существенно зависит от нормальной нагрузки, уменьшаясь на $7-10^0$ при ее возрастании в указанных диапазонах, сцепление при этом увеличивается незначительно; - угол внутреннего трения отвалных смесей из обломочного материала скально-полускальных пород и глинистого наполнителя во многом определяется содержанием последнего, в частности, при содержании глинистого наполнителя менее 30% смесь характеризуется углами внутреннего трения обломочного материала, а при его превышении 70% - глинистого материала; - угол внутреннего трения смесей, приготовленных из балахонских алевролитов и песчаников, на $3-5^0$ выше аналогичных пород кольчугинской серии.

Кроме установления закономерностей изменения прочностных параметров пород отвалов при увеличении высоты сооружений также выполнялись лабораторные эксперименты по изучению проницаемости от-

вальных смесей с ростом уплотняющих нагрузок от 0,1 до 5 МПа. Исследованиями установлено, что алевролиты и песчаники нарушенного сложения балахонской серии в фильтрационных опытах показывают постепенное уменьшение коэффициента фильтрации (K_{ϕ}) от 20 до 3-4 м/сут (рис.1). Аналогичные испытания кольчугинских песчаников и алевролитов позволили получить экспоненциальную зависимость $K_{\phi} = f(\sigma_n)$, при которой нормальной нагрузке 2 МПа (высота отвала ~100 м) соответствует коэффициент фильтрации 0,1 м/сут.

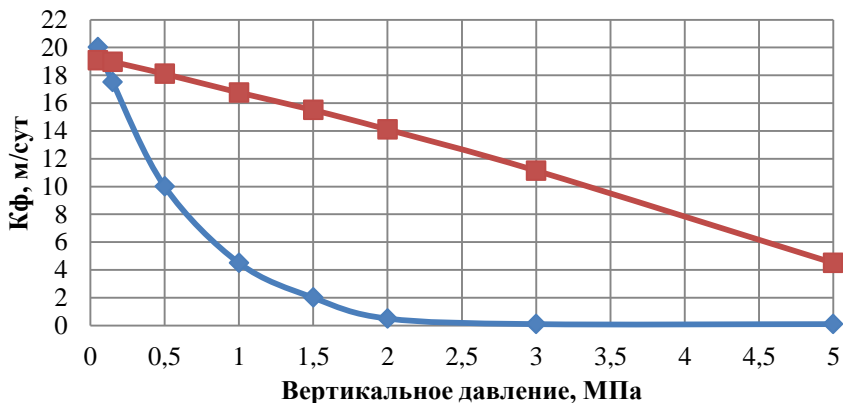


Рисунок 1 – Изменение коэффициентов фильтрации отвальных смесей из пород кольчугинской (синяя) и балахонской (красная) серий

Гидродинамические расчеты уровней в насыпных массивах отвалов высотой 100 м, сложенных породами кольчугинской и балахонской серий, показывают, что в первом случае в теле отвала формируется техногенный водоносный горизонт с безнапорным режимом фильтрации, а во втором - данный гидрогеологический объект практически отсутствует. Подтверждением сделанных расчетов являются гидрогеологические исследования, выполненные на отвале Заречный, где в толще отвала из кольчугинских отложений буровыми работами вскрыт техногенный водоносный горизонт.

Таким образом, подводя итог анализу инженерно-геологических и гидрогеологических условий высоких отвалов Кузбасса, следует сделать вывод о том, что устойчивость их откосов с ростом высоты сооружений существенно ухудшается в связи с уменьшением углов внутреннего трения пород отвалов и их оснований, а также снижением эффективных напряжений в породах за счет гидростатического взвешивания при формировании водоносного горизонта. Данные обстоятельства следует учитывать при выполнении расчетов устойчивости высоких отвалов, предварительно установив закономерности изменения физико-механических и водных свойств пород отвалов и их оснований с ростом нагрузок уплотнения, обусловленных наращиванием сооружений по высоте.

Формирование сложных ПТС «отвал+гидроотвал»

Намывные массивы после завершения эксплуатации гидроотвалов представляют собой неоднородные в плане и разрезе тела с закономерной изменчивостью состояния и свойств пород, определяемой процессами фракционирования частиц из потока пульпы по мере ее продвижения по пляжу намыва и формирования избыточного порового давления в породах при их намыве. Обычно намывная толща высотой около 50 м на момент ликвидации гидроотвала в верхней части разреза до глубины 15-30 м сложена текучими глинистыми осадками, ниже залегают мягкопластичные и тугопластичные отложения. Неоднородное строение намывного массива определяется незавершенностью процесса фильтрационной консолидации, характеризующегося образованием и рассеиванием в нем избыточного порового давления.

При нагружении гидроотвалов отвалами сухой вскрыши в намывных массивах под действием веса формируемой насыпи возникают процессы «выдавливания-замещения», сопровождающиеся уменьшением мощности пород в основании отвала и ее возрастанием переддвигающимся фронтом отвалообразования. Перераспределение намывного ранее материала при отсыпке первого яруса приводит к изменению первоначальной формы намывного массива. Данное обстоятельство предопределяет необходимость организации отвальных работ в направлении от периферии к центру, что позволяет изменить мощность намывного массива в краевых частях гидроотвала, сделав её минимальной, что существенно скажется на условиях уплотнения пород, следовательно, устойчивости откосов ПТС «отвал+гидроотвал». Прогнозирование процесса «выдавливания-замещения» является достаточно сложной геомеханической задачей, решение которой невозможно с использованием известных и широко применяемых методов расчета устойчивости откосов. Разработана методика прогноза данного процесса с использованием метода конечных элементов (МКЭ) в Эйлеровой постановке.

Другим наиболее важным процессом, сопровождающим отсыпку отвалов на гидроотвалах, является процесс фильтрационной консолидации, выражающийся в образовании в намывных породах избыточного порового давления как реакция на их нагружение весом отвальной насыпи. Сохраняясь длительное время, поровое давление препятствует уплотнению и упрочнению пород. Поэтому оценка и прогноз консолидации пород является важнейшей научно-технической задачей, решение которой обеспечивает безопасность и технико-экономическую эффективность формирования сложнейшей ПТС «отвал+гидроотвал».

Методика прогнозирования порового давления в водонасыщенных породах гидроотвалов является достаточно хорошо разработанной как в части применения аналитических решений одномерных задач теории фильтрационной консолидации, так и использования численного моделирования МКР и МКЭ. Расчеты устойчивости откосов ПТС «от-

вал+гидроотвал» рекомендуется выполнять методами предельного равновесия с учетом сил гидростатического взвешивания, полученных из гидродинамических расчетов или численного моделирования. Современные программные комплексы, использующие МКЭ или другие современные методы, позволяют оценивать устойчивость водонасыщенных массивов с учетом изменения в них гидродинамического режима.

Гидрогеомеханический мониторинг состояния

Одним из обязательных мероприятий при формировании и функционировании водонасыщенных отвалов и ПТС «отвал+гидроотвал» является гидрогеомеханический мониторинг (ГМ) – комплекс гидрогеологических наблюдений (напоров, уровней, порового давления) в техногенных и естественных массивах отвалов и их оснований, позволяющих выявлять на критериальной основе условия образования оползневых смещений откосов посредством контролирования в них изменения гидродинамического режима, определяющего устойчивость отвальных сооружений.

ГМ выполняется обычно по пьезометрическим скважинам или датчикам гидростатического давления, заложенным в откосных частях отвалов или ПТС. Количество наблюдательных пунктов и места их заложения определяются необходимостью получения гидрогеологической информации о распределении напоров в контролируемых массивах или избыточного порового давления в нагружаемых породах на всех этапах существования отвального сооружения. Использование датчиков для контроля устойчивости отвалов посредством наблюдений за гидродинамическим режимом является наиболее современным средством ведения ГМ, так как позволяет их автоматизировать.

Подобная система разработана нами и широко применяется на отвалах и гидроотвалах в Кузбассе. Основным базовым элементом системы гидрогеомеханического мониторинга состояния отвала является прибор автоматизированного сбора информации САП-1М GSM, к которому подключены датчики. Данный прибор имеет программное обеспечение для интерпретации полученных данных и сравнения их с обоснованными критериями безопасности трех уровней, а также модем для передачи информации через сотовую GSM связь на базовый компьютер. Обычно съем и интерпретация показаний осуществляется в соответствии с режимом настройки, но при достижении текущих значений критериев данная система оповещает об этом событии в аварийном режиме через интернет связь. Принципиальная схема автоматизированной станции гидрогеомеханического мониторинга представлена на рисунке 2.

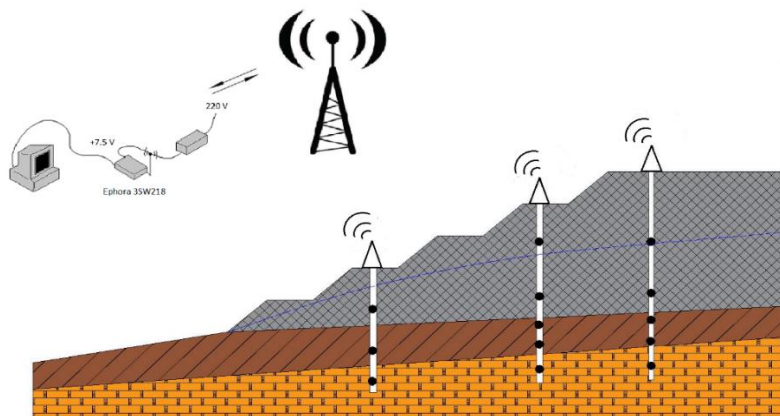


Рисунок 2 – Принципиальная схема организации гидрогеомеханического мониторинга с использованием автоматизированной системы считывания и передачи информации

Заключение

Таким образом, показано, что: - ежегодные объемы вскрышных пород на разрезах Кузбасса достигли 1,5 млрд. м³, для размещения которых в отвалы требуется порядка 1500-2000 га ценных земельных угодий; - основным видом транспорта для перемещения пород от забоя до отвала является автомобильный, доля которого в настоящее время составляет 97,3 % от общего объема вывозимых пород; - вопросы рационального землепользования решаются посредством увеличения высоты существующих отвалов и создания ПТС «отвал+гидроотвал».

При формировании высоких отвалов необходимо учитывать особенности инженерно-геологических и гидрогеологических условий, определяющиеся большими по величине нормальными нагрузками, а именно: - с ростом нагрузок уплотнения уменьшается угол внутреннего трения и коэффициент фильтрации отвальных пород за счет дробления скально-полускального материала и появления в смесях глинистого наполнителя; - в техногенных массивах отвалов за счет уменьшения проницаемости пород при сохранении инфильтрационного питания формируется техногенный водоносный горизонт; - при уплотнении дисперсных пород основания наблюдается снижение углов внутреннего трения при постоянных значениях сцепления. Перечисленные обстоятельства свидетельствуют об ухудшении условий устойчивости высоких отвалов и определяют необходимость учета их при выполнении геомеханических расчетов.

При обосновании параметров сложных ПТС «отвал+гидроотвал» необходимо учитывать развитие двух основных гидрогеомеханических процессов, возникающих при взаимодействии насыпного и намывного техногенных массивов: «выдавливания-замещения» и фильтрационной

консолидации. Для прогнозирования первого предложена методика численного моделирования МКЭ в Эйлеровой постановке. При прогнозе порового давления рекомендуется использовать аналитические решения одномерных задач теории фильтрационной консолидации, а также численное моделирование МКЭ и МКР, позволяющее рассматривать развитие гидродинамического процесса в двух- и трехмерной постановке.

Формирование водонасыщенных отвалов и ПТС «отвал+гидроотвал» следует осуществлять при обязательном выполнении гидромеханического мониторинга состояния, основанного на установленном факте влияния гидродинамического режима техногенного массива и основания на устойчивость откосов отвальных сооружений. Предложены автоматизированные системы контроля устойчивости с использованием датчиков гидростатического давления и оригинальных приборов САП-1М GSM.

Список литературы

1. Гальперин А.М., Фёрстер В., Шеф Ю. Техногенные массивы и охрана окружающей среды. – М.: Изд-во Московского гос. горного университета, 1997. – 534 с.

2. Dowd R.M. Groundwater monitoring // *Environ. Sei. and Technol*, 1985 Vol. 19, no 6, p. 485.

3. Министерство энергетики Российской Федерации minenergo.gov.ru/node/433.

4. Кутепов Ю.И., Кутепова Н.А., Карасев М.А., Кутепов Ю.Ю. Прогноз формоизменения намывных массивов гидроотвалов при складировании на них отвальных насыпей / *Горный журнал*, № 12, 2016. с. 23-27.

5. Naipaska J.C. A manager's' monitoring model // *Ground Water Monitor. Rev.*, 1983, Vol. 3, no 1, p. 57.

6. Королев В.А. Мониторинг геологической среды: Учебник / Под редакцией В.Т. Трофимова. — М.: Изд-во МГУ, 1995. — 272 с.

7. Певзнер М.Е. Горное дело и охрана окружающей среды: учебник для вузов / М.Е. Певзнер, А.А. Малышев, А.Д. Мельков, В.П. Ушань. — М.: МГТУ, 2001. –300 с.

8. Kutevov Yu. I., Kutevova N. A., Karasev M. A., Vasileva A. D., Kutevov Yu. Yu. Hydrogeomechanical processes in development of spoil dumps and hydraulic fills // In V. Litvinenko (ed.) *Eurock2018: Geomechanics and geodynamics of rock masses. Proceedings of the 2018 European rock mechanics symposium*, 2018, pp. 1645-1652.

9. Кутепов Ю.И., Васильева А.Д. Инженерно-геологические условия внешнего отвалообразования на разрезах Кузбасса // *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)* – 2017. – №10. – с. 122-131.

10. Latkovich V. J. et al. Groundwater monitoring system // *Proc. and Inf. Comm. Hydrol. Res. TNO*, 1983, no 31, pp. 538-545.

11. Сергина Е. В. Принципы организации и проведения мониторинга

безопасности ПТС при открытой разработке угля на разрезе «Кедровский» в Кузбассе // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – №9. – с. 409-412.

12. Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах. – СПб, 1998. – 208 с. (Минтопэнерго РФ. РАН. Гос. НИИ горн. геомех. и маркшейд. дела – Межотраслевой научн. центр ВНИМИ).

13. Кутепов Ю. И., Кутепова Н. А., Васильева А. Д. Обоснование устойчивости внешних отвалов Кузбасса и мониторинг их состояния // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 4. – С. 109–120.

УДК 622. 271:622.277:622.371

А.Н. Акишев, И.Б. Бокий, И.В. Зырянов

*Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО),
г. Мирный, Россия*

И.Н. Иванов

ПАО «Севералмаз», г. Архангельск, Россия

РАЗВИТИЕ КОМБИНИРОВАННОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ПРИ ВСКРЫТИИ И ОТРАБОТКЕ ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТОВ ТР. АРХАНГЕЛЬСКАЯ» МЕСТОРОЖДЕНИЯ АЛМАЗОВ ИМ. М.В. ЛОМОНОСОВА

Аннотация. Рассмотрена комбинированная геотехнология адаптированная для геотехнологических условий месторождений алмазов им. М.В. Ломоносова путем применения комбинированной схеме вскрытия с изменяющейся с глубиной геометрии профиля борта карьера. Комбинированное вскрытие позволяет исключить в конструкции нижней части карьера транспортные бермы и формировать уступы в руде, имеющей по сравнению с вмещающими породами более высокие прочностные характеристики, позволяет отстраивать более крутой бор карьера. Выигрыш в угле наклона нижнего участка борта карьера в 20^0 обеспечивает резкое снижение объемов вскрышных работ в 3,5 раза, что позволяет эффективно вовлечь в отработку запасы глубоких горизонтов. Оставленные запасы руды в борту карьера после доработки карьера до проектной глубины обрабатываются выемочными лентами снизу-вверх с закладкой выработанного пространства и обратной засыпкой карьера, что еще больше увеличивает эффективность работ.

Ключевые слова. Георесурс, комбинированная геотехнология, рудное тело, комбинированная схема вскрытия, борт карьера, спиральный транспортный съезд, физико-механические свойства вмещающих пород и руды, предельная глубина карьера, коэффициент запаса устойчивости, доработка прибортовых запасов, засыпка карьера.

Геотехнологические условия разработки тр. Архангельская входящей в

ую группу месторождений алмазов им. М.В. Ломоносова характеризуются как весьма сложные. Это обусловлено относительно низкими прочностными свойствами перекрывающих и вмещающих пород месторождения в границах проектирования и большой обводненностью массива, что интегрально ограничивает угол наклона бортов проектируемого карьера и диктует необходимость строительства и эксплуатации капиталоемких и затратных водозащитных сооружений. Данные факторы существенно снижают эффективность отработки месторождений и ограничивают границы ведения открытых горных работ. Отсутствие эффективной геотехнологии приводит к ситуации, при которой дальнейшее ведение открытых горных работ уже невозможно, а строительство подземного рудника экономически неэффективно.

При этом имеющийся георесурс северной группы месторождений извлекается менее чем на 50%. Таким образом проблема эффективного освоения георесурса месторождений алмазов связана с поиском новых улучшающих и прорывных технологий.

В последние годы в связи с развитием подходов к конструированию и определению параметров новых комбинированных геотехнологий наметилась тенденция отхода от традиционного комбинированного открыто-подземного способа отработки коренных месторождений алмазов. Это связано с резким увеличением потенциала открытых горных работ за счет внедрения целого ряда новых технологических решений в части схемы вскрытия и конструкции борта карьера и применения горнотранспортного оборудования с новыми возможностями, что является основанием для отказа от дорогостоящих и экономически низкоэффективных традиционных способов отработки месторождений.

Известно, что более глубоким зонам массива борта свойственна большая устойчивость, что позволяет увеличить технологически достижимый угол наклона борта [1]. Комбинированный способ вскрытия позволяет исключить из конструкции нижней части карьера транспортные бермы, а формирование уступов в руде, имеющей по сравнению с вмещающими породами более высокие прочностные характеристики, позволяет иметь устойчивый борт с более крутыми значениями. Выигрыш в угле наклона нижней части карьера в 20^0 при комбинированном вскрытии и отстройке борта без расположения на нем транспортных берм в сравнении с традиционной отстройкой борта с транспортными бермами обеспечивает резкое снижение объемов вскрышных работ в 3,5 раза [2,3].

Соединение подземного автомобильного съезда с рабочими горизонтами осуществляется квершлагами, которые проходятся в нерабочих бортах и погашаются по мере понижения горных работ.

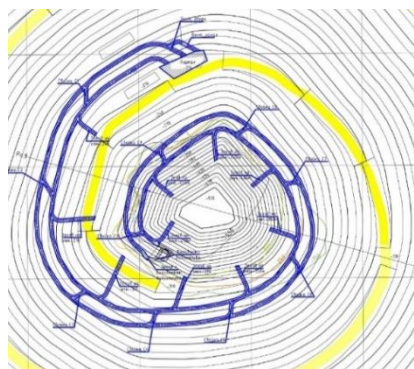
В этом случае угол наклона нерабочего борта в зоне тоннельного вскрытия не зависит от ширины уклона транспортных коммуникаций, а определяется только условиями устойчивости. На нерабочем борту исключается размещение транспортных берм. Учитывая разницу значений расчетного и допустимого коэффициентов запаса устойчивости бортов,

угол наклона нерабочего борта в зоне тоннельного вскрытия может быть увеличен на 25–30%. Соответственно увеличивается глубина перехода на вскрытие крутонаклонными тоннельными автосъездами и сокращается объем разноса бортов карьера. [4].

Тоннельное вскрытие обеспечивает снижение гидродинамического давления грунтовых вод на борт карьера, что также будет способствовать увеличению угла откоса нерабочего борта. Наличие тоннелей дает возможность размещать в пределах массива аппаратуру наблюдения за его состоянием. Кроме того, из тоннелей может быть установлено анкерное крепление, предотвращающее обрушение прибортового массива карьера.

Вскрытие нижней части карьера при известных отметках рекомендуется производить системой подземных спаренных наклонных съездов. Места выходов штолен в выработанное пространство карьера определяются графоаналитическим способом. Такая схема вскрытия двумя параллельными наклонными выработками с одной стороны обеспечивает наличие в любой момент проходки запасного выхода, с другой позволяет разделить порожнее и грузовое движение шахтных самосвалов. Трасса подземного вскрытия должна проходить за линией призмы сдвижения бортов карьера.

а)



б)

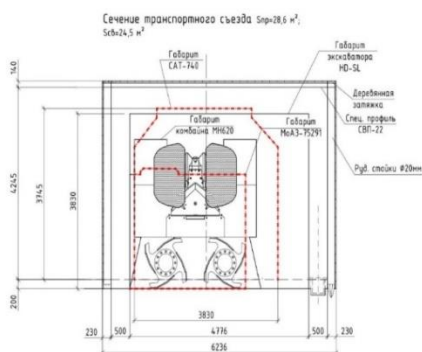


Рисунок 1 – Схема вскрытия подземными выработками нижней части карьера (а) и сечение выработки (б)

Транспортный съезд № 1 будет являться вентиляционным, по которому будет осуществляться спуск-подъем людей и материалов. Транспортный съезд № 2 будет откаточным, по которому транспортируется горная масса до портала и производится проезд горной техники, применяемой для открытых горных работ. Доступ людей и техники к забою в карьере осуществляется через заезды с транспортных съездов.

В качестве оборудования для проходки выработок будет использоваться комбайн МН620 фирмы Sandvik. Для транспортирования отбитой породы предлагается шахтный самосвал типа МоА3-75291, габариты ко-

того позволяют обеспечивать его загрузку непосредственно с конвейера проходческого комбайна без применения ПДМ или дополнительных погрузочно-перегрузочных устройств.

Размеры сечений горных выработок определены в соответствии с габаритами применяемого горно-шахтного оборудования и требованиями ФНиП № 359 в части необходимых зазоров с пропускной способностью по расчетному количеству поступающего по выработкам воздуха.

Проходка данных выработок будет осуществляться поэтапно, съезды через определенные интервалы проходки с помощью заездов будут выходить на борт карьера на разных высотных отметках (рис.2).

В условиях снижающейся с глубиной нарушенности и трещиноватости пород массивов, уменьшающихся параметров выемки (карьера), более глубоким зонам массива борта свойственна большая устойчивость.

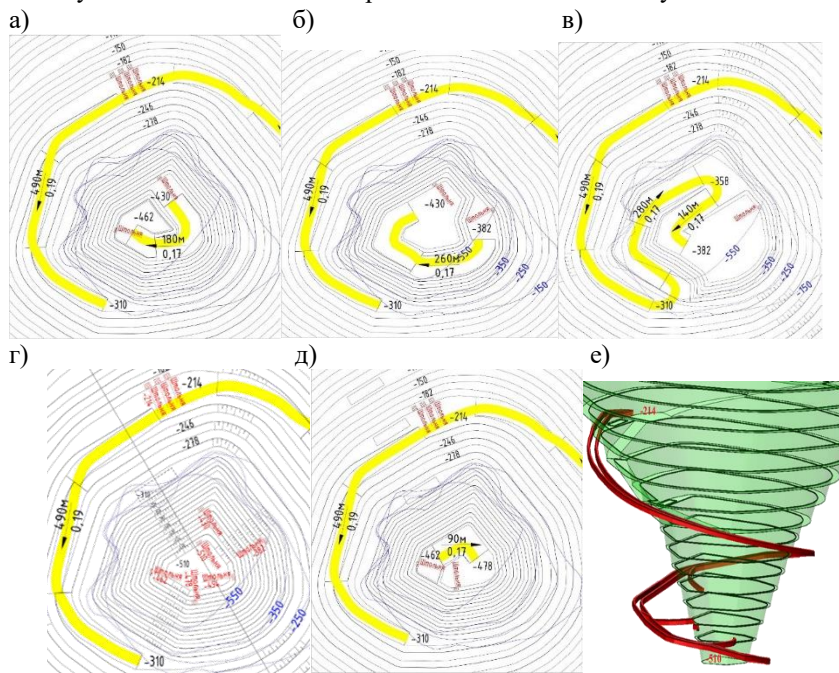


Рисунок 2 – Этапы формирования 1-й (а) , 2-й (б), 3-й (в) , 4-й (г) и 5-й (д) штольни и схема вскрытия в 3D (е)

Теоретически это доказано ранее проведенными исследованиями, а практически подтверждено опытом работы карьеров как за рубежом, СНГ, так и на некоторых отечественных карьерах. При этом углы откосов участков конструктивных бортов в этих зонах могут достигать 60-70°[5,6,7].

Однако, чтобы обеспечить разработку этих запасов и довести углы погашения нерабочих бортов карьеров до величин, близких к предельно

устойчивым, необходимо решить следующие технологические задачи:

1. Изменить схему вскрытия рудных горизонтов, поскольку количество транспортных берм на нерабочих бортах могут быть уменьшены до минимума.

2. Разработать и обеспечить выполнение необходимых технологических мероприятий по повышению безопасности горных работ вблизи крутых бортов.

Внедрение комбинированного способа вскрытия позволяет исключить в конструкции нижней части карьера транспортные бермы (так называемая «безбермовая» конструкция борта), что увеличивает технологически достижимый угол наклона борта с 46° до 65° . Кроме того, формирование нижней части борта в руде (так называемая «конструкция композиционного борта»), имеющей по сравнению с вмещающими породами более высокие прочностные характеристики, позволяет иметь устойчивый борт с более крутыми значениями.

Таким образом, реализация безбермовой конструкции борта в нижней части с использованием композиционного равноустойчивого 4-гранного борта позволяет запроектировать оптимальный профиль. Рекомендуемый профиль борта приведен на рис.3а

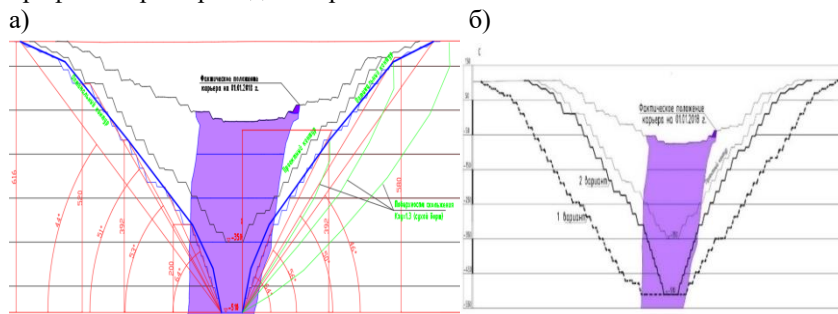


Рисунок 3 – Рекомендуемый равноустойчивый профиль борта карьера тр. Архангельская*

*- оптимальная поверхность борта задавалась ломаной кривой, равной устойчивости с $KЗУ=1,3$ с учетом поправки на кривизну борта

Выигрыш в угле наклона нижней части карьера в 20° при комбинированном вскрытии и отстройке борта без расположения на нем транспортных берм в сравнении с традиционной отстройкой борта с транспортными бермами обеспечивает резкое снижение объемов вскрышных работ в 3,5 раза. Рис. 3 в

Конструкция борта (на борту отсутствуют транспортные бермы, а подземные транспортные съезды обеспечивают постоянную транспортную связь с гор. -214 м) позволяет вести добычу руды снизу-вверх очистными лентами с использованием проходческих комбайнов с последующей закладкой выработанного пространства и обратной засыпкой выработанного пространства карьера. Соответственно перемещается вверх

по мере засыпки карьера и карьерный водоотлив. В результате к концу отработки рудных целиков дно карьера поднимется до гор. -310 м, что увеличивает устойчивость бортов карьера.

Под обоснованный оптимальный профиль разработана новая конструкция нерабочего борта карьера с изменяемой геометрией профиля, в основу которой положен принцип комбинированного вскрытия и «композиционного профиля борта», где нижняя часть отстраивается в руде под максимально возможным углом погашения, верхняя – во вскрышных и перекрывающих породах с расчетными углами погашения. Установлено, что применение комбинированной схемы вскрытия оптимально с глубины 420 м (абс. отм. -310 м), при этом новая конструкция дает возможность эффективного увеличения глубины карьера тр. Архангельская с 460 до 620 м. Рассмотрены вопросы возможной технологии доработки рудных целиков снизу-вверх с использованием проходческого оборудования системой выемочных лент с последующей закладкой выработанного пространства выемочных лент и обратной засыпкой выработанного пространства карьера в абс. отм. -510–350 м.

Список литературы

1. Акишев А. Н., Зырянов И. В., Заровняев Б. Н. и др. Формирование рабочей зоны глубоких кимберлитовых карьеров. – Новосибирск: «Наука», 2015. – 294с.

2. Акишев А.Н., Бондаренко И.Ф., Зырянов И.В. Технологические аспекты разработки беднотоварных месторождений алмазов// - Новосибирск: «Наука», 2018-368с.

3. Зырянов И. В, Акишев А. Н., Бокий И. Б. и др. Инновации при проектировании алмазородных карьеров в криолитозоне/ Горная промышленность. - №5. - 2018. – С. 66-69.

4. Акишев А. Н., Лель Ю. И., Бокий И. Б. и др. Инновационная технология открытой разработки кимберлитовых месторождений с изменяемой геометрией рабочих бортов карьера/ Известия вузов. Горный журнал. – 2018. - №8. – с. 5-15. (in English)

5. Акишев А. Н., Бокий И. Б., Зырянов И. В. К вопросу развития геотехнологии открытой разработки алмазородных месторождений/// Совершенствование технологии горных работ и подготовка кадров для обеспечения техносферной безопасности в условиях Северо-Востока России: Сборник трудов Всероссийской научно-практической конференции с международным участием, посвященной 80-летию Е. Н. Чемезова, 25 апреля 2018 г. – Якутск, 2018. – С. 267-274.

6. Акишев А.Н., Бокий И.Б. К вопросу о возможности увеличения угла наклона борта карьера в условиях криолитозоны/ ГИАБ. 2014. - №8. – С.35-39.

7. Акишев А. Н., Бокий И. Б. К вопросу проектирования конструкции нерабочих бортов сверхглубоких карьеров алмазородных месторожде-

ний/ Инновационные направления в проектировании горнодобывающих предприятий: Сборник научных трудов V и VI Международных научно-практических конференций, СПб, 2014, 2015. – Санкт-Петербург, 2017. - С. 195-198.

УДК 622

Д. Бекбергенов

ИГД им. Д.А. Кунаева

Г. Янгулова, Х.К. Касымханова

Казахский национальный университет им. Аль-Фараби

Б. Бектур

КазНУТУ им К.И. Сатпаева

ПРИНЦИПЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ГОРНОТЕХНИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ ПОВТОРНОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ В НОВОМ ФОРМАТЕ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ ПОДЗЕМНОЙ ОТРАБОТКИ ОБРУШЕННЫХ ЗАЛЕЖЕЙ ЖЕЗКАЗГАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Аннотация. В статье освещаются принципы проектирования повторной геотехнологии при отработке запасов в условиях обрушенных залежей Жезказганского месторождения для рационального управления технологическими процессами подземной добычи, что является неотъемлемым принципом проектирования горнотехнической системы повторной геотехнологии на котором базируется практика проектирования и эксплуатации участка недр при освоении месторождений полезных ископаемых. При проектировании геотехнической системы с повторной геотехнологией для освоения обрушенных запасов недр учитываются риски и последствия чрезвычайные ситуации природного и техногенного характера, связанных с производственной деятельностью. В современных условиях в области горнорудного проектирование не может функционировать в отрыве от принципов устойчивого развития, под которым следует понимать не только классическое определение, подразумевающее такое развитие, которое позволяет обеспечить существование общества без угрозы будущим поколениям удовлетворять свои потребности. В этой связи, для устойчивого развития горных предприятий проведена соответствующие исследования и проектирования в новом формате одном из крупнейших в мире по добыче полезных ископаемых меди Жезказганском месторождений, где одним из приоритетных направлений по дальнейшему развитию добычи руд с повторной геотехнологией Джезказгане является укрепление рудной базы, увеличение объема добычи сырья открытым и подземными способами.

1 Introduction

Промышленность Республики Казахстан развивается высокими тем-

пами и в 2030 году согласно «Программе 2030» Казахстан войдет в первую десятку промышленно развитых стран Азии. Вместе с Республикой развивается горно-металлургический комплекс.

Важным этапом современного развития горного производства является проблема комплексного освоения недр. Наиболее полное и комплексное использование всех георесурсов возможно только при рациональном сочетании технологических процессов и оборудования различных способов добычи, что является неотъемлемым принципом проектирования комплексного освоения недр. Горнотехнические системы повторной геотехнологии на котором базируется практика проектирования и эксплуатации участка недр при освоении месторождений.

При проектировании комплексного освоения недр в последние годы учитываются риски и последствия чрезвычайные ситуации природного и техногенного характера, связанных с производственной деятельностью. В то же время, судя по темпам развития искусственных интеллектуальных систем, типовые проектные задачи скоро будут решаться на базе ситуационного моделирования и предложений наиболее оптимальных вариантов из множества возможных, оцениваемых непрерывно в динамике функционирования горного предприятия с адаптацией к изменяющимся условиям.

В современных условиях в области горного проектирование не может функционировать в отрыве от принципов устойчивого развития [1–3], под которым следует понимать не только классическое определение, подразумевающее такое развитие, которое позволяет обеспечить существование общества без угрозы будущим поколениям удовлетворять свои потребности. В области горных наук, изучающих закономерности техногенного преобразования недр Земли, которые являются условием существования общества, данное определение трансформируется. Под устойчивым развитием должен пониматься комплекс стратегических инициатив, обеспечивающих эксплуатацию каждого осваиваемого участка недр неопределенно долго, путем первоначального проектирования этапов перехода от одного вида геотехнологий к другому в ходе освоения месторождений, а также на период после завершения добычи полезных ископаемых.

Развитие экономики Республики Казахстан в значительной мере обуславливается надежностью функционирования горно-металлургических комплексов, где вопрос устойчивого развития пропагандируются на государственном уровне и развиваются в крупнейших отечественных горных компаниях, имеющих коммерческий интерес по всему миру [4–6]. В направлении устойчивого развития горных предприятий проводятся соответствующие исследования в одном из крупнейших в мире по добыче полезных ископаемых меди, серебра, золота Жезказганском месторождений. Одним из приоритетных направлений дальнейшего развития Жезказгана является укрепление рудной базы, увеличение объема добычи

сырья открытым и подземными способами.

В последние годы наблюдается снижение производительности и увеличение себестоимости производства меди на действующих горнорудных предприятиях Жезказгана, что способствовало снижению эффективности применяемой традиционной технологии добычи руды камерно-столбовой системой, и требовало перехода на прогрессивные технологии добычи, вовлечение в отработку временно-неактивных балансовых и забалансовых запасов с целью продления срока эксплуатации месторождения.

Многолетняя отработка ставит задачу вовлечения в разработку природно-техногенных запасов Жезказганского месторождения. Вопросы повторной добычи природно-техногенных запасов при разработке месторождений дефицитного сырья можно отнести к снижению выпуска продукции вследствие истощения запасов полезного ископаемого относительно высокого качества, росту потребности в минеральном сырье для увеличения выпуска отдельного вида продукции, совершенствованию техники и технологии добычи и переработки полезного ископаемого, сопровождающееся улучшением технико-экономических показателей этих производств.

В связи с этим, вовлечение в повторную отработку данных запасов, на сегодняшний день, является актуальной для решения проблемы восполнения сырьевой базы без дополнительных капитальных вложений и продления срока службы на горных предприятиях Жезказгана.

Обязательным условием достижения требуемой эффективности является установление в базовом проекте на разработку месторождения не столько границ, сколько условий перехода от одной технологии к другой в различных сочетаниях их геотехнологических процессов и заблаговременное создание технологических возможностей перехода. Анализ и учет возможностей маневрирования объемами вовлекаемых в эксплуатацию природных и техногенных георесурсов при проектировании полного цикла комплексного освоения недр способствует достижению требуемого уровня экономической эффективности при более низких темпах добычи балансовых запасов, что позволяет продлить период эксплуатации месторождения, срок существования горнодобывающего предприятия и в целом расширить минерально сырьевую базу страны [7-9].

Повторная разработка полезных ископаемых имеет свои специфические особенности [4]. Работы ведутся обычно:

-на ранее погашенных участках в условиях повышенного горного давления;

-в сильно деформированных и трещиноватых породах;

- при больших непогашенных пустотах;

-возможных очагов горных ударов и массовых обрушений.

В то же время к ее достоинствам относятся:

-возможность использования ранее пройденных капитальных и подготовительных выработок;

-возможность попутной добычи совместно залегающих полезных ис-

копаемых;

-значительное улучшение использования основных фондов предприятия.

Недостатки связаны:

- с опасностью неконтролируемых обрушений выработанного пространства;

- необходимостью усиленного крепления выработок;

-трудоемкими закладочными работами;

-дополнительными затратами на организацию постоянного наблюдения за происходящими в недрах технологическими процессами и др.

Повторная разработка наиболее эффективна на предприятиях имеющих резервные производственные мощности рудников и обогатительных фабрик.

Особенно актуален вопрос для предприятий цветной металлургии Казахстана, где большинство месторождений эксплуатируются на протяжении 70-80 лет.

Вместе с тем, истощение благоприятных к выемке запасов в условиях постоянного роста потребления вызывает необходимость нового научно-методического подхода к решению проблем проектирования комплексного освоения и сохранения недр Земли, отвечающего требованиям повышения полноты и качества использования минерального природного и техногенного сырья, рудничных вод и газов, техногенных пространств и рельефа с учетом усложняющихся природно-климатических, газогидрологических, геомеханических и геотехнологических условий освоения месторождений [10,11].

Решение даже части этих задач позволит существенно повысить эффективность работы горных предприятий при улучшении использования недр и охраны окружающей среды.

2. Materials and methods

Повторная разработка подземным способом обладает несомненными преимуществами, однако в условиях Жезказгана внедрение ее связано с определенными трудностями:

- наличием перекрывающихся пустот и опасностью их обрушения, разнообразием литологического состава и структуры пород междупластья;

- недостаточной степенью апробированности технологии и систем повторной разработки в условиях обрушенной зоны месторождения;

- необходимостью пересчета запасов по новым требованиям и кондициям.

Исходя из вышеизложенного, разработка оставшихся запасов обрушенного Анненского района на Жезказганском месторождений являются вопросом открытым и требующего специального научного исследования.

Рассматривая варианты подземной повторной добычи рудных залежей нужно отметить особенность повторной добычи руд при подземной разработке это - горные работы ведутся в пределах горного отвода, уже нарушенного первичной разработкой, поэтому при вскрытии, подготовке и очистной выемке используются старые горные выработки и тогда эти выработки приходится реконструировать. Использование старых отка-

точных выработок повышает эффективность повторной разработки, однако реконструкция и восстановление этих выработок может оказаться технически невозможной или экономически неоправданной из-за их сильной нарушенности и удаленности от разрабатываемых запасов. В таком случае старые выработки можно использовать, например, для вентиляции, а не для откачки.

Вскрытие существующими выработками не требует капитальных затрат, но и не обеспечивает значительного роста производительности рудника по сравнению с первичной разработкой. Этот способ характерен для повторной разработки месторождений средней и малой мощности с ограниченными запасами.

При выборе системы разработки и определении технико-экономических показателей повторной разработки в обрушенном районе обязательным является учет факторов:

- извлечение руды с содержанием металла в них значительно ниже, чем при первичной разработке;
- выработки проводятся под обрушенным массивом, что повышает затраты на проведение и требует повышенных мер безопасности;
- поддержание выработок под обрушенным массивом требует значительных материальных и трудовых расходов.

Выбранные системы разработки должны обеспечить высокую интенсивность выемки, высокую производительность труда, ведь выработки в нарушенном массиве долго не могут находиться в устойчивом состоянии. При этом искусственное поддержание очистного пространства и вмещающего массива может быть не только экономически нецелесообразно, но и практически невозможно. Поэтому при повторной разработке широко используются системы с массовым обрушением руды и вмещающих пород (VI класс по М.И. Агошкову и II класс по В.Р. Именитову). Системы разработки с искусственным поддержанием выработанного пространства при повторной разработке запасов в зонах сдвижения и обрушения почти не используются, а применяются лишь тогда, когда системы с массовой отбойкой нецелесообразны (малая мощность залежи, высокая ценность руды, чрезмерное разубоживание [7,8]).

Системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства могут применяться лишь при выемке запасов отдельных удаленных рудных тел в неразрушенном вмещающем массиве.

Для каждого конкретного рудного тела при повторной разработке должен составляться локальный проект, учитывающий своеобразие морфологии, зоны нарушенности горного массива, устойчивость массива.

Методология разработки ресурсовосполняющей технологии, предполагает решение технико-экономических задач для обоснования оптимальных параметров технологической системы, предназначенной для повторной добычи полезных ископаемых, а ее основные положения, принципы исследований и принятия решений должны базироваться на

технико-экономических закономерностях, исследования осуществляются в следующих направлениях:

- методологическое – обоснование содержания и структуры рациональности принимаемых решений;

- геотехнологическое – выбор способа повторной разработки месторождения или его части; обоснование оптимальных технологий подземного способа разработки их применения на исследуемом месторождении; обоснование технологических схем и параметров подготовки и отработки отдельных блоков в условиях обрушенных залежей меднорудного месторождения;

- технико-экономическое – обоснование рентабельности разработки и прибыльности, количественных и качественных характеристик получаемой продукции от предлагаемой технологии при повторной отработке запасов в условиях обрушенного района подземным способом на примере Жезказганского месторождения.

В связи с этим, нами определены основные этапы методологии проектирования при разработке комплексных рациональных технологий повторного освоения недр:

- обоснование и выбор ресурсовосполняющей технологии повторной подземной добычи, способы ее реализации;

- развитие методов проектирования с применением ГИС моделирования новых вариантов технологии повторной подземной добычи природно-техногенных запасов в районе обрушенных залежей.

Исследования по выбору систем повторной подземной разработки сложноструктурного месторождения показывают, что при выборе традиционными методами не учитываются сложность строения месторождения, особенности распределения металла в рудных телах и в связи с этим выбор становится не точным [9].

Основополагающей проблемой рационального и комплексного использования минеральных ресурсов недр и правильной эксплуатации рудных месторождений является экономическая оценка и выбор наиболее безопасной и эффективной технологии добычи руды (системы разработки). Не случайно этой проблеме посвящено свыше тридцати методов оценки и выбора эффективной системы разработки, предложенных в разное время крупными учеными и специалистами горного производства. Однако, несмотря на это, пока еще нет общепринятой единой методики, позволяющей оценить экономическую эффективность систем разработки и отвечающей (соответствующей) требованиям достигнутого, в настоящее время, уровня развития техники, технологии и экономики производства в рыночных условиях [10].

Поэтому, необходимость создания научно обоснованной методики экономической оценки и на её основе выбор наиболее эффективной технологии добычи и переработки руд продиктованы многообразием горно-геологических условий разрабатываемых месторождений и наличием на

вооружении горнорудной промышленности большого числа вариантов и разновидностей систем разработки. Общее число их в настоящее время достигает до трехсот. Современные системы разработки характеризуются не только экономическими показателями (себестоимостью добычи руды, производительностью труда), но и техническими показателями (фронтом очистных работ, ритмичностью, интенсивностью и концентрацией горных работ, уровнями потерь и разубоживания руды, безопасностью ведения горных работ и т.д.).

Решение данной проблемы состоит из двух составных частей, совместно обеспечивающих наилучшее использование ресурсов (минеральных, финансовых и трудовых) горнорудных предприятий. Первая из них - методология подхода к созданию метода оценки и выбора систем разработки, вторая - экономико-математическая модель, куда входят те показатели, которые непосредственно влияют на конечный результат технико-экономической оценки и их правильное расположение в ней.

Современные системы разработки рудных месторождений характеризуются многими показателями, такими, как себестоимость добычи и переработки, производительность труда, потери и разубоживание полезных ископаемых, безопасность ведения горных работ, способность обеспечить в заданных условиях потребность народного хозяйства в металлах и т.д. У каждой системы разработки эти показатели совершенно различны. Поэтому необходима научно обоснованная методика оценки эффективности конкурирующих систем разработки и на ее основе осуществляется выбор наиболее эффективной из них. Обобщая результаты методике оценки эффективности системы разработки следует отметить недостатки научных основ. Они могут быть связаны отсутствием основных требований, предъявляемых к разработке самой методике, при которых та или иная методика дает правильное решение, поэтому было бы правильно определить критерий оценки эффективности и характер основных требований цели.

В нашем случае конечной целью является максимальное извлечение ценности на 1 т балансовой руды (техногенных запасов) месторождения в единицу времени с учетом издержек производства и в сочетании с принципом бережного отношения к разведанным запасам недр.

Таким образом, мы рассматриваем три показателя: извлечение ценности не вообще, а в единицу времени, допустим, за сопоставимый период; затраты на ее добычу и переработку и бережное отношение к ресурсам недр. Необходимо составить такую экономико-математическую модель, с помощью которой можно было бы управлять рациональным соотношением указанных показателей.

Оценка экономической эффективности конкурирующих систем разработки и выбор наиболее выгодной применительно к конкретным горно-геологическим условиям является средством достижения поставленной цели, а эффективность применения каждой из сравниваемых систем показывает степень наилучшей отработки участка месторождения по задан-

ному критерию.

По нашему мнению, методика, должна удовлетворять следующим основным требованиям:

- учитывать показатели, влияющие на результат оценки эффективности и отражающие все положительные и отрицательные стороны конкурирующих систем разработки;

- включать в себя показатели окончательного технологического цикла;

- содержать показатели, которые могут быть легко определены в условиях данного предприятия и не базироваться на предположениях и допущениях;

- исходить из необходимости совпадения интересов горнорудных предприятий;

- быть предельно простой как по форме, так и по содержанию;

- обеспечивать сопоставимые условия для конкурирующих систем разработки.

При проектировании технологии очистной выемки для повторной разработки месторождения, как и для отработки нового месторождения, необходимо: знание горно-геологических условий; немаловажное значение имеет существующая горнотехническая база; и самым главным является учет природно-техногенного фактора.

Горно-геологические условия в большей мере оказывают влияние на выбор технологии очистной выемки при разработке ненарушенных запасов. Поэтому, при анализе этих условий основное внимание следует уделить особенностям структуры месторождения на уровне выемочной единицы.

Для проектирования разработки запасов находящихся в зоне старых очистных работ главное значение приобретает изучение природно-техногенного фактора, влияние которого выражается как в собственном присутствии, так и в изменении первоначальных свойств массива. Так как, повторная разработка осуществляется на базе действующего предприятия со сложившейся технологической схемой необходим учет возможностей всех ее звеньев и максимальное использование наработанных технологических решений.

В настоящее время ведение горных работ на предприятиях Жезказганского месторождения, при существующей технологии в процессе ее эксплуатации происходит формирование значительных многоплощадных обнажений выработанного пространства, снижение и нарушение их устойчивости и, как результат, возникновение локальных или масштабных обрушений.

Анализ опыта и литературных источников показывает, что начиная с конца 70-х годов прошлого века процесс обрушения налегающей толщи пород стал приобретать регулярный характер, угрожающим для безопасности отработки и устойчивости горного производства. При этом, площадь обрушения кровли в шахтах стали достигать $50,0 \div 80,0$ тыс. м² с образованием провала на поверхности площадью – 1,7 тыс. м² на поверхно-

сти, а количество разрушенных междукамерных целиков достигло 2300 глубиной отработки до 430 м.

Причина обрушения кровли множество, это временный фактор стояния целиков, воздействие сеймики взрывов, геохимические процессы в рудном и породном массивах и минералах заполнителей трещин под влиянием рудничной атмосферы и влаги [11].

Всего за период отработки Жезказганского месторождения, как свидетельствуют литературные данные, в недрах было образовано 322170 тыс. м³ выработанного пространства и оставлено около 50 тыс. междукамерных целиков и более 520 ленточных панельных и барьерных целиков.

В процессе эксплуатации месторождения применены различные технологические приемы. С одной стороны, с целью повышения устойчивости горных выработок, а с другой стороны преимущественно при повторной отработке рудных залежей, повышение извлечения рудного материала, происходило обрушение кровли. Как правило, основной причиной обрушений является разрушение рядом стоящих междукамерных целиков в количестве (по данным практики) 7÷8 и образовании обнажений кровли 6500÷7000 м². При этом, как правило, непосредственно кровля представлена серыми песчаниками и обрушается крупными глыбами размером до 2х3 метров, мощностью 1,5÷2,0 м. Размеры красочветов значительно меньше, что значительно увеличивает высоту обрушения.

Изложенные выше информационные данные о состоянии выработанного пространства в процессе развития очистных работ, а также проявление развития негативных процессов по снижению устойчивости основных грузонесущих элементов системы разработки, обеспечивающих надежность и безопасность ведения горных работ получены практически в процессе визуального или приборного наблюдения. Но совершенно сложная реальная картина просматривается в выработанном пространстве, представляющей зону обрушения налегающих пород.

Вследствие невозможности доступа к исследуемому объекту, оценка наблюдения и состояния обрушенного массива ведется косвенными методами, с использованием данных аналогичных условий месторождений.

Исследованием проблемы отработки рудных месторождений Жезказгана, в частности, вопросов технологии и геомеханики из ведущих научных организаций является институт горного дела им. Д.А. Кунаева. В результате многолетних исследований вопросов поведения массива при отработке рудных залежей в различных горнотехнических и геомеханических условиях учеными разработаны и предложены варианты эффективной отработки рудных залежей, обеспечивающие безопасное ведение горных работ с учетом особенностей природных условий залегания рудного массива [11-19].

В этих условиях развитие и формирование процесса обрушения и сводообразование необходимо рассматривать не как явление, а как процесс, и одним из этапов которых являются уплотнения и усадка обрушенных по-

род. Определяющим фактором уплотнения являются геотехнологические особенности массива, степень его обрушаемости и разрыхленности, характеризующие коэффициент разрыхления k_p . Как уже было отмечено выше, основной причиной самообрушения является погашение опорных целиков и образование значительных площадей обнажения кровли. Доступное визуальное наблюдения показывает, что отдельные фрагменты обрушенных пород достигают $1,5 \div 2,0$ м и более. Преимущественно это серые песчаники, а показатели кусков красноцветов, значительно меньше. Принимая во внимание, что налегающие породы в большей степени представлены красноцветами (алевролитами и аргелитами) степень разрыхляемости будет близка к показателю $k_p = 1,5 \div 1,7$. Как показывает опыт ведения горных работ, проведение натуральных измерений с точными показателями практически невозможно вследствие недоступности.

Процесс обрушения пород происходит преимущественно по мере отработки рудной залежи и продвижения фронта горных работ или погашения опорных целиков. Процесс обрушения занимает достаточно длительное время, это обусловлено различными геотехническими, технологическими, горнотехническими факторами. По мере продвижения фронта очистных работ обрушения породы под воздействием собственного веса (сил гравитации) уплотняются, в результате происходит самоподбучивание свода налегающих пород, естественно при соответствующих геотехнических свойствах массива. Одновременно рудничный воздух и влажность наиболее активно влияют на разрушенный массив, образуя множество обнаженных плоскостей пород и, что важно, по плоскостям трещин заполненных различными вторичными материалами. На определенном этапе разрушенные и разрыхленные горные породы через пористость рудных и породных масс куски породы увлажняются, вследствие контакта с рудничным воздухом инициирует химические реакции разложения. Все это способствует уплотнению и слеживаемости обрушенной породы, а самоподбучивание свода обрушенных пород приводит к его существенному увеличению. Кроме этого, увлажнение оказывает существенное влияние на прочность горных пород, по меньшей мере это сказывается на снижении прочности серого песчаника в пределах $10 \div 12$ %. Увлажнение алевролита приводит к снижению прочности на сжатие почти в $2,0 \div 2,5$ раза, увеличивая объем на $0,3 \div 0,8$ %. При этом, проникновение влаги в алевролиты достигает глубины около одного метра. В результате можно предположить, что влажность алевролитов в нетронутом массиве может быть близкой к предельной.

3. Result and discussion

Предлагаемая технология выпуска с самообрушением руды в условиях обрушенного района представляет собой конструкцию: на подэтаже высотой - 20 м и безопасной глубине (h_m) в породном массиве в днище блока по простиранию залежи и вдоль линии по оси под камеры проходят погрузочно-доставочный штрек сечением $18,6$ м² (высота - 4,5 м и шири-

ной - 4,3 м), который соединяет под углом $10\div 12^\circ$ наклонные буро-погрузочные заезды сечением $13,8 \text{ м}^2$ (высота - 3,5 м и шириной - 4,5 м) и под углом 45° в двухстороннем направлении к оси погрузочно-доставочной выработки под каждый МКЦ. Затем, с конца каждого буро-погрузочного заезда по оси МКЦ вверх с двух сторон ПДВ образуются воронки до контакта наклонной площади почвы МКЦ в результате бурения веерных скважин для воронки и для полного обрушения междуканнерных целиков.

Исходя, из конструктивных элементов для создания предлагаемой конструкции выпуска обрушенной руды из МКЦ, в основании днища блока в породном массиве необходимо заложить погрузочно-доставочную выработку (ПДВ) в заездах под МКЦ, способной выдерживать высокие нагрузки, вверх с двух сторон ПДВ с образованием воронки до контакта наклонной части площади почвы с МКЦ.

Подготовка блоков осуществляется из выработок полевого горизонта проведением погрузочно-доставочных штреков в подстилающих породах под рядами по сетке расположения МКЦ (Рис. 1). Из погрузочно-доставочного штрека проходят буро-погрузочные заезды под каждый целик (Рис. 2).

В условиях пологого залегания с перекрывающимися залежами для повторной отработки запасов разрушенных МКЦ с заполненной камерой обрушенной массы, предлагаемая технология выпуска с самообрушением руды в условиях обрушенного района представляет собой следующую технологическую схему. На безопасной глубине (h_m) в породном массиве в днище блока под камерой (5) расположенной между МКЦ (6) проходят ПДВ (1) с дальнейшим продолжением по обеим сторонам выработки заезда (2) под каждый МКЦ до их граничных боковых контактов. Далее с забоя заездов проходят выработку с подъемом вверх образующую воронку (4) в результате бурения веерных скважин с перебуриванием до кровли МКЦ.

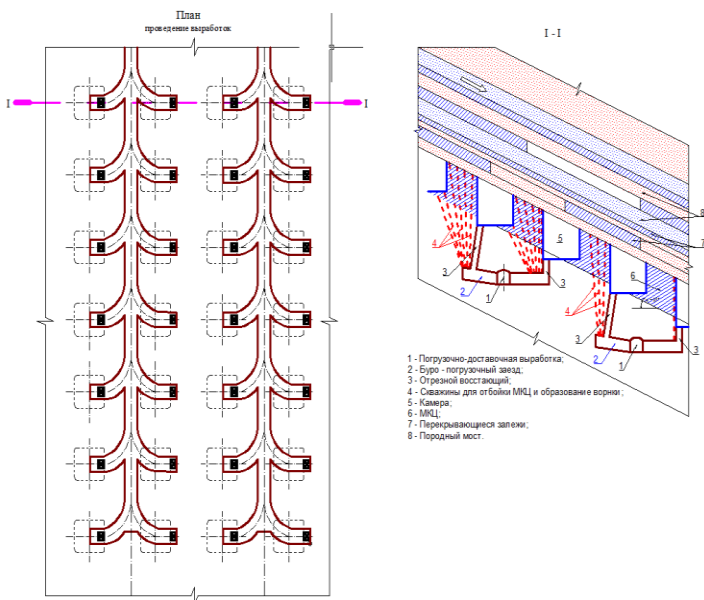


Рисунок 1 – Предлагаемая конструкция выпуска обрушенной руды из МКЦ в основании днища блока в породном массиве, наклонных перекрывающихся залежах

Принятый порядок ведения очистных работ на этаже с комбинированной геотехнологией (Рис. 4), связанный с закладочной работой (Рис. 2 и самообрушением руды (Рис. 1) обеспечит дополнительную устойчивость наклонного обнажения искусственного массива за счет наклона стенок (Рис. 4) первичного блока при уменьшении твердеющей смеси до 40% от объема закладки, а также на этаже в соседнем блоке подготовительно-нарезные работы остаются без изменения к увеличенному объему самообрушения рудного массива) в комбинации с технологией с самообрушением руды.

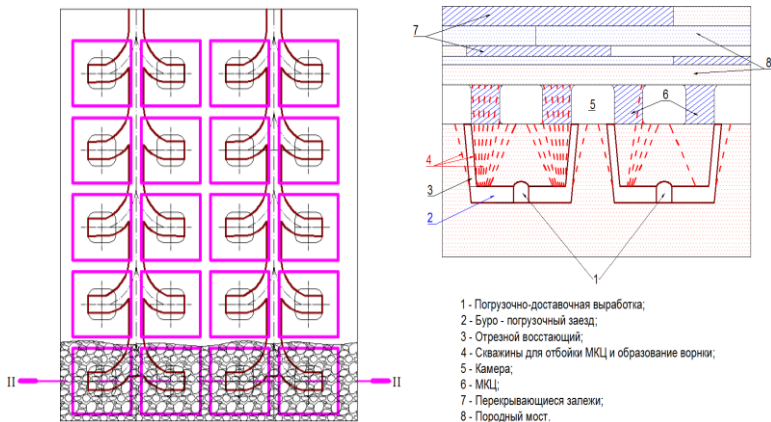


Рисунок 1 – Предлагаемая конструкция выпуска обрушенной руды из МКЦ в основании днища блока в породном массиве, пологих перекрывающихся залежах

Состояние кровли и бортов всех используемых выработок должны находиться под постоянным наблюдением линейного персонала. Ослабленные места в этих выработках подлежат креплению железобетонной штанговой крепью, бетоном, набрызгбетоном.

Выемка целиков на участках предусматривается из полевых выработок, пройденных в подстилающих породах под участками повторной разработки. Подготовка и отработка участка производится в увязке с общей схемой подготовки и отработки рассматриваемого района.

В отработку вовлекаются запасы изолированных, сдвоенных и массивных полностью не разрушенных целиков или их частей, находящихся под массивом обрушенных пород.

Отбойка целиков производится по паспортам (проектам), составляемым рудником (шахтой) в соответствии с едиными правилами безопасности при взрывных работах.

4. Conclusion

В настоящее время применительно к каждому рассматриваемому участку горного массива (блоку, камере, выработке, целику) еще на стадии проектирования возможен дифференцированный подход в части этапов его наиболее рационального освоения и управления состоянием как в целях добычи полезного ископаемого.

Поэтому, принятые схемы отработки позволяют использовать на всех технологических процессах комплекс высокопроизводительного самоходного оборудования. Очистные работы включают в себя последовательность выполнения технологических процессов как бурение зарядание и взрывание скважин, проветривание (за время междушестного перебива), погрузочно-доставочные работы.

Вопросы совершенствования элементов конструкции породного днища блока, для выпуска запасов руд из обрушенных залежей при повторной подземной разработке технологии с самообрушением руды предполагает решение технико-экономических задач для обоснования оптимальных параметров технологической системы в следующих направлениях:

- методологическое обоснование содержания и структуры рациональности принимаемых решений;

- геотехнологический выбор способа повторной разработки месторождения или его части; обоснование оптимальных технологий подземного способа разработки их применения на исследуемом месторождении; обоснование технологических схем и параметров подготовки и отработки отдельных блоков в условиях обрушенных залежей меднорудного месторождения;

- технико-экономическое обоснование рентабельности разработки и прибыльности, количественных и качественных характеристик получаемой продукции от предлагаемой технологии при повторной отработке запасов в условиях обрушенного района подземным способом на примере Жезказганского месторождения.

Оценка экономической эффективности конкурирующих систем разработки и выбор наиболее выгодной применительно к конкретным горно-геологическим условиям является средством достижения поставленной цели, а эффективность применения каждой из сравниваемых систем показывает степень наилучшей отработки участка месторождения по заданному критерию, и удовлетворяющий основные требования:

- учитывать показатели, влияющие на результат оценки эффективности и отражающие все положительные и отрицательные стороны конкурирующих систем разработки;

- включать в себя показатели окончательного технологического цикла;

- содержать показатели, которые могут быть легко определены в условиях данного предприятия и не базироваться на предположениях и допущениях;

- исходить из необходимости совпадения интересов горнорудных предприятий;

- быть предельно простой как по форме, так и по содержанию;

- обеспечивать сопоставимые условия для конкурирующих систем разработки.

Это становится возможным в современных условиях обработки метаданных, многомасштабного моделирования, установления обратных связей между характеристиками техногенно изменяемых недр и достижениями геотехнологий. Полный цикл комплексного освоения необходимо проектировать не столько для добычи полезных ископаемых, сколько в целях эксплуатации каждого осваиваемого участка недр неопределенно долго, путем первоначального проектирования этапов перехода от одного вида геотехнологий к другому в ходе освоения месторождений, а также

на период после завершения добычи полезных ископаемых. Такой подход является содержанием устойчивого функционирования подземных рудников.

Список литературы

1 Humphreys D. Sustainable development: can the mining industry afford it? Resources Policy. 2001. Vol. 27, Iss. 1. pp. 1–7.

2 Pimentel B. S., Gonzalez E. S., Barbosa G. N. O. Decision-support models for sustainable mining networks: fundamentals and challenges. Journal of Cleaner Production. 2016. Vol. 112. pp. 2145–2157.

3 К.Н. Трубецкой, Д.Р. Каплунов, М.В. Рыльникова и др. Разработка теоретических основ проектирования и безопасного функционирования горнотехнических систем, основанных на комбинированных физико-технических и физико-химических геотехнологиях освоения природных и техногенных месторождений твердых полезных ископаемых. – М.:ИПКОН РАН, 2012 – С. 457-469

4 Каплунов Д.Р. Условия устойчивого развития минерально-сырьевого комплекса России. / Д.Р. Каплунов, М.В. Рыльникова, Д.Н. Радченко // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – №10. – С. 3-11.

5 Khaini-Kamal Kassymkanova, Gulnar Jangulova, The problem of environmental safety of the fields of mining industrial production of arid zone of Kazakhstan Geodesy and Cartography, 2018 | journal-article

6 Проблемы комплексного освоения суперкрупных месторождений стратегического сырья // Трубецкой К.Н., Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В., Радченко Д.Н. и др. / Под редакцией академика РАН К.Н. Трубецкого, член-корреспондента РАН Д.Р. Каплунова / Москва, 2006.

7 Бекбергенов Д.К. Ключевой вопрос повторной отработки оставшихся запасов обрушенного района Жезказганского месторождения - низкозатратно-рентабельная подземная технология // Проблемы и пути инновационного развития горнодобывающей промышленности: материалы Шестой международной научно-практической конференций. – Алматы. - 2013. – С. 149-154

8 ТЭО "Генеральный план развития Жезказганского месторождения", том 6, Предварительные проработки и предложения по направлениям развития и порядку ведения подземных горных работ" (Пояснительная записка) П13-19/05, Головной проектный институт ТОО "Корпорация Казахмыс" 2013.- 114 с.

9 Методические рекомендации по подземной отработке запасов полных и наклонных рудных залежей жезказганского месторождения, в том числе в районах, примыкающих к ослабленным и обрушенным участкам. ИГД им. Д.А. Кунаева» ПО "Жезказганцветмет» ТОО "Корпорация Казахмыс». Алматы – Жезказган, 2010. - 122 с

10 Аханов Т.М., Прокушев Г.А. Технология разработки Жезказган-

ского месторождения, состояние и перспективы развития. Горный журнал Казахстана, №1, 2010.- С.12-17

11 Bekbergenov D.K., Jangulova G.K., Study of the effect of refining on the sustainability of the level of the system with ore self-mining on the deep levels of the “DNK” colliery/ International Journal of Civil Engineering and Technology (IJCIET) (2019)

12 Временные методические указания по ведению горных работ в районах ослабленных участков подземных рудников Жезказганского месторождения. -Алматы-Жезказган, 2000. -36 с.

13 Бекбергенов Д.К. О повторной подземной разработке технологии с самообрушением руды с высокой полнотой извлечения запасов в обрушенных и ослабленных районах Жезказгана // Тезисы трудов Международной научно-практической конференции «Горное дело и металлургия в Казахстане. Состояние и перспективы» посвященной 100 летию академика Байконурова Омирхана Аймаганбетовича, 11-12 октября 2012 г., КазНТУ. - Алматы. - 2012. - С. 52-55

14 Чабдарова Ю. И, Жужгов Ю.В., Букин А.Н. Горное давление в антиклинальных структурах Жезказгана. Алма-Ата, Наука, 1980, 194 с.

15 Жеребко Л.Н., Джангулова Г.К., Пивоварова Л.М. Формирование свода обрушений в налегающем массиве представленном слоями различной мощности // Научно-техническое обеспечение горного производства. Труды ИГД им. Д.А.Кунаева. –Алматы, – Т.75– 2008.-С.18-21.

16 Руппенейт К.В. Деформируемость массива трещиноватых горных пород. М.: «Недра», 1975. – 220 с.

17 Нугманов К.Х., Чабдарова Ю.И., Букин А.Н., Шамганова Л.С. Особенности перераспределения нагрузок на междукамерные целики в процессе их выемки //Сб. межд. конф. «Геодинамика и напряженное состояние недр земли». – Новосибирск. – 2003. – С.386-392

18 Технологический регламент на отработку запасов блока 12бис залежи Анн-3-П Анненского рудника. ТОО «Корпорация Казахмыс», лаборатория Технологии горного производства. Жезказган, 2010г.- 16с

19 Шамганова Л.С., Чабдарова Ю.И. Конструктивный элемент камерно- столбовой системы // Алматы, Промышленность Казахстана. –2006. – №5. С. 92-94.

ОБЕСПЕЧЕНИЕ БЕЗОПАСНЫХ УСЛОВИЙ ВОЗОБНОВЛЕНИЯ ДОБЫЧНЫХ РАБОТ НА РУДНИКЕ МИР НА ОСНОВЕ СИНТЕЗА КОМБИНИРОВАННЫХ ГЕОТЕХНОЛОГИЙ

Аннотация. Возобновление работы рудника «Мир» возможно только на основе синтеза комбинированных геотехнологий включающих реконструкцию карьера для создания безопасных условий работы подземного рудника и последующей доработки подкарьерных запасов в переходной зоне.

Отработка карьера глубиной с применение комбинированных геотехнологий с комплексом водоулавливающих сооружений и станции внутрикарьерного водоотлива позволит доработать затопленную часть месторождения и уменьшить риски подземной отработки.

Ключевые слова. Комбинированная геотехнология, рудное тело, борт карьера, спиральный транспортный съезд, доработка прибортовых запасов, засыпка карьера, внутри карьерны водоотлив

Особенности применения комбинированных геотехнологий на месторождениях АК «АЛРОСА» (ПАО) рассмотрены в работах [1-5].

Гидрогеологические условия месторождения трубки «Мир» характеризуются значительной сложностью. Месторождение находится в области сплошного распространения многолетней мерзлоты. Мощность многолетнемерзлых пород составляет 300-340 м (температура пород от -2,6 до -2,8 °С); нулевая изотерма проходит на глубине 700-800 м. Ниже зоны многолетнемерзлых пород на глубине 300-340 м залегает единый метегероичерский водоносный комплекс, содержащий высоконапорные хлоридно-натриевые сероводородные рассолы с температурой 0 – минус 2°С и с минерализацией от 85 до 135 г/л и оказывающий влияние на устойчивость борта. Мощность водоносного комплекса около 200 м, абсолютные отметки кровли водоносного горизонта +10 ÷ 30 м, подошвы –минус (160 ÷ 185) м, естественный напор над кровлей водоносного горизонта составляет ~ 200 м.

Основной проблемой эффективной отработки запасов месторождения трубки Мир при существующей ситуации является весьма малый объем запасов руды подлежащих подземной отработке, что связано с необходимостью оставления запасов в расчетном предохранительном целике мощностью порядка 180 м (абс. отм. -624,5 м) при нисходящем порядке или 120 м (абс. отм. -564,6 м) при восходящем порядке отработки.

От гор. -190 м до гор. -410 м месторождение может быть отработано открытым способом с использованием комбинированной схемы вскрытия –

транспортными бермами карьера до гор. -190 м, ниже подземными транспортными съездами до гор. -410 м. Обработка карьера ниже гор. -190 м осуществляется открытым способом с вывозкой руды автосамосвалами через подземные транспортные съезды до гор. -190 м, и далее на борт карьера по транспортным бермам (рис. 1). При этом, добыча «затопленных» запасов открытым способом технически более безопасна с учетом работы внутрикарьерного водоотлива.

Генеральные углы вновь формируемого карьера составляют 47-48⁰, при этом, нижняя часть борта в отг. от -410м до -190 м формируется в руде. Мощность рудного целика должна обеспечить защиту массива вмещающих пород от размыва солевых прослоев.

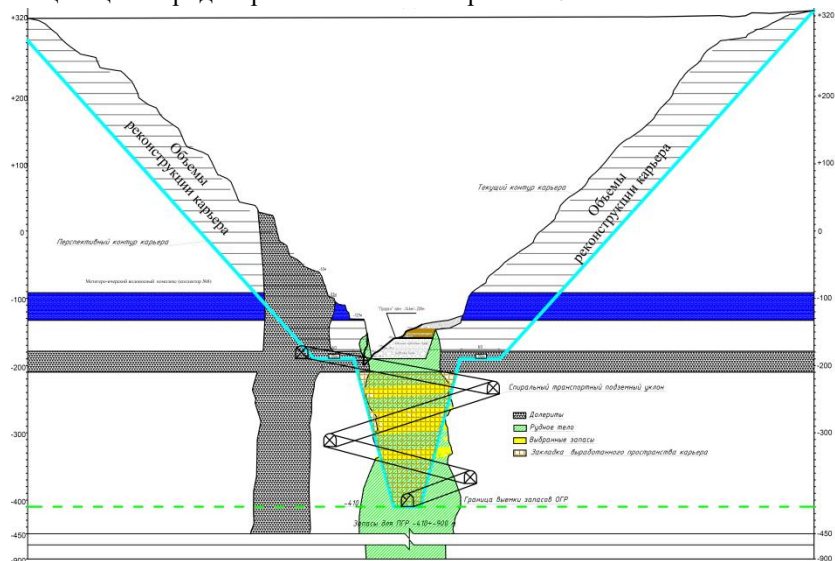


Рисунок 1 – Концепция комбинированной обработки запасов тр. Мир

Для оценки напряженно-деформированного состояния (НДС) прибортового массива, для обоснования безопасных условий эксплуатации вертикальных горных выработок и наземных зданий и сооружений в районе карьера выполнен расчет величин возможных деформаций прибортового массива и деформаций земной поверхности. Моделирование НДС массива горных пород осуществлялась численным методом с использованием метода конечных элементов в три этапа: формирование карьера глубиной 525 метров, разноска борта на 60 метров, углубка на глубину 200 метров. Установлено, что предельные деформации на расстоянии 250 м от верхней бровки карьера в целом удовлетворяют интегральному критерию безопасных условий: $\epsilon = 2 \cdot 10^{-3}$. Зона влияния горных работ на деформацию земной поверхности расположена на расстоянии 525 метров от верх-

ней бровки карьера.

Основной затратной частью варианта является разнос текущего борта карьера по всему периметру до абс. отм. -190 м. Отработка производится традиционным способом с вывозкой пустой породы во внешний отвал вскрышных пород. На гор. -190 м по кровле силла долеритов формируется кольцевая берма шириной около 60 м. На берме сооружается комплекс водоулавливающих сооружений и станция карьерного водоотлива. Комплекс должен обеспечить сбор и удаления всего объема воды поступающего в выработанное пространство карьера.

Ниже отм. -190 м при вскрытии и отработке запасов выделено 3 этапа:

1. Вскрытие в отм. минус 190 ÷ минус 410 м ведется подземным транспортным съездом, отработка и добыча руды ведется открытым способом с транспортировкой горной массы автосамосвалами по подземным горным выработкам на гор. -190 м и далее на борт карьера по транспортным бермам;

2. Доработка рудных целиков в отм. - 410 ÷ -с 190 м, оставшиеся за пределами борта карьера снизу-вверх методом слоевой выемки горизонтальными слоями с последующей закладкой выработанного пространства.

3. Обратная засыпка выработанного пространства карьера в отм. минус 410 - пустой породой через подземный транспортный съезд или перевалкой породы с гор. минус 190 м на дно карьера.

Объем пустой породы в контуре карьера -115,0 млн.м³, объем руда – 9,4 млн. т в контуре карьера, объем добычи руды с учетом выемки рудных целиков может быть увеличен на 13,8 млн. т.

Срок отработки составит 19 лет. При сухом карьере запасы ниже отм. -410 м могут быть отнесены к руднику, что приведет к увеличению запасов подземного рудника . Объемы добычи приведены в табл.

Таблица – Объемы добычи руды открытым и подземным способом

Показатели	ОГР	ПГР	всего
Объемы добычи руды,тыс.т	13800,0	31288,6	45 088.6
Проценты	30	70	100

Доработку карьера и рудных целиков под «сухим» карьером целесообразно вести после отработки всех запасов подземного рудника ниже гор.-410м.

После доработки запасов до гор. -410м внутрикарьерный водоотлив может быть остановлен, а выработанное пространство карьера будет постепенно заполнено дренажными водами.

Отработка карьера глубиной 745 м с применением комбинированных геотехнологий с комплексом водоулавливающих сооружений и станции внутрикарьерного водоотлива позволит не только доработать затопленную часть месторождения, но и уменьшить риски подземной отработки, оставшейся (затопленной) части месторождения.

Список литературы

1. Каплунов Д.Р., Рубан А.Д., Рыльникова М.В. Комплексное освоение недр комбинированными геотехнологиями. – М: ООО НИИЦ «Недра XXI», 2010. – 304 с.
2. Технологические решения по вскрытию и отработке глубоких горизонтов Нюрбинского карьера АК «АЛРОСА» / Акишев А. Н., Ильбульдин Д. Х., Мусихина О. В., Глебов И. А. // Известия вузов. Горный журнал. – 2017. - №7. – С.4-12.
3. Инновации при проектировании алмазородных карьеров в криолитозоне / Зырянов И. В, Акишев А. Н., Бокий И. Б., Бондаренко И. Ф. // Горная промышленность. - №5. - 2018. – С. 66-69.
4. Инновационная технология открытой разработки кимберлитовых месторождений с изменяемой геометрией рабочих бортов карьера / Акишев А. Н., Лель Ю. И., Бокий И. Б., Исаков С В., Глебов И. А. // Известия вузов. Горный журнал. – 2018. - №8. – с. 5-15. (in English)
5. К вопросу расконсервации бортов карьера Мир / Акишев А.Н., Бокий И.Б, Решетов А.В., Большаков О.И. // Наука и инновационные разработки – Северу: II Международная научно-практическая конференция, «Наука и инновационные разработки – Северу», 14-15 марта 2019 г., посвященная 25-летию Политехнического института (филиала) «Северо-Восточного федерального университета имени М.К. Аммосова» в г. Мирном: Сборник материалов конференции в 2-х частях, часть I. – Мирный Издательство, Мирнинская городская типография, 2019. – С. 22-25.

УДК 622.271, 662.271, 622.83

Л.С. Шамганова, С.А. Съедина, Н.О. Бердинова

Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, г. Алматы, Казахстан

В.Н. Токсаров

Горный институт УроРАН, Россия, г. Пермь

РАЗРАБОТКА ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ БЕЗОПАСНОЙ ОТРАБОТКИ НА ПРИМЕРЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КАЗАХСТАНА

Аннотация. В статье раскрывается важная роль геомеханических моделей для обеспечения безопасной отработки на месторождениях. Приведены примеры разработки подобных моделей для Казахстанских месторождений.

Ключевые слова: геомеханическая модель, подземные горные выработки, борт карьера, геолого-структурная модель, устойчивость, напряженно-деформированное состояние, тектонические нарушения, системы трещин, физико-механические свойства, кинематический анализ

Введение. В настоящее время на крупных обрабатываемых месторождениях полезных ископаемых осуществляется переход к отработке глу-

боких горизонтов. При увеличении глубин разработки обеспечение устойчивости бортов карьеров и подземных горных выработок является одной из основных задач горного производства.

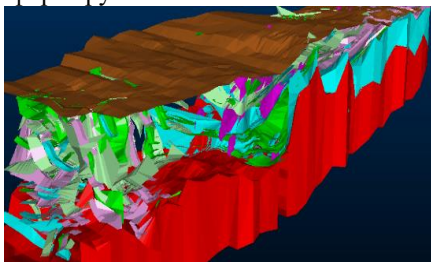
Для решения этой задачи необходим комплексный подход к изучению и анализу ряда факторов: инженерно-геологических и гидрогеологических условий, структурных неоднородностей, физико-механических свойств горных пород. Особенное внимание следует уделять определению действующих в массиве напряжений.

Геомеханические модели. За годы работы предприятиями накапливается огромная база данных в виде первичной геологической информации, отчетов о научно-исследовательских работах и т.д. Следует отметить, что для многих предприятий постсоветского пространства характерно хранение данных на бумажных носителях или в их отсканированном варианте. Такой подход к хранению затрудняет работу как сотрудников предприятий, так и научных организаций при проведении исследований.

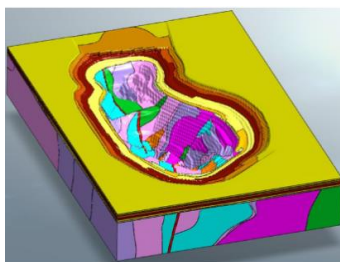
Для геомеханического обеспечения устойчивости бортов карьера или подземных горных выработок необходимо иметь достаточный объем исходной информации. Последовательность создания геомеханической модели можно представить, как [1, 2]:

- сбор данных;
- построение геолого-структурной модели (рисунок 1). Входная информация представлена прочностными и литологическими данными пород, слагающих данный конкретный массив и его структурными неоднородностями;
- создание базовой геомеханической модели;
- создание геомеханической модели ведется предприятием на постоянной основе путем постоянного сбора, анализа данных и четкого следования регламенту их сбора и обработки [1-4].

Геомеханическая модель представляет собой совокупность трехмерных блоков, содержащих данные (атрибуты) о строении массива, его свойствах, степени устойчивости и распределении напряженно-деформируемого состояния.



а) полиметаллическое месторождение, отрабатываемое подземным рудником



б) железорудное месторождение, отрабатываемое карьером

Рисунок 1 – Геологическая и структурная модели Казахстанских месторождений

Содержание геомеханической модели включает геологическое строение, тектонические нарушения, основные системы трещин, значения физико-механических свойств пород и руд, напряженно-деформированное состояние, гидрогеологические условия и т.д. [8].

Разработанный ИГД им. Д.А. Кунаева (г. Алматы) и ГИ УроРАН (г. Пермь) комплекс инженерно-геологических и геомеханических исследований на примере железорудного карьера позволил получить фактические данные по физико-механическим свойствам породного массива, гидрогеологическим характеристикам, напряженно-деформационному состоянию массива, включая ориентацию главных осей напряжения и их абсолютные значения, параметры структурных неоднородностей. Данный комплекс осуществляется в следующем порядке:

1. *Определение физико-механических свойств породного массива.* Анализ данных результатов исследований горных пород и руды показал изменчивость физико-механических свойств пород в пределах одного литотипа. Такой разброс значений объясняется существенным влиянием интенсивности трещиноватости и неоднородного минералогического состава горных пород.

2. *Определение структурных особенностей месторождений.* Для определения наиболее опасных систем трещин, с точки зрения устойчивости откосов бортов карьера и показателя качества горного массива были выполнены геолого-структурные исследования:

– для карьера в полевых условиях проводилась предварительная фотосъемка уступов карьера и многопараметрическая документация элементов трещиноватости и структурных неоднородностей (рисунок 2);

– для подземных рудников в полевых условиях проводилось картирование методом «окон» для определения качества массива по рейтингам устойчивости.

– также для формирования достоверной трехмерной модели был произведен отбор ориентированного керна с пространственной фиксацией направления развития зон естественной трещиноватости.

На основе кинематического анализа рассматривались комбинации различных систем трещин и определялась потенциальная возможность обрушения массива. Были выделены три схемы обрушения.

В геомеханическую модель эти результаты введены как вероятность возникновения деформаций по каждой из схем потери устойчивости (Wedge, Planar Sliding, Direct Toppling, Flexural Toppling) [1, 5-7].

3. *Исследования природного напряженно-деформированного состояния массива горных пород.* При увеличении глубины отработки и вовлечения в разработку новых участков месторождения требуется детальное изучение геомеханических условий разработки. Для уточнения геомеханической модели на примере одного месторождения были выполнены исследования по оценке природного напряженно-деформированного состояния пород, основанные на методе скважинной разгрузки. Измерения

НДС производились на 3-х экспериментальных участках, на которых были пробурены 27 горизонтальных скважин. Каждый экспериментальный участок состоял из трех замерных станций (рисунок 3) [8].

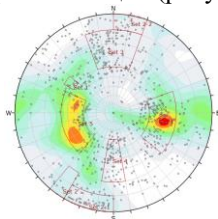


Рисунок 2 – Диаграмма трещиноватости по результатам картирования уступов карьера (в системы трещин объединены только те, которые влияют на устойчивость уступов)

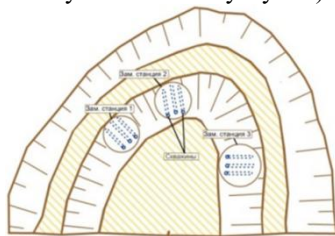


Рисунок 3 – Схема расположения замерных станций на участке

Контроль напряжений в прибортовом массиве осуществлялся на основе использования эффекта Кайзера горных пород при нагружении стенок скважины гидродомкратом Гудмана. Данный метод контроля напряжений основан на свойстве акустоэмиссионной памяти пород (эффект Кайзера) о ранее действовавших на них нагрузках [9].

Полученные фактические данные были использованы при построении геомеханической модели месторождения (Рисунок 4) и используются для дальнейшего эффективного ведения горных работ.

Главные назначения геомеханической модели месторождения как открытой, так и подземной разработки заключаются в:

- обеспечении безопасности ведения горных работ;
- в определении эффективных параметров дальнейшей отработки
- управлении процессами устойчивости
- описании прогнозных горно-геологических и геомеханических условий;
- обосновании наиболее подходящего типа крепления горных выработок, способного обеспечить устойчивость горных выработок в течение всего срока эксплуатации, с учетом всех прогнозных состояний (для подземного рудника).
- прогнозировании нарушенности массива [10].

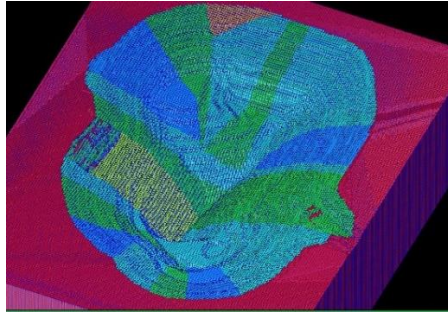


Рисунок 4 – Геомеханическая модель карьера

Выводы. Геомеханические модели позволяют объединить в одной базе данных все параметры, влияющие на безопасность отработки месторождений. На основании комплексного подхода и полноценной классификации горного массива возможно прогнозирование поведения пород при ведении горных работ, что обеспечивает безопасность отработки и полноту извлечения полезных ископаемых из недр.

Список литературы

1. John R., Peter S. Guidelines for open pit slope design. 2009. Print: Large Hard cover – CSIRO Publishing.
2. Little, M. J. 2006. The benefit to open pit rock slope design of geotechnical databases. The South African Institute of Mining and Metallurgy International Symposium on Stability of Rock Slopes in Open Pit Mining and Civil Engineering, 97 – 116.
3. Bye, A. 2006. The strategic and tactical value of a 3D geotechnical model for mining optimization, Anglo Platinum, Sandsloot open pit. The Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, volume 106.
4. Melo, M. & Pinto, C.L.L., Dutra, J.I.G. 2014. Potvin stability graph applied to brazilian geomechanic environment. Rem: Revista Escola de Minas, vol.67 no.4 Ouro Preto Oct./Dec. 2014.
5. Tarun Singh, KS Rao. Kinematic stability analysis of multi-faced rock slopes in the Himalayas. Recent Advances in Rock Engineering (RARE 2016). Pp 281 – 284.
6. Priest, S. D., 1985, “The statical analysis of rigid block stability in jointed rock masses”, Technical Report to Koolan Island at WA, Imperial College, London.
7. <https://www.roscience.com/>
8. Барях А.А., Л.С. Шамганова, В.Н. Токсаров, Самоделкина Н.А., Бердинова Н.О. Напряженно-деформированное состояние горных пород в прибортовом массиве Сарбайского карьера. Международная научно-практическая конференция «50 лет Российской научной школе»
9. Асанов В.А., Токсаров В.Н., Евсеев А.В. Опыт использования гидродомкрата Гудмана при исследовании состояния массива квазипластичных пород / «Геодинамика и напряженное состояние недр Земли».– Ново-

сибирск: ИГД им. Н.А. Чинакала СО РАН, 2011, т.1. – 524 с.

10. Съедина С.А., Балтиева А.А., Шамганова Л.С. Разработка 3D геомеханических моделей для подземных рудников и карьеров. Проблемы недропользования, №1, 2018 г. Стр. 60-65. Екатеринбург, 2018г.

УДК 622:271:322

С.Е. Гавришев, В.Ю. Заляднов

ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия

РАЗВИТИЕ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ НА ОСНОВЕ АУТСОРСИНГА И ДИВЕРСИФИКАЦИИ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ

Аннотация. В статье представлен подход к развитию системы управления ресурсами горнодобывающего предприятия, в основу которого закладывается оптимальное использование стратегий аутсорсинга и диверсификации производства. В работе выделяется три группы продукции, производство которой возможно на основе горнодобывающих предприятий. К одной из групп отнесено производство уникальной для горного производства продукции - техногенные георесурсы. Приведены примеры диверсификации горнодобывающих предприятий, в том числе с комплексным освоением природных и техногенных георесурсов. Выделены факторы ограничивающие выпуск и реализацию возможных видов продукции, приведены пути решения для их освоения.

Ключевые слова: горнодобывающее предприятие, диверсификация, открытая геотехнология, полезное ископаемое, продукт, георесурсы.

Современные горнодобывающие предприятия находятся в условиях напряженной конкуренции, динамичного изменения цен и спроса на производимое сырье [1]. Это обуславливает необходимость постоянного поиска более перспективных и прогрессивных решений, позволяющих оптимизировать имеющиеся ресурсы и доступные резервы для повышения жизнеспособности и эффективности производства [2, 3, 4]. Особенно это важно для предприятий являющихся основой моногородов и поселений, социально-экономическое положение которых зависит от уровня развития производства.

Зачастую, многие горнодобывающие предприятия, для снижения издержек по ряду технологических процессов, прибегают к услугам аутсорсинга, осуществляемого сторонними организациями. На основе аутсорсинга, в настоящее время, возможна полная разработка месторождения без содержания собственного штата сотрудников и оборудования [5, 6, 7, 8]. При этом, существует другой поход к управлению ресурсами предприятия основанный на диверсификации производства. Диверсификация это распространение хозяйственной деятельности на новые сферы (расширение номенклатуры продукции, видов предоставляемых услуг и т. п.) [9]. На основе диверсификации деятельности с технологическими и орга-

низационными преобразованиями, нацеливающими производство на расширение границ области использования открытой геотехнологии, расширение номенклатуры выпускаемой продукции и услуг, возможно увеличение комплексности освоения участка недр и повышение жизнеспособности предприятия [1]. Предлагаемая схема развития горнодобывающего предприятия представлена на рисунке 1.

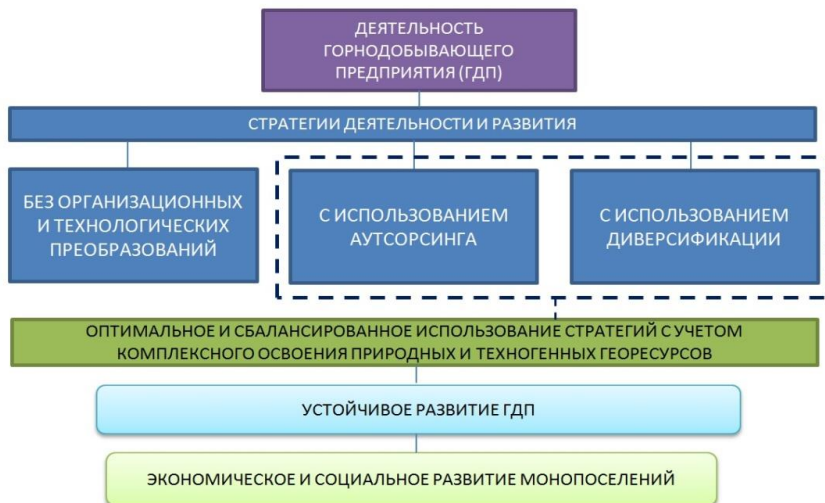


Рисунок 1 – Блок-схема развития горнодобывающего предприятия

Диверсификация горнодобывающих предприятий может производиться по трем основным направлениям. Примеры диверсификации, факторы ограничивающие реализацию различных видов продукции и пути решения представлены в таблице.

Таблица – Примеры диверсификации предприятий

Вид продукции ГДП	Факторы ограничивающие реализацию продукции	Пути решения	Примеры диверсификации предприятий	
<p align="center">(Продукт А) Минеральное сырье на основе добываемого ПИ</p>	<p align="center">Высокая себестоимость</p>	<p>1. Увеличение рыночной доли компании (предприятия) за счет увеличения производственной мощности, вовлечения в отработку новых участков месторождений, ввод в эксплуатацию новых карьеров.</p>	<p>Компания УГМК - более 40 предприятий (11 горнодобывающих); компания СУЭК - 26 разрезов и шахт 9 обогатительных фабрик; Компания РМК - 13 предприятий.</p>	
		<p>2. Максимально глубокая переработка сырья с комплексным использованием полезных компонентов.</p>	<p>Глубокая переработка антрацитов позволяющая увеличить выпуск конечных ценных продуктов, таких, как: термоантрациты, активированный уголь, и углеродные молекулярные сита, сорбенты, карбид кремния и кальция, углеродные добавки для металлургических процессов (ОАО «Угловуголь»).</p>	
		<p>3. Выпуск новых видов продукции с более высокой добавленной стоимостью из производимых ранее полуфабрикатов.</p>	<p>Для предприятий по добыче строительных материалов: производство строительных смесей (ООО «Кварц», ООО ЮУГПК). Для предприятий по добыче меди: переработка медного и молибденового концентратов и производство меди катодной, медной катанки, медной проволоки (УГМК), трехокиси молибдена, молибденового порошка, молибденовых специзделий (КОО Предприятие Эрлэнт);</p>	
		<p>4. Оптимизация действующего производства без существенных изменений видов продукции при совершенствовании организации производства или производственных процессов.</p>	<p>Повышение количества и уровня функций выполняемых персоналом (АО «Разрез Изыхский» рост производительности труда в 2,9 раза за 5 лет); Оптимизация технологических операций (ООО ЮУГПК, ОАО «Черногорский разрез» - отказ от железнодорожного транспорта);</p>	
<p align="center">(Продукт Б) Техногенные ресурсы</p>	<p>Техногенные месторождения Сооружения из вскрышных и вмещающих пород Выработанное пространство в качестве емкости</p>	<p align="center">Получение экономической выгоды через десятки лет</p>	<p>Заложение имеющегося опыта проектирования и освоения техногенных георесурсов, как стратегического направления, при разработке и реализации программ основания новых и развития имеющихся моноселений, повышающих освоение и более эффективное (более организованное и интенсивное) использование ресурсов территории страны — природных, пространственных, трудовых.</p>	<p>Освоение Жезказганского техногенного месторождения (Казахстан); Складирование в карьерах отходов металлургического производства (АО «ММК»); Строительство отеля Songjiang InterContinental в выработанном пространстве карьера (Шанхай);</p>
	<p>Выработанное пространство в качестве строительного полигона</p>	<p>Удаленность техногенных объектов, планируемых к использованию в виде емкости для складирования отходов, от других промышленных предприятий</p>	<p>Подготовка выработанного пространства для экологически безопасного складирования отходов высокого класса опасности.</p>	<p>Полигон утилизации бытовых и промышленных отходов на территории Олимпиадинского ГОК (ОАО «ЛолосЗолото»); Полигон ТБО в карьере «Северо-Восточный-1» (Самарская область); Полигон для уничтожения боеприпасов в карьере Спасского р-на Приморья;</p>
	<p>Удаленность техногенных объектов, планируемых к реализации в виде минерального сырья или насыщенных сооружений</p>	<p>Выпуск новых видов продукции с более высокой добавленной стоимостью</p>	<p>Выпуск новых видов продукции с более высокой добавленной стоимостью</p>	<p>Строительство горнолыжного комплекса «Снежные холмы» на отвалах разреза «Коркинский».</p>
<p align="center">(Продукт В) Услуги</p>	<p>Недостаточная квалификация персонала, недостаточный уровень организации производства</p>	<p>Повышение квалификации в соответствии с запланированной к реализации услугой, выход на рынок</p>	<p>Образовательные услуги - создание университетов, учебных центров на базе компаний (УГМК, СУЭК-Кузбасс); Производство БТР (ОАО Ураласбест); Ремонт горнотранспортного оборудования, производство узлов и деталей машин (РМЗ Черногорского разреза компании СУЭК);</p>	

Первое направление предполагает развитие производства по технологической цепочке выпуска конечной продукции с расширением ее ассортимента на основе добываемого полезного ископаемого. Второе направление предполагает выпуск специфической и уникальной для горного производства продукции - формирование и освоение техногенных георесурсов [9, 10, 11, 12]. Третье направление - предложение на рынке, характерных для основного производства, различных аутсорсинговых услуг.

Создание горнодобывающих предприятий на основе модели оптимального и сбалансированного использования стратегий диверсификации производства и аутсорсинга с учетом комплексного освоения природных и техногенных георесурсов, с расширенной номенклатурой продукции и услуг, способных гибко изменять объемы их производства и конкурировать на рынке за счет своей специфичности и уникальности, позволит повысить эффективность освоения участка недр и обеспечить устойчивое развитие предприятий в изменяющихся рыночных условиях.

Список литературы

1. Гавришев С. Е., Заляднов В. Ю., Биктеева Н. С. Направления диверсификации деятельности горнодобывающего предприятия // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – М.: Горная книга. – 2018. – №7. – С. 5-15.

2. Ганицкий В. И., Макаров А. М., Пикалов В. А., Лапаев В. Н., Соколовский А. В. Совершенствование организации производства - ключевой фактор повышения эффективности работы карьеров // Горный журнал. 2009. № 11. с. 34-36.

3. Michal Vaněk, Petr Bora, Ewa Wanda Maruszewska, Alena Kašparková Benchmarking of mining companies extracting hard coal in the Upper Silesian Coal Basin //Resources Policy, Volume 53, September 2017, Pages 378-383. DOI: 10.1016/j.resourpol.2017.07.010.

4. Yakubovskiy M. M., Argimbaev K. R., Ivanova M. A. Investigation of the Quarry Transfer Points Influence on Reduction of Mining Operations // World Applied Sciences Journal. 2014. T.30. №10. С. 1401-1403.

5. Kolga A., Rakhmangulov A., Osintsev N., Śładkowski A., Stolpovskikh I. Robotic transport complex of automotive vehicles for handling of rock mass at the process of open cast mining // Transport Problems. – 2015. – №2. – С. 109-116.

6. Осинцев Н. А., Казармщикова Е. В. Факторы устойчивого развития транспортно-логистических систем // Современные проблемы транспортного комплекса России. – 2017. – №1. – С. 13-21.

7. Matvey Matveevich Yakubovskiy, Kaerbek Rafkatovich Argimbaev, Marina Arkadyevna Ivanova, 2015. Constructions investigation of ore transfer points within mining limits while developing the deep pit. International Journal of Ecology and Development, 30 (1), 76-85.

8. Palka, D., Stecuła, K. Concept of technology assessment in coal min-

ing. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, 2019, 261, 012038, Pp. 1-8. DOI:10.1088/1755-1315/261/1/012038.

9. Philip Kotler. Marketing Essentials. Englewood Cliffs, NJ: Prentice-Hall, 1984. 356 p.

10. Argimbaev K. R., Matveyevich Yakubovskiy M. Economic substantiation of a quarry usage and an overburden dumps, considering the disposal of industrial waste in them // World Applied Sciences Journal. 2014. Т. 29. № 12. С. 1621-1625.

11. Гавришев С.Е., Заляднов В.Ю., Пыталев И.А. Формирование и освоение техногенных георесурсов. определение параметров карьеров и отвалов // Магнитогорск, 2011.

12. Гавришев С.Е., Заляднов В.Ю., Пыталев И.А., Павлова Е. В. Определение приемной емкости выработанного пространства карьеров при размещении промышленных отходов различного класса опасности // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2014. № 4. С. 129-133.

УДК 622.27:622.235

Д.В. Доможиров, Н.Г. Караулов, В.А. Фомин
ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия
А.А. Прохоров
ООО "РИФ-Микромрамор", г. Магнитогорск, Россия

ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНОГО СПОСОБА ПОДГОТОВКИ ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ ПРИ ДОБЫЧЕ БЛОЧНОГО КАМНЯ

Аннотация. В статье исследуются способы подготовки блочного камня из прочных пород. Анализируются условия выбора способа отделения блоков от массива в зависимости от характера трещиноватости, ценности камня, прочности массива. Приводится классификация способов подготовки блочного камня к выемке из прочных пород в зависимости от вида разрушаемой нагрузки. Разработан и представлен алгоритм обоснования рационального способа подготовки горных пород к выемке при добыче блочного камня. В статье приводятся результаты технико-экономического сравнения альтернативных способов подготовки блоков к выемке на примере Нижне-Санарского месторождения гранодиорита

Ключевые слова: блочный камень, трещиноватость массива, физико-механические свойства, алмазно-канатные машины, газогенераторы хлоратно патронированные, невзрывчатые разрушающие составы, режущий инструмент.

Введение. Несмотря на постоянную конкуренцию с различными искусственными имитациями, появляющимися на рынке, потребление природных каменных материалов во всем мире ежегодно возрастает на 7 – 9 % и в настоящее время находится на уровне около 30 млн м³ (650 млн м²). Это

свидетельствует о высокой конкурентоспособности природного камня. Его привлекательность заключается, прежде всего, в его естественной высокой декоративности и долговечности. Как показывает опыт, благодаря долговечности камня и его грамотному использованию, обеспечивается сокращение расходов на эксплуатацию зданий и прилегающих территорий по сравнению с применением имитаций камня [1,2].

По разнообразию и объемам добычи природного и облицовочного камня Россия занимает ведущую роль. Балансовые запасы по категориям А, В и С₁ на настоящий момент составляют около 5 млрд. м³. Данная сырьевая база представлена более 500 разведанными месторождениями, слагающие следующие типы полезного ископаемого, отличающиеся по происхождению и прочностным характеристикам:

На долю Урала приходится 30% от общего объема добычи блоков высокопрочного камня в стране. Наиболее известные месторождения высокопрочного камня на Урале представлены в табл. 1.

Таблица 1 – Наиболее известные месторождения высокопрочного блочного камня на Урале

Полезное ископаемое	Месторождение
Месторождения России	
Долерит и габбро	Восточно-Бускунское
Гранит	Восточно-Варламосьское
Гранит	Исетское
Серый гранит	Лисья горка
Гранит	Мансуровское
Долерит и габбро	Северо-Бускунское
Гранит	Цветок Урала
Гранит	Суховязское

При добыче блочного камня из прочных пород одним из главных технологических процессов, обеспечивающих максимальный выход товарного блока и как следствие требуемое качество товарной продукции, является процесс подготовки к выемке. Так коэффициент выхода колеблется в пределах 0,05-0,8, составляя в большинстве случаев 0,2–0,5 [3].

Поэтому выбор оптимального способа подготовки к выемке блочного камня, обеспечивающего максимальный коэффициент выхода, является весьма актуальной задачей.

Теория и результаты

Все способы подготовки блочного камня к выемке заключаются в создании магистральной трещины в породном массиве. В настоящее время при добыче блочного камня из прочных пород используют следующие способы подготовки к выемке (рис. 1), условно которые можно разделить на три группы:

- взрывной;
- механический;

- с помощью невзрывчатых разрушающих составов (НРС);

Рассмотрим способы подготовки блоков к выемке из прочных пород и проанализируем с точки зрения технологичности, производительности и безопасности их применения на карьерах блочного камня.

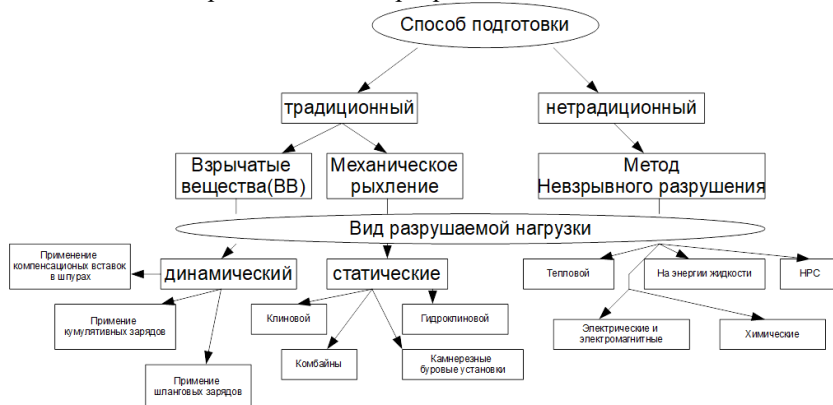


Рисунок 1 – Классификация способов подготовки блочного камня к выемке из прочных пород в зависимости от вида разрушаемой нагрузки

Преимуществом буровзрывного способа подготовки камня к выемке является его относительно высокая производительность [4,5]. Буровзрывной способ используется на месторождении Kuru Grey (рис. 2). Месторождение расположено вблизи города Тампере (Финляндия) и разрабатывается с 1950 г. Данный способ подготовки к выемке блочного камня основан на принципе динамического воздействия низкобрызлантных (кумулятивные, шланговые эмульсионные и эластичные трубчатые) ВВ. Для БВР характерен общеизвестный недостаток – разрушение в окошпуровой области (5 – 15 см вглубь), что снижает выход товарных блоков из-за дробления примерно 5 м³ горной породы, распределенных по площади стандартного по размерам блока [13]. Это сформировало тенденцию применения алмазно-канатных машин (АКМ) на гранитных карьерах со сложным залеганием в массиве природных трещин. Основанием явился многолетний практический опыт и положительные результаты применения АКМ на мраморных карьерах.

Внедрение в производство алмазно-канатных машин (АКМ) существенно изменило добычу и параметры системы разработки блочного мрамора, так высота добычного уступа с 2 м увеличилась до 6-12 м [8]. Более высокий удельный расход дорогостоящего гибкого алмазного инструмента на породах типа гранит по сравнению с породами средней прочности являлся сдерживающим фактором применения данного каннерезного оборудования при добыче гранитных блоков. Однако по мере совершенствования технологии и техники производства алмазно-канатного инструмента цена его снижалась, а применение на карьерах

высокопрочного камня добычного оборудования с гибким режущим инструментом расширялось [14]. В настоящее время АКМ при добыче пород типа гранит находят наибольшее применение в таких странах как Италия и Испания (рис. 2). При этом в конкретных условиях на процесс распиливания и его результаты сильно влияют минералогические и механические свойства породы [15].



Рисунок 2 – Применение АКМ при добыче гранита на месторождении Rosa Porrino Испания алмазно-канатная машина фирмы Grani Roc

В последние годы в практику внедряются новые безвзрывные способы добычи камня и как следствие, невзрывные способы щадящего разрушения при подготовке блочного камня.

Так для откалывания монолитов камня на практике применяют химические генераторы давления, одним из которых является газогенератор хлоратный патронированный (ГХП). Закладывание газогенераторных патронов производится по предварительно подготовленной линии сухих или обводненных шпуров, диаметром не менее 28 мм, длиной не менее 80 мм, в температурном режиме от -30 – $+50^{\circ}\text{C}$, без использования энергии взрыва.

В России получили широкое применение газогенераторы давления шпуровые (ГДШ). ГДШ состоит из пластмассового цилиндрического пенала диаметром 18 – 30 мм и длиной 100 – 600 мм, порошкообразного окислителя с технологическими добавками; электропускового устройства и дизельного топлива, вводимого в окислитель непосредственно на месте проведения добычных работ. Основным недостатком является сильное нарушение целостности камня для подготовки блока к выемке.

Так по данным ООО «Техногранит» (г. Челябинск) при производстве пиленой брусчатки из Нижне-Санарского гранодиорита, добытого с применением ГДШ, выход составил $6 - 7 \text{ м}^2/\text{м}^3$, из габбро-норита Шрау-Тау – $12 - 13 \text{ м}^2/\text{м}^3$, из Мансуровского гранита – $13 - 14 \text{ м}^2/\text{м}^3$.

Метод направленного гидроразрыва (НГР) осуществляется путем со-

здания на стенках скважин специальным инструментом (щелеобразователем) инициирующих щелей необходимой формы и размеров, полной их изоляции и последующим нагнетанием в них рабочей жидкости под давлением для создания протяженных трещин, обеспечивающих направленное и управляемое расслоение кровли. Для усиления направленности разрыва породы используют твердосплавные вставки на инструменте, нарезающие на стенках шпура концентраторы напряжений (борозды) при ударном внедрении [9].

Одним из перспективных способов, обеспечивающих снижение энергоемкости, материальных затрат и сохранение физико-технических характеристик разрабатываемых пород, является способ с применением невзрывчатых расширяющих смесей типа НРС-1, РТМ-100, «Тихий взрыв» (аналог – смесь известковая для горных и буровых работ (СИГБ), MaxDinamitCement; Bristar, Demeks). Основным ограничением, сдерживающим использование НРС в промышленности, является недостаточно надежная его работа при низких температурах [10].

Для отделения монолита от массива с помощью НРС бурят шпуры, диаметр и глубина которых, а также расстояние между ними определяются в зависимости от физико-механических свойств пород. С увеличением диаметра шпуров возрастает разрушающее усилие и вероятность холостого выстрела шпура вверх без достижения требуемого эффекта. Для высокопрочных пород при отделении монолитов от массива с помощью НРС рациональный диаметр шпуров, по данным практики, находится в интервале 36 – 60 мм, расстояние между шпурами 20 – 50 см. Глубина шпуров должна составлять не менее 70 % высоты отделяемого монолита. Шпуры заполняются рабочей смесью НРС на всю глубину.

Выбор способа подготовки блочного камня к выемке зависит: во-первых, от прочностных свойств, ценности камня и систем вертикальных (горизонтальных) продольных и поперечных трещин массива. При оценке ценности камня в первую очередь нужно оценивать его декоративные свойства, а также нужно учитывать спрос на определенный вид продукции [11,12].

Исследованиями установлено [14], что для «пластовых» месторождений на уступах высотой более 1,5 – 2 м в наибольшей степени удовлетворяет условию минимизации себестоимости комбинированный способ по двухстадийной высокоуступной схеме, когда на первой стадии от горного массива отделяется монолит с помощью АКМ, БВР или ГХП, а на второй стадии, без завалки монолита на рабочую площадку, осуществляется его разделка на товарные блоки с использованием станков строчечного бурения. Это связано с тем, что использование шпурового способа при больших расстояниях между трещинами снижает качество блоков и увеличивает процент потерь товарной продукции. Необходимо отметить, что целесообразность применения АКМ, БВР или ГХП будет зависеть как от ценности, так и от физико-механических свойств камня.

При этом, на «пластовых» месторождениях при расстояниях между

постельными трещинами от 0,5 до 2 м рационально применение шпурового способа отделения камня с использованием механических клиньев.

Также исследованиями установлено [8], что на месторождения где нет четко выраженных постельных трещин, а существующие трещины по степени проявления закрытого типа целесообразно применять АКМ, так как использование БВР и ГХП будет вызывать формирование дополнительных трещин.

Для обоснования способа подготовки блоков к выемке разработан алгоритм рис. 3. Так, на первом этапе, где оценивается возможная технологичность способа, анализируется наличие пологопадающих трещин, расстояние между трещинами и влияние климатического фактора (наличие отрицательных температур), а на заключительном этапе выполняется расчет экономической эффективности полученных альтернативных способов подготовки с использованием целевой функции максимизации прибыли с учетом минимизации затрат.

$$Z = \sum x_i c_i \rightarrow \min \quad (1)$$

где x_i - расход i -го ресурса;

c_i – цена единицы i -го ресурса, руб.

$$\Pi = \sum y_i p_i \rightarrow \min \quad (2)$$

где y_i - объем реализации i -й продукции;

p_i – прибыль от реализации i -й продукции, руб.

В таблице 2 представлены затраты ресурсов альтернативных вариантов (АКМ, БВР и ГХП) на примере Нижне-Санарского месторождения гранодиорита при производительности по блокам 6000 м³/год.

Нижне-Санарское месторождение характеризуется сложным горно-геологическим залеганием полезного ископаемого (отсутствие систем пологопадающих трещин) и особенностью физико-механических свойств гранодиорита (высокая прочность). Данные особенности оказывают влияние на высокий расход алмазного каната который составляет 1 погонный метр на 14 м² пропила. В таких условиях применение АКМ оказывается недостаточно эффективным, и выбор остается между БВР и ГХП.

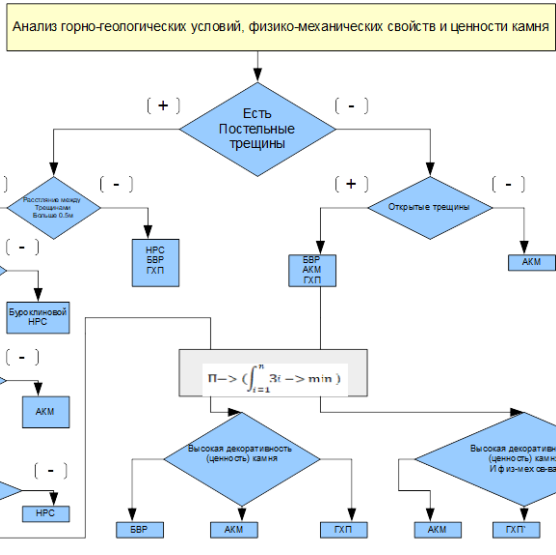


Рисунок 3 – Блок-схема обоснования рационального способа подготовки блоков к выемке при разработке месторождений высокопрочного камня

Таблица 2 – Затраты ресурсов альтернативных способов подготовки в условиях Нижне-Санарского месторождения гра-
нодиорита

Элементы затрат	Альтернативные способы подготовки									Итого, руб./м ³
	АКМ			БВР			ГХП			
	Стоимость затрат, руб/м ³									
	x _i - рас- ход i-го ресур- са, м ² /пм	c _i – цена единицы i-го ре- сурса, руб	З _i , руб/год	x _i - рас- ход i-го ресурса, кг/м ³ (т/км)	c _i – цена единицы i-го ре- сурса, руб	З _i , руб/год	x _i - расход i-го ре- сурса, кг/м ³ , (т/км)	c _i – цена едини- цы i-го ресур- са, руб	З _i , руб/год	
1. Затраты на алмазнока- натный контур	14	3840	6034285,7							1005,7
2. затраты на БВР: - БВР; -транспортиро-вание				<u>0,4</u> 0,25	<u>70</u> 150	<u>1803200</u> 1942000				624
3. Затраты на ГХП: - ГХП; -транспортиро-вание							<u>0,6</u> 0,25	<u>98</u> 150	<u>2116800</u> 1942000	676

Выводы

На основании проведенных исследований разработана классификация способов подготовки блочного камня к выемке из прочных пород в зависимости от вида разрушаемой нагрузки и методика обоснования рационального способа подготовки блоков к выемке при отработке месторождений высокопрочного камня, основанная на технологичности процесса с использованием целевой функции минимизации затрат. Выполненные расчеты технико-экономической эффективности применения альтернативных вариантов подготовки (АКМ, БВР и ГХП) для условий Нижне-Санарского месторождения гранодиорита показали, что рациональным способом является БВР. Применение АКМ может быть эффективным при не высоких прочностных свойствах полезной толщи (происходит снижение расхода алмазно-канатного контура), а также при больших расстояниях транспортирования до пункта переработки (свыше 100 км).

Список литературы

1. Ahmed Barakat, Mohamed El Baghdadi, Jamila Rais A GIS-Based Inventory of Ornamental Stone and Aggregate Operations in the Beni-Mellal Region (Morocco). *Arabian Journal for Science and Engineering* July 2015, Volume 40, Issue 7, pp. 2021–2031.
2. Гавришев С. Е., Бурмистров К. В., Заляднов В. Ю., Михайлова Г. В. Обоснование схемы вскрытия и направления развития горных работ при реконструкции карьеров по добыче строительного камня // *Горный журнал*. 2018. № 1. С. 27-32.
3. A. M. López-Buendía, C. Guillem, J. M. Cuevas, F. Mateos, M. Montoto Natural stone reinforcement of discontinuities with resin for industrial processing. *Engineering Geology* Volume 166, 8 November 2013, Pages 39-51.
4. Угольников Н. В., Доможиров Д. В., Генкель А. В. Анализ техники и технологии производства буровзрывных работ при применении эмульсионных ВВ на карьерах Южно-Уральского региона // *Актуальные проблемы современной науки, техники и образования*. 2012. Т. 1. № 70. С. 67-70.
5. Доможиров Д.В., Носов И.И., Прохоров А.А., Носов В.И Аутсорсинг процесса подготовки горных пород к выемке на карьерах строительного камня при использовании ЭВВ "Сибириг" на примере ООО "Уральский сибириг". // *В сборнике: Добыча, обработка и применение природного камня Сборник научных трудов. Под редакцией Г.Д. Першина*. 2016. С. 86-90.
6. Букато И. В., Бибииков Б. И. Впервые в России: алмазно-канатная добыча блоков прочного камня // *Империя камня*. – 2005, июнь. – С. 36-44.
7. Савельев Г. П. Опыт применения технологии добычи гранитных блоков алмазно-канатными пилами (карьер Восточно-Варламовского месторождения гранитов) // *Камень вокруг нас*. – 2007. – С. 8-9.
8. Першин Г. Д., Голяк С. А., Уляков М. С., Караулов Н. Г., Сорокин И. С., Домнин В. Ю., Иштакбаев Р. Ф. Современные способы вскрытия рабочих горизонтов при разработке месторождений мрамора // *Успехи современного естествознания*. 2014. № 12-3. С. 225-230.

9. Вагин В. С., Гуров М. Ю., Исмагилов К. В. Гидродинамический способ разделки монолитов природного камня на блоки // Горные машины и автоматика. – 2006. – №3. – С.15-16.

10. Пшеничная Е. Г., Першина Н. Г. Экспресс-метод оценки работоспособности НРС в лабораторных условиях // Добыча, обработка и применение природного камня: сб. науч. трудов. – Магнитогорск, 2008. – С. 106-113.

11. Першин Г. Д., Караулов Г. А., Караулов Н.Г., Караулов А.Г. Обоснование способов комплексного использования мраморного сырья// Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1.

12. J. Carvalho, C. Lopes, A. Mateus, L. Martins, M. Goulão Planning the future exploitation of ornamental stones in Portugal using a weighed multi-dimensional approach. Resources Policy Volume 59, December 2018, Pages 298-317. doi.org/10.1016/j.resourpol.2018.08.001.

13. Ковалев А. В. Направления совершенствования взрывной технологии добычи блочного камня в массиве с интенсивной трещиноватостью // Горные науки и технологии. 2018. № 1. С. 23-34.

14. Першин Г. Д., Уляков М. С. Анализ влияния режимов работы канатных пил на эффективность добычи блоков природного камня // Журнал Сибирского федерального университета. Серия: Техника и технологии. 2015. Т. 8. № 7. С. 928-940.

15. S. Najmedin Almasi, Raheb Bagherpour, Reza Mikaeil, Yilmaz Ozcelik, Hamid Kalhori Predicting the Building Stone Cutting Rate Based on Rock Properties and Device Pullback Amperage in Quarries Using M5P Model Tree. Geotech Geol Eng. 2017, 35: pp. 1311–1326. DOI 10.1007/s10706-017-0177-0.

УДК 622

С.Е. Гавришев, К.В. Бурмистров, Н.Г. Томилина, Г.В. Михайлова
ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия

РАЗРАБОТКА СОВМЕСТНОЙ СХЕМЫ ВСКРЫТИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ЮБИЛЕЙНОЕ»

Аннотация. Одной из основных задач в период перехода с одного способа разработки на другой является обеспечение постоянства объемов добычи руды для сохранения работоспособности всей созданной инфраструктуры горно-обогатительных комбинатов. Наиболее продолжительными во времени и затратными являются схемы вскрытия запасов стволами с поверхности. В связи с этим горнодобывающие предприятия нередко прибегают к комбинации схем вскрытия, когда на первых этапах используются схемы вскрытия из пространства существующих карьеров, а в последующем переходят к схемам вскрытия с использованием стволов, пройденных с поверхности. При формировании схем вскрытия законтурных запасов из карьерного пространства возникает необходимость в адаптации новой схемы вскрытия в уже существующую схему вскрытия открытой горной разработки. В данной статье вопросы адаптации схем вскрытия рассмотрены на примере рудника «Юбилейный».

Введение

Переход с открытого на открыто-подземный и подземный способы разработки месторождения является, как правило, продолжительным по времени и требует существенных капиталовложений [1-5]. Известны примеры, когда переход на подземный способ разработки составлял более 10 лет [6]. В связи с этим на первых этапах функционирования подземного рудника используются схемы вскрытия из пространства карьеров.

Юбилейное месторождение медно-цинко-колчеданных и бурожелезнякавых золотосодержащих руд расположено на территории Хайбуллинского района Республики Башкортостан, на восточном склоне Южного Урала.

В настоящее время на Юбилейном месторождении осуществляется доработка запасов открытым способом и производится строительство подземного рудника для разработки законтурных запасов. Юбилейный карьер в длину, как и в ширину, составляет 1120 м. Глубина карьера – 330 м с абсолютной отметкой дна 90 м.

Схема вскрытия карьера выполнена комбинированным способом: верхняя часть – внешней капитальной траншеей, остальные горизонты – внутренней общей траншеей. Форма трассы комбинированная спиральная с петлевой. Руководящий уклон 80%, при ширине транспортной бермы 22 м.

Основная часть

С целью эффективной и безопасной эксплуатации подземного рудника возникла необходимость создания участка транспортной бермы для обслуживания карьерного водоотлива на дне карьера [7-9]. Участок трассы должен обеспечить сохранность дна карьера без пересыпки созданной емкости накопления карьерных вод. В связи с этим необходимо осуществить перенос участка капитального съезда между отметками +270 м - +90 м на западный борт карьера для движения автосамосвалов типа Volvo A40D и изменения схемы карьерного водоотлива.

На обоснование параметров схем вскрытия определяющее влияние оказывает тип и вид применяемого транспорта [10-13]. На выбор варианта размещения транспортной бермы в указанных отметках оказала влияние достаточно сложная конструкция борта. Существующий участок борта характеризуется углами наклона в пределах 39-47°, отсутствием замкнутых по периметру предохранительных берм, а лишь частично разрушенными бермами с деформационными проявлениями в виде осыпей, переменными параметрами нерабочих уступов по высоте и углу откоса.

Для целей подземной разработки запасов месторождения на западном борту карьера имеется портал наклонного съезда подземного рудника.

На участке съезда от поверхности до портала предусматривается использование автосамосвалов БелАЗ-7555. Дополнительное расширение контуров карьера и вовлечение в отработку запасов не предусматривается.

Отработку оставшихся запасов открытым способом планируется осуществить за 1-2 года. В дальнейшем отработка месторождения будет производиться только подземным способом. При этом планируется поддержание в работе карьерного водоотлива, а также использования карьер-

ерных транспортных коммуникаций для доставки рудной массы из подземного рудника, а также оборудования и материалов в шахту.

Размещение системы транспортных съездов только на западном борту карьера позволит отказаться от использования участка карьерной автодороги восточного борта, находящегося в зоне влияния подземных горных работ.

При проработке возможных вариантов участка транспортной бермы учитывались следующие влияющие факторы и ограничения:

- предельно допустимый уклон съездов составляет до 150‰;
- ширина транспортной бермы должна соответствовать условиям для одностороннего движения автосамосвала Volvo A40D;
- для отсыпаемых участков трассы рассмотреть возможность использования вскрышных пород от проходки подземных выработок и разноса борта карьера;
- рассмотреть возможность использования участков ранее пройденных участков трассы, а также участков предохранительных берм;
- не располагать транспортную берму на участках борта карьера, на которых происходят деформационные процессы в виде осыпания горных пород;
- размещение участка транспортной бермы не должно проходить в зоне восточного борта.

В ходе исследований были рассмотрены 2 варианта трассы (рис. 1) как наиболее приемлемые, предполагающие частичное размещение на северном борту карьера.

В первом варианте предусматривается использование существующего участка трассы на северном борту практически без изменений до петлевого поворота, в нижней части трассы необходимо два участка выполнить с отсыпкой.

Во втором варианте существующий участок трассы, расположенный на северном борту карьера, углубляется с уклоном трассы 150‰, при этом в нижней части только один участок отсыпается вскрышными породами.

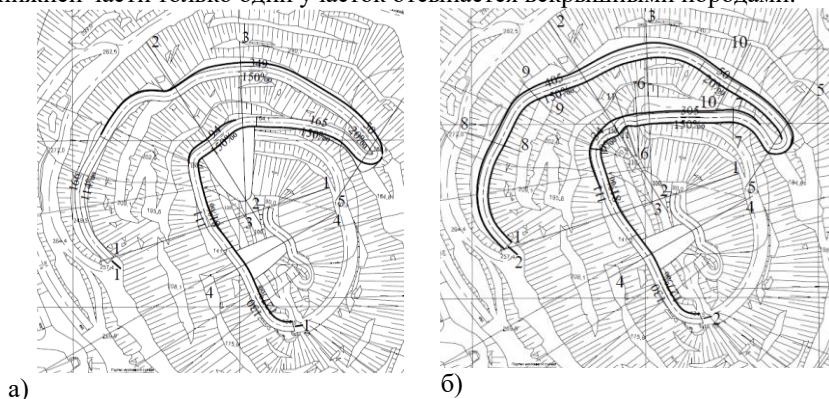


Рисунок 1 – Варианты проектируемой трассы:
а) 1-й вариант, б) 2-й вариант

При формировании участка транспортной бермы предусматривается частичная подработка борта, что может повлиять на его устойчивость на рассматриваемом участке. В связи с этим был выполнен расчет устойчивости откосов бортов карьера. В табл. 1 представлены физико-механические свойства пород, слагающих борт карьера.

Таблица 1 – Физико-механические характеристики массива горных пород

Наименование	Рыхлые отложения	Скальные породы
Объемный вес γ , т/м ³	2,00	2,74
Сцепление в массиве C , т/м ²	3,3	59,9
Угол внутреннего трения ϕ , град.	21,8	35,0

Характерный геологический разрез на участке формируемого автомобильного съезда представлен на рис. 2.

Нормативными документами предусматривается минимально допустимый коэффициент запаса устойчивости, равный 1,30. Это позволит обеспечить долговременную устойчивость борта карьера [14].

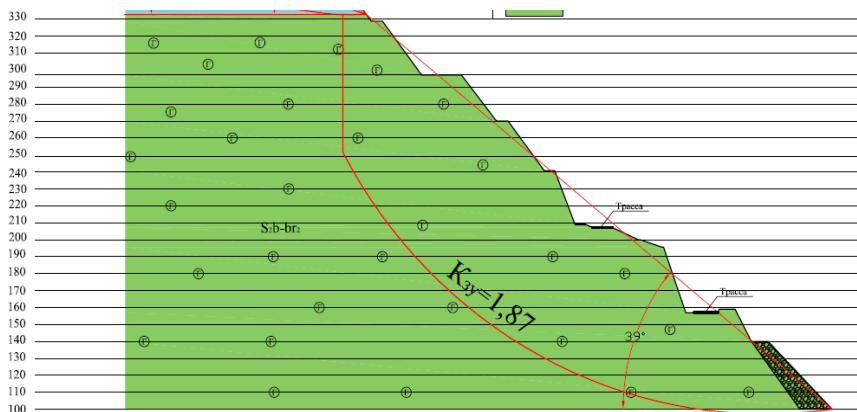


Рисунок 2 – Борт карьера с проектируемой трассой в разрезе

Согласно проведенным расчетам минимальный коэффициент запаса устойчивости в проектных контурах составит 1,77, максимальный - 1,97, что выше предельного нормативного значения. Так как окончательный выбор осуществляется между вариантами 6 и 7, было проведено их технико-экономическое сравнение, результаты которого представлены в табл. 2.

Таблица 2 – Затраты на строительство автодороги в карьере

Показатели	Вариант 6	Вариант 7
Протяженность трассы, м	1065	1035
Объем БВР, м ³	29505	37734
Объем выемочно-погрузочных работ, м ³	37836	37734
Объем отсыпаемых пород, м ³	37836	14986
Затраты, млн. руб.	5,47	6,69

Таким образом, затраты на строительство автодороги по 1-му варианту на 18,2% меньше, чем по 2-му варианту, поэтому 1-й вариант был рекомендован к применению на месторождении «Юбилейное».

Заключение

Переход с открытого на подземный способ разработки месторождения осуществляется за 8-10 лет до выхода на стабильный уровень добычи с подземного рудника. Для обеспечения постоянного безразрывного во времени процесса добычи руды предусматривается поэтапное формирование системы вскрытия. На первом этапе законтурные запасы вскрываются наклонным съездом, пройденным из карьера. В период функционирования данной схемы осуществляется строительство стволов с поверхности. Вновь формируемая схема вскрытия с использованием наклонного съезда должна адаптироваться под существующую схему вскрытия карьера. Для связи площадки размещения портала подземного рудника с поверхностью пройден участок автомобильного съезда. Однако для функционирования подземного рудника необходимо обеспечить обслуживание и поддержание в работе карьерного водоотлива. Для этого необходимо обеспечить транспортный доступ ко дну карьера. Использование существующей схемы вскрытия карьера для этих целей осложняется необходимостью разноса бортов карьеров для обеспечения безопасности процесса транспортирования. В связи с этим были проведены исследования по формированию участка транспортной бермы между отм.+270 м, соответствующей размещению портала подземного рудника, и отм. +90 м, соответствующей отметке дна карьера. Было рассмотрено два варианта развития схемы вскрытия с частичным размещением на северном борту. Во втором варианте строительство трассы на 18,2% дороже, чем при 1-м варианте. В связи с этим 1-й вариант был рекомендован к применению на месторождении «Юбилейное».

Список литературы

1. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В. Проектирование формирования и развития горнотехнических систем при комбинированной геотехнологии // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2015. – S 1-1. – 229-240.
2. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В., Калмыков В.Н., Петров Ю.А., Суслов В.А. Комбинированная геотехнология при освоении алмазнос-

ного месторождения трубки «Удачная» // Журнал «Горная Промышленность». – 2005. - №4(62). - с. 22-26.

3. Kalabin G.V. Principles of Macro-Ecological Risk Mapping of Mining Industry Areas. Journal of Mining Science, 2012, Vol. 48, No. 6, pp. 1071-1078.

4. Ramani R.V. Surface mining technology: progress and prospects // Procedia Engineering, 2012. Vol. 46. pp.9-21.

5. Курсакин Г.А., Фаткулин А.А., Макишин В.Н., Жуков А.В. Обоснование принципов развития геотехнологии подземной разработки жильных месторождений // Проблемы освоения георесурсов Дальнего Востока. Выпуск 4: Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). Отдельные статьи (специальный выпуск). — 2013. — № 12. С. 61-74

6. Гибадуллин, З.Р. Технология разработки месторождений Учалинского ГОКа / З.Р. Гибадуллин, В.П. Красавин, А.К. Самусенко // Горный журнал. – 2004. - №6.- С. 25 – 30.

7. Argimbaev K.R., Yakubovskiy M.M., 2014. Economic Substantiation of a Quarry Usage and an Overburden Dumps, Considering the Disposal of Industrial Waste in them. World Applied Sciences Journal, 29(12): 1621-1625.

8. Paramonov G.P., Mysin A. V., Babkin R. S., Formation of Load Parameters of Destroyed Massife in Explosion of Multicharge Composition with Separation of its Parts by Profile Inert Interval / IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, № 87, Т 5, 2017. С 11 - 16.

9. Принципы управления безопасностью производства при совершенствовании технологических схем карьеров / Цыганов А.В., Осинцев Н.А., Бурмистров К.В., Колонюк А.А., Заляднов В.Ю. // Проблемы повышения экологической и промышленной безопасности производственно-технических комплексов промышленных регионов: Сб. науч. тр. 4 Всерос. конф. – Магнитогорск: МГТУ, 2004. С. 66-68.

10. Czaplicki J.M., 2009. Shovel-truck systems. Modelling analysis and calculation. CRC Press, London

11. Яковлев В.Л., Бахтурин Ю.А., Журавлев А.Г. Основные аспекты формирования и новые научные направления исследований транспортных систем карьеров // Наука и образование, 2015, №4, с. 67-72.

12. The Selection of Open-pit Dump Trucks at the Reconstruction of Quarry / Burmistrov K.V., Osintsev N.A., Shakshakpaev A.N. // Procedia Engineering, 2017. Volume 206, pp. 1696-1702.

13. Гавришев С.Е., Бурмистров К.В. Проектирование технологических схем вскрытия запасов и транспортирования горной массы при открыто-подземном способе разработки месторождения // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2015. № 9601. С. 291-300.

14. Г.Л. Фисенко Устойчивость бортов карьеров и отвалов. М.: Недра. 1965. 378 с.

КАРЬЕРНАЯ ВСКРЫВАЮЩАЯ ВЫРАБОТКА ДЛЯ ОТКРЫТО-ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Аннотация. Переходный период от открытого к открыто-подземному способу разработки месторождений является одним из самых сложных для горнодобывающего предприятия. От своевременности и правильности принятого решения о начале переходного периода зависит продолжительность перехода от одного способа разработки к другому, капитальные затраты на формирование новой схемы вскрытия и последующие эксплуатационные затраты на доставку полезного ископаемого. Для сокращения продолжительности переходного периода и снижения капитальных затрат применяют схемы вскрытия с использованием карьерного пространства. Однако данные схемы характеризуются повышенными эксплуатационными затратами на разработку месторождения, сложность адаптации к существующей схеме вскрытия карьера, а также необходимостью поддержания на весь период использования системы карьерных съездов, что может являться ограничением на использование некоторых систем разработки, например с обрушением пород, а также при выборе последовательности отработки месторождения. В таких условиях актуальна разработка схем вскрытия и карьерных вскрывающих выработок позволяющих минимизировать влияние схемы вскрытия карьера на развитие подземного рудника.

Горнодобывающие предприятия функционируют в условиях динамично изменяющихся факторов внешней и внутренней среды. Разработка крутопадающих месторождений происходит, как правило, в течение длительных периодов составляющих несколько десятилетий. В течение этого срока внешние и внутренние факторы функционирования карьеров изменяются: меняется ситуация на сырьевых рынках, уточняются запасы и качество полезного ископаемого на месторождении, разрабатываются новые виды техники и пр. В результате изменения данных факторов на предприятии пересматривают параметры текущих этапов открытой разработки, производят реконструкции, переходят на комбинированный открыто-подземный способ разработки. Изменения, которые происходят на предприятии при переходе на новый этап или способ разработки проходят в течение определенных периодов – переходных периодов. Принятие решения о переходе на новый этап или способ разработки осуществляется на основе технико-экономического анализа возможных вариантов. Это достаточно сложная, трудоемкая и ответственная задача, при решении которой предстоит проанализировать большое количество технических, технологических и других факторов [1].

Анализ теории и практики разработки крутопадающих месторожде-

ний показал, что система разработки на месторождении для заданных горнотехнических условий является практически не изменяемой, а ее параметры регулируются в ограниченном диапазоне, при этом система вскрытия ее параметры могут существенно отличаться по этапам разработки. Параметры системы вскрытия влияют на конструкцию рабочего, временно-нерабочего и нерабочего бортов карьера, что в свою очередь влияет на средний и текущий коэффициент вскрыши и соответственно на капитальные и эксплуатационные расходы. При переходе с одного способа разработки на другой параметры сформированной в карьере системы вскрытия во многом определяют технологические возможности и экономические показатели строительства и эксплуатации подземного рудника на месторождении при использовании карьера для доставки рудной массы на поверхность. Сложность формирования схемы вскрытия с использованием карьерного пространства возрастает с ростом глубины веления открытых горных работ. Наиболее сложными являются переходные периоды, когда текущие глубины ведения открытых горных работ могут превышать 500 м, а конечные – приближаются к 1000 м. В таких условиях схема вскрытия карьера чаще всего предусматривает расположение системы автомобильных съездов по всему периметру карьера. Данные съезды в последующем будут использоваться для обслуживания подземного рудника.

При разработке полезных ископаемых с низким содержанием полезного компонента, а также прибортовых запасов, как правило используют системы разработки с обрушением вмещающих пород. В таких условиях деформации могут проявляться непосредственно на бортах карьера и привести к обрушению участков автомобильных съездов и перекрыть доступ технологического транспорта к portalу подземного рудника. Для лучшего совмещения схем вскрытия открытых горных работ и подземных необходимо сформировать схему вскрытия карьера сконцентрированную на локальном участке борта.

Известно, что использование карьерных подъемников различных видов позволяют повысить эффективность и безопасность разработки месторождений [2, 3, 4, 5]. В том числе данный вид карьерного транспорта эффективен в переходные периоды от открытого к открыто-подземному способу разработки [6, 7]. Однако, строительство подъемников в карьере подразумевает также наличие вскрывающих выработок для движения автомобильного транспорта, что существенно подразумевает дополнительные объемы вскрывных работ для обеспечения конструктивного угла нерабочего борта карьера. На основе предложенного в настоящей статье подхода был разработан проект вскрывающей выработки, которая может быть применена в переходный период на заключительный этап открытого способа разработки и на открыто-подземный способ разработки месторождения (рис.) [8].

Таким образом, в переходный период от открытого к подземному способу разработки предлагается формировать схему вскрытия с исполь-

зованием разработанной вскрывающей выработки с карьерным подъемником, размещенным на борту карьера без необходимости поддержания системы карьерных вскрывающих выработок для автомобильного транспорта. При этом, в переходный период, формируется карьерная вскрывающая выработка, которая представляет собой карьерный подъемник, соединенный единым приводом с подъемным устройством, обслуживающим подземный рудник. Данное подъемное устройство позволяет производить подъем и спуск оборудования и материалов для подземного рудника без использования автотранспорта и автомобильных карьерных съездов. С учетом того, что для рекомендуемых видов переходных периодов характерно значительное сокращение объемов перевозки (до 10 раз и более), данная выработка обеспечит необходимый грузооборот по основным и вспомогательным материалам.

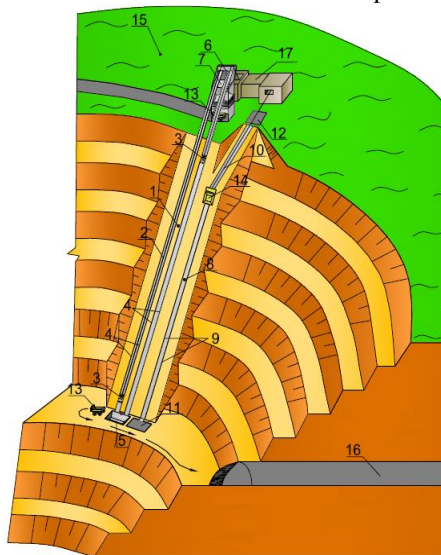


Рисунок – Проект карьерной вскрывающей выработки для подземного рудника: 1 – карьерный подъемник; 2 – тяговая часть подъемника; 3 – транспортируемая горная масса; 4 – трасса подъемника; 5 – погрузочный бункер; 6 – разгрузочная башня; 7 – разгрузочный бункер; 8 – подъемное устройство; 9 – направляющие для шахтного оборудования; 10 – стальной канат подъемного устройства; 11 – площадка приема и подачи оборудования на нерабочем борту карьера; 12 – площадка приема и подачи оборудования на поверхности; 13 – автосамосвал с породой из рудника; 14 – самоходное транспортное оборудование; 15 – поверхность; 16 – подземная выработка

Реализация предлагаемого в работе подхода с использованием карьерной вскрывающей выработки оснащенной подъемниками различных видов позволяет снизить затраты на транспортирование горной массы до 70%, на выполнение вскрышных работ – до 45%, сократить объемы выбросов загрязняющих веществ до 50%, а также значительно улучшить условия труда персонала предприятия и повысить безопасность производства работ.

Список литературы

1. Каплунов Д.Р., Чаплыгин Н.Н., Рыльникова М.В. Принципы проектирования комбинированных технологий при освоении крупных месторождений твердых полезных ископаемых // Горный журнал. 2003. № 12.

С. 21-25.

2. Яковлев, В.Л. Теория и практика выбора транспорта глубоких карьеров / В.Л. Яковлев. - Новосибирск: Сиб. отд-ние: Наука, 1989. - 240 с.

3. Яковлев В.Л., Бахтурин Ю.А., Журавлев А.Г. Основные аспекты формирования и новые научные направления исследований транспортных систем карьеров // Наука и образование, 2015, №4, с. 67-72.

4. Громов Е.В. Повышение эффективности разработки месторождений бедных руд в условиях экологических ограничений (на примере апатит-нефелинового месторождения «Партомчорр»): диссертация ... канд. техн. наук: 25.00.22 / ФГБУН Горный институт Кольского научного центра Российской академии наук, 2016. 164 с.

5. Принципы управления безопасностью производства при совершенствовании технологических схем карьеров / Цыганов А.В., Осинцев Н.А., Бурмистров К.В., Колонюк А.А., Заляднов В.Ю. // Проблемы повышения экологической и промышленной безопасности производственно-технических комплексов промышленных регионов: Сб. науч. тр. 4 Всерос. конф. – Магнитогорск: МГТУ, 2004. С. 66-68.

6. The Selection of Open-pit Dump Trucks at the Reconstruction of Quarry / Burmistrov K.V., Osintsev N.A., Shakshakpaev A.N. // Procedia Engineering. 2017. Volume 206, pp. 1696-1702.

7. Гавришев С.Е., Бурмистров К.В., Корнилов С.Н., Томилина Н.Г. Обоснование технологических схем транспортирования горной массы с применением карьерных подъемников при разработке месторождений открыто-подземным способом // Горный журнал. – 2016. - №5 (2226). – С. 41-47.

8. Патент на полезную модель 186195 РФ. Карьерное подъемное устройство / А.А. Гоготин, В.Н. Калмыков, С.Е. Гавришев, К.В. Бурмистров. – Опубл. 11.01.2019, Бюл. №2.

УДК 622.831; 622,2; 622.235

В.А. Еременко, А.В. Мясков

Горный институт НИТУ «МИСиС», г. Москва, Россия

Ю.П. Галченко*

ИПКОН РАН, г. Москва, Россия

ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТЕЙ СОЗДАНИЯ ПРИРОДОПОДОБНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Аннотация: На основе полученных в ИПКОН РАН результатов фундаментальных исследований теории и общей методологии развития нового научного направления по созданию природоподобных технологий добычи минерального сырья, сформулирована задача практикоориентированных исследований по созданию конвергентных горных технологий

* Работа выполнена при финансовой поддержке Российского научного фонда (проект № 19-17-00034).

подземной разработки мощных месторождений твёрдых полезных ископаемых. В статье представлена информация о разрабатываемой в Научно-исследовательском центре «Прикладная геомеханика и конвергентные горные технологии» Горного института НИТУ «МИСиС» конвергентной горной технологии для условий подземной отработки мощных месторождений и месторождений каменной соли.

Ключевые слова: природно-технические системы, освоение недр, природоподобные технологии, конвергенция, моделирование, эксперимент, геологические типы месторождений, конвергентные горные технологии.

Анализ современного состояния исследований по поиску путей и методов сохранения биоты Земли при интенсивном освоении минеральных ресурсов ее литосферы позволил сформулировать научную задачу, определенную в рамках обозначенной выше проблемы - фундаментальные практикоориентированные исследования по созданию природоподобных конвергентных горных технологий разработки различных геологических типов месторождений твердых полезных ископаемых. Масштаб решаемой фундаментальной задачи определяется тем, что основной объем вещества, применяемого для построения всех элементов техносферы, сегодня и в обозримом будущем будет добываться из литосферы нашей планеты путем разработки месторождений твердых полезных ископаемых.

Определен характер общей методологии решения поставленной научной задачи - возможность создания конвергентных горных технологий, внешнее воздействие которых регламентировано условиями сохранения естественной биоты нарушаемых добывающими предприятиями природных экосистем.

Предлагаемая методология разрешения системных противоречий в области разработки месторождений представляет собой двухуровневую систему подходов и действий.

На первом уровне глобальное антагонистическое противоречие между техно и биосферой трансформируется в цепь локальных противоречий между единичными добывающими предприятиями и конкретными экосистемами, в границах которых они функционируют. На этом этапе проведения исследований решается проблема формирования биоподобной функциональной структуры освоения запасов месторождения в виде сложной природно-технической системы [1-3].

На втором уровне, в условиях определённости свойств всех элементов рассматриваемой природно-технической системы освоения недр, каждое из локальных противоречий, в свою очередь, преодолевается путём целенаправленного создания, на основе современной теории конвергенции наук, конвергентных горных геотехнологий, функциональная структура которых подобна функциональной структуре биологических систем, а внешнее воздействие - регламентировано условиями сохранения биоты нарушаемых при освоении недр природных экосистем. На этом этапе исследований решается фундаментальная практикоориентированная науч-

ная задача по обоснованию подходов и методов, которые на основе новых эколого-физических эффектов и биогенных принципов функционирования природно-технических систем освоения недр, обеспечат создание нового класса горных технологий для разработки каждого геологического типа месторождений твёрдых полезных ископаемых.

При использовании современных горных технологий, основанных на экстенсивных методах преодоления горного давления и избавления от отходов, неизбежной платой за локальную геомеханическую безопасность добычных работ, является появление очагов опасных напряжений в налегающих массивах и повышение потерь балансовых запасов в целиках различного размера и назначения [4-9].

Так как минерально-сырьевой комплекс, при всей его масштабности, представляет собой глобальную систему, состоящую из отдельных разрабатываемых месторождений, то актуальной является проблема обеспечения геомеханической и экологической безопасности разработки различных геологических типов месторождений с высокими показателями полноты и качества извлечения балансовых запасов за счёт научного обоснования и создания конвергентных горных технологий, основанных на активных методах управления вторичным напряжённым состоянием массива и замкнутом цикле обращения добытого вещества литосферы.

В настоящее время поиски путей и методов сохранения биоты Земли при интенсивном освоении минеральных ресурсов её литосферы идут во всём мире. Это одна из вечных проблем горной науки, значение которой быстро возрастает по мере увеличения средней глубины залегания перспективных запасов практически всех видов минерального сырья и ужесточения экологических ограничений, регламентирующих техногенное воздействие добывающих предприятий на биоту и абиоту природных экосистем.

Впервые в истории горных наук проблема возможностей и путей создания природоподобных горных технологий была поставлена в ИПКОН РАН, когда при проведении цикла фундаментальных исследований по гранту РФФИ №96-05-64784а (1996г.) была выдвинута, разработана и теоретически подтверждена гипотеза о том, что уровень экологической безопасности техногенных геосистем по отношению к системам биологическим пропорционален степени единообразия принципов функционирования обоих типов систем. Сформированное в результате новое научное направление было определено, как создание экогеотехнологий.

Рассматривая зарубежный опыт, следует отметить, что исследований, которые были бы направлены непосредственно на изучение проблемы создания природоподобных горных технологий, в настоящее время не обнаружено. Однако, в последние годы достаточно четко оформилась идея создания принципиально новых технологий и материалов путём переориентации генерального направления инновационного технологического развития на поиск путей воспроизводства биоподобных функциональных структур различного назначения или воспроизведения тех или

иных биологических процессов.

Применительно к некоторым частным задачам, имеющим определённое отношение к рассматриваемой проблеме природоподобных горных технологий, среди зарубежных институтов и научно-исследовательских центров можно выделить работы: CSIRO (Академия наук Австралии); MREWA (Исследовательский институт горного дела Западной Австралии); ACG (Австралийский центр геомеханики университета Западной Австралии); Curtin University (WASM) (Горный институт Западной Австралии); UNSW (Университет нового Южного Уэльса); AuSIMM (Институт горного дела и металлургии (Австралия)); CIM (Институт горного дела и металлургии Канады); EGBC (Профессиональная организация инженеров геомехаников Британской Колумбии (Канада)); McGill University (Университет МакГилл, кафедра горного дела (Канада)); UBC (University British Col.) (Университет Британской Колумбии (Канада)); Laurentian University (Канада); CSIR (Академия наук ЮАР); University of Witwatersrand (Университет Витватерсранда (ЮАР)).

Среди горнодобывающих компаний можно выделить: Rio Tinto (системы разработки с этажным и подэтажным обрушением, с самообрушением, системы разработки с твердеющей и пастовой закладкой выработанного пространства, автоматизация производства (безлюдная выемка) и др.); Newcrest (системы разработки с обрушением (самообрушение, подэтажное), с твердеющей и пастовой закладкой выработанного пространства); Barrick и GoldFields (системы разработки камерные, системы с твердеющей и пастовой закладкой выработанного пространства).

В целом, зарубежные исследования можно охарактеризовать, как инновационное преобразование горно-технологической базы, которое движется не от новых фундаментальных знаний и научных принципов, а от способов рационализации существующих форм производственной деятельности. Полученные результаты имеют локальный характер и направлены на решение текущих, а не перспективных задач.

Состояние породного массива в структурной основе техногенно измененных недр – зоне техногенного разрушения – определяется особенно сильно процессами извлечения полезных ископаемых, то есть набором необходимых для этого действий. Новое для вещества литосферы свойство – подвижность при разработке твёрдых полезных ископаемых может быть обеспечено в рамках применяемых геотехнологий путём дезинтеграции вещества в заданном объёме. Обеспечение геомеханической безопасности при этом, будет связано с решением фундаментальной проблемы по преодолению влияния антропогенного разрушения литосферы на процессы, протекающие в её динамических структурах. Это предполагает, с одной стороны, необходимость раскрытия закономерностей изменения свойств природных литосферных объектов при техногенном вторжении в них, а с другой – определения условий, при которых постоянно воспроизводятся устойчивые динамические структуры, не порождающие кардинальных изменений состояния литосферы, включая флюидонесу-

щие горизонты. Выполненный при проведении исследований анализ геотехнологий, применяемых для подземной добычи минерального сырья (то есть формирования зоны техногенного разрушения), позволил выделить одну общую для всех случаев особенность развития геотехнологических и геомеханических процессов – добыча полезного ископаемого в зоне техногенного разрушения литосферы и защита этой зоны от последствий геомеханического возмущения прилегающих участков литосферы всегда совмещены по времени. В связи с этим, очистная выемка неизбежно включает в себя необходимость выполнения дополнительных процессов, обеспечивающих поддержание динамического равновесия всей геотехнической системы. Кроме того, при наличии во вмещающих породах флюидонесущих коллекторов (с водой, нефтью, рассолами или газами), горные работы всегда оказываются незащищенными от их проявлений со всеми вытекающими отсюда последствиями. Таким образом, при развитии геотехнологий всегда имеет место локальное противоречие между необходимостью и возможностью изменения геотехнологий при изменении условий разработки.

Опережающее формирование внешних контуров обрабатываемых участков, блоков, камер путем создания каркасной объемной конструкции открывает совершенно новые возможности при выборе технологии очистной выемки, делая этот выбор независимым от развития поля вторичных изменений геофизического состояния массива. Тогда можно геотехнологическую идею каркасного варианта конвергентной горной технологии сформулировать так: принципиально новые возможности повышения безопасности и эффективности достигаются путем целенаправленной компоновки во времени и пространстве известных горных технологий с различными характеристиками.

Это означает, что общая кластерная система конвергентной горной геотехнологии подземной разработки месторождений функционирует за счёт последовательно-параллельного взаимодействия трёх основных технологических кластеров (рис. 1):

- опережающее возведение несущей «каркасной» конструкции в виде оконтуривающего и разделительного и искусственных массивов из закладочных материалов необходимого качества;
- обработка основных запасов месторождения (участка) с применением геотехнологий, отвечающих геологическим особенностям вынимаемых участков;
- реабилитация выработанного пространства в пределах обрабатываемого участка или месторождения.

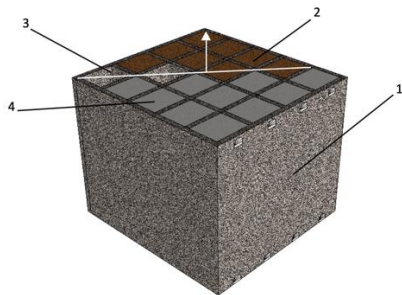


Рисунок 1 – Каркасный вариант конвергентной горной технологии. 1 – каркас; 2 – руда; 3 – отработанные камеры; 4 – отходы горного производства; → диагональный фронт и направление ведения очистных работ.

Для разработки крупномасштабных месторождений, в которых количество и качество полезного ископаемого позволяет использовать системы разработки с естественным поддержанием выработанного пространства, принцип превентивности в чистом виде не используется, но трансформируется в положение о том, что при опережающей отработке запасов очистных камер потери в междукamerных целиках уменьшаются за счёт формирования криволинейных боковых поверхностей при изменении формы камер на цилиндрическую.

Такой вариант конвергентной технологии был смоделирован для условий отработки месторождений каменной соли. Рассматривается два конструктивных варианта системы разработки: 1 – при условии отработки камер снизу-вверх с применением механизированных комплексов (рис. 2); 2 – при условии отработки камер сверху вниз механизированным устройством, расширяющим пилотную скважину и перепуском через неё полезного ископаемого, разработка которого в настоящее время проводится в ИГД СО РАН [10]. При 1 и 2 конструктивных вариантах системы разработки подготовительные выработки проходятся сечением от 16 до 36 м²; высота камер 68-88 м (72-92 м); диаметр камер 3-6 м; нормальное расстояние между вертикальными выработками 2 м; расстояние между осями камер – 8-14 м; скорость проходки одной вертикальной камеры – 6 суток; при добычи необходима одновременная работа 5- 4 (5) механизированных комплексов.

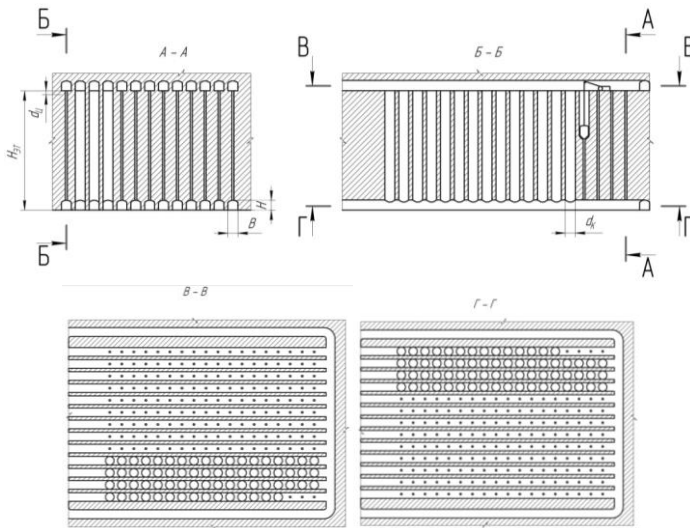


Рисунок 2 – Вариант системы разработки с применением сотовых горных конструкций и отработкой камер сверху вниз механизированным устройством, расширяющим пилотную скважину и перепуском через нее полезного ископаемого на концентрационный горизонт: $H_{эт}$ – высота этажа; B – ширина горизонтальных выработок; H – высота горизонтальных выработок; d_k – диаметр камеры; d_u – высота потолочного целика камеры.

Выполнена серия виртуальных экспериментов с использованием численных моделей в программном комплексе Map3D и установлено, что при формировании в горном массиве достаточно крупной неоднородности (например, обрабатываемого участка рудного тела) условия воспроизводства устойчивых динамических структур в литосфере будут определяться только релаксационными процессами на внешнем контуре неоднородностей. Поэтому опережающее формирование этого контура открывает реальную возможность преодоления, обозначенного выше локального противоречия, за счет того, что при формировании и развитии зоны техногенного разрушения процессы добычи полезного ископаемого и защиты от последствий геомеханических возмущений литосферы разделяются во времени.

Список итературы

1. Моисеев Н.Н. Человек и ноосфера. М.: Молодая гвардия. – 1990. – 351 с.
2. Трубецкой К.Н., Галченко Ю.П. Природоподобные горные технологии – перспектива разрешения глобальных противоречий при освоении минеральных ресурсов литосферы // Вестник РАН, Т. 87, № 7. – 2017. – С. 643-650.
3. Трубецкой К.Н., Галченко Ю.П. Геоэкология освоения недр и

экогеотехнологии разработки месторождений. М.: Научтехлитиздат. – 2015. – 360 с.

4. Рыльникова М. В., Еременко В. А., Есина Е. Н. Условия формирования зон концентрации энергии горного массива // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). Научная монография (специальный выпуск) — М.: издательство «Горная книга» — 2014. — № 12. — 180 с.

5. Рыльникова М.В., Ерёмченко В.А., Радченко Д.Н., Кондратенко А.С. Мониторинг современного состояния горнотехнических систем при разработке железорудных месторождений Горной Шории и Хакасии // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). Условия устойчивого функционирования минерально-сырьевого комплекса России. Выпуск 2. – 2014. – С. 90-109.

6. Козырев А.А., Семенова И.Э., Журавлева О.Г., Пантелеев А.В. Гипотеза происхождения сильного сейсмического события на Расвумчоррском руднике 09.01.2018. // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). — М.: Издательство «Горная книга». — № 12. — 2018. — С. 74-83.

7. Зубов В.П. Применяемые технологии и актуальные проблемы ресурсосбережения при подземной разработке пластовых месторождений полезных ископаемых // Горн. журнал. — № 6 — 2018. — С. 77-83.

8. Сидоров Д.В., Пономаренко Т.В., Ларичкин Ф.Д., Воробьев А.Г. Экономическое обоснование инновационных решений по снижению потерь сырья в алюминиевой отрасли России // Горн. журнал. — № 6 — 2018. — С. 65-68.

9. Galchenko Yu.N., Eremenko V.A., Myaskov A.V., Kosyreva M.A. Solution of geocological problems in underground mining of deep iron ore deposits // Eurasian Mining. — 2018. — № 1. — pp. 35-40.

Кондратенко А.С., Тимонин В.В., Патутин А.В. Перспективы направленного бурения прочных горных пород // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – №1 – 2016. – С. 124-131.

ОСНОВЫ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СТРАТЕГИИ ОСВОЕНИЯ ПЕРЕХОДНЫХ ЗОН РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ*

Аннотация. Изложены основы геотехнологической стратегии освоения переходных зон при последовательной схеме комбинированной разработки рудных месторождений. Систематизированы типы переходных зон, разработаны варианты геотехнологии, учитывающие специфические факторы и условия, сформированные при открытых горных работах, и обеспечивающие оптимальные условия для подземных горных работ на стабильном этапе. На основе экономико-математического моделирования установлен оптимальный вариант геотехнологической стратегии по выдвинутым критериям.

Ключевые слова: геотехнологическая стратегия, переходный процесс, переходная зона, производительность, капитальные и эксплуатационные затраты, вскрытие, система разработки.

Проблематика обоснования геотехнологической стратегии (ГС) перехода от открытых горных работ (ОГР) к подземным (ПГР) в значительной степени связана с обеспечением безопасности и эффективности освоения переходных зон (ПЗ) [1-3]. Необходимыми требованиями при принятии организационных, технических и технологических решений являются: четкое понимание цели и задач переходного процесса, знание присущих ему закономерностей, учет сложившихся на его начало и формирование необходимых на его завершение условий, актуализация положительных и нейтрализация негативных факторов, действующих в переходный период.

Анализ опыта освоения 125 месторождения комбинированным способом показал, что переходный процесс всегда связан со скачкообразным преобразованием предприятия, характеризующимся резкими изменениями характера и ТЭП его деятельности [4-5]. С другой стороны, переходный процесс неразрывно связан с конкретным разрабатываемым участком месторождения – ПЗ, в пределах которой и осуществляются необходимые изменения. Переходный период характеризует время реализации переходного процесса.

Характеристиками переходного процесса являются: резкое изменение величины производительности предприятия, как правило, в сторону ее снижения, и всплеск величины капитальных вложений, в несколько раз

* Работа выполнена в рамках Госзадания №075-00581-19-00. Тема №0405-2019-0005.

превышающих необходимую их величину для поддержания производственной мощности предприятия в стабильный период ОГР. Этот всплеск связан с необходимостью подготовки производственных площадей для добычи руды качественно новой – подземной геотехнологией. Следствием является резкое уменьшение доходности горнодобывающего предприятия в переходный период. На снижение доходности при освоении ПЗ также существенно влияют увеличенные по сравнению со стабильным периодом ППР эксплуатационные затраты, связанные с влиянием негативных специфических факторов – повышенного горного давления в прикарьерном массиве, активных аэродинамических и гидродинамических связей между подземными выработками и карьером и других.

Таким образом, переходный процесс при комбинированной разработке определен как освоение (вскрытие, очистная выемка и погашение) части месторождения с целью перевода горнодобывающего предприятия от одного стабильного состояния к другому; а переходная зона – как часть месторождения, в пределах которой осуществляются организационно-технические и технологические мероприятия, направленные на создание оптимальных условий для освоения основных запасов (ОЗ) в стабильном периоде ППР с учетом специфических факторов и условий, сформированных при ОГР [6].

Переходный процесс обуславливает тип ПЗ в зависимости от стадии освоения месторождения ППР и ОГР, и затрагивает различные подсистемы горнотехнической системы (ГТС) подземного рудника (табл. 1).

Таблица 1 – Типы ПЗ при подземной разработке месторождений

Стадия освоения месторождения	Тип переходной зоны (объект освоения)	Подсистемы ГТС рудника затрагиваемые переходным процессом
<i>переход от открытых горных работ к подземным</i>		
1. Совместное ведение открытых и подземных горных работ (параллельная схема)	Этаж (этажи), смежные с рудным барьерным целиком	Вскрытие, подготовка и отработка этажа (этажей), смежного с рудным барьерным целиком с целью создания искусственного барьерного целика. Порядок и направление развития ППР в шаге вскрытия и отработки
2. Переход от открытых горных работ к подземным (последовательная схема)	Этаж (подэтаж) между карьером и основными подземными запасами	Вскрытие, подготовка и отработка запасов ПЗ. Порядок и направление развития ППР в ПЗ и ОЗ

<i>переход к новому шагу вскрытия и отработки месторождения</i>		
3. Переход от одноярусного к многоярусному освоению месторождения	Переходная зона не образуется. На последнем этапе – рудный барьерный целик	Вскрытие нового яруса. Порядок и направление развития ПГР в ПЗ и ОЗ
4. Переход к новому шагу освоения месторождения	Смежный этаж (подэтаж) между старым и новым шагом	Вскрытие, подготовка и отработка смежного этажа. Порядок и направление развития подземных горных работ в ПЗ и ОЗ
5. Переход к новому этажу в одном шаге освоения (при условии изменении технологии и (или) геотехники)	Смежный этаж (подэтаж), осваиваемый новой технологией и (или) геотехникой	Подготовка и отработка смежного этажа (подэтажа) новой технологией и (или) геотехникой. Порядок и направление развития подземных горных работ в ПЗ и ОЗ
6. Переход к новой выемочной единице (при условии изменении технологии и (или) геотехники)	Смежная выемочная единица (камера, блок, панель), осваиваемая новой технологией и (или) геотехникой	Подготовка, нарезка и отработка смежной выемочной единицы новой технологией и (или) геотехникой

Варианты ГС формируются на основе соответствующих вариантов подземной геотехнологии, представляющих собой рациональное сочетание порядка развития горных работ во времени и пространстве, способ и схему вскрытия, технологию очистной выемки и способ погашения выработанного пространства [7]. Для этого необходимо последовательное решение и согласование результатов следующих научно-технических задач:

- определить пространственное расположение запасов, подлежащих освоению ПГР, относительно проектного контура карьера и рудные площадки по горизонтам;

- выбрать систему разработки и способ погашения выработанного пространства ПЗ, обеспечивающие оптимальные условия для освоения ОЗ на новом стабильном этапе ПГР;

- определить конструкцию и параметры системы разработки ПЗ с учетом последовательной или параллельной схемы ведения ОГР и ПГР в переходный период, уровня горного давления в прикарьерном массиве, возможности использования карьерного технологического оборудования;

- обосновать способ изоляции ПГР от карьера в зависимости от системы разработки ПЗ и с учетом наличия внутреннего породного отвала в карьере, определить приемлемую величину ААС и гидравлических связей;

- определить состав комплекса технологического оборудования;

- установить показатели полноты и качества извлечения руды из ПЗ;

- установить производственную мощность рудника в переходный период исходя из горных возможностей при отработке ПЗ с учетом продолжительности и объема добычи руды при отработке карьера;

- обосновать способ и схему вскрытия запасов ПЗ с учетом системы подземной разработки ПЗ, возможности использования карьерного пространства и оборудования, производительности транспортной системы карьера и его параметров;

- определить необходимую интенсивность и срок вскрытия и отработки ПЗ исходя из запланированного срока ввода подземного рудника в эксплуатацию;

- установить параметры (высоту и запасы) ПЗ в зависимости от выше-рассмотренных специфических условий и факторов;

- разработать календарный план вскрытия, подготовки и отработки ПЗ;

- согласовать организационно-технические и технологические решения по освоению ПЗ с производственной программой предприятия как по доработке карьера, так и освоению ОЗ месторождения в стабильном периоде ПГР, откорректировать их в случае необходимости.

Исходя из установленных принципов и решаемых научно-технических задач, систематизированы варианты подземной геотехнологии освоения ПЗ при последовательной схеме комбинированной разработки рудных месторождений, отличающиеся следующими признаками: состояние карьера, порядок отработки, способ и схема вскрытия, система разработки ПЗ и ОЗ, способ изоляции ПГР от карьера (табл. 2).

Таблица 2 – Варианты подземной геотехнологии освоения ПЗ

Элемент геотехнологии	Вариант геотехнологии			
	1	2	3	4
Состояние карьера	обрушен или внутренний отвал на его дне	в устойчивом состоянии	обрушен или внутренний отвал на его дне	в устойчивом состоянии
Порядок отработки	нисходящий		восходящий	
Способ и схема вскрытия ПЗ и ОЗ	вертикальными стволами с поверхности	автоуклонами из карьера и с поверхности	вертикальными стволами с поверхности	автоуклонами из карьера и с поверхности
Система разработки ПЗ	этажное принудительное или подэтажное обрушение	этажно-камерная или горизонтальные слои с закладкой	этажное принудительное или подэтажное обрушение	этажно-камерная или горизонтальные слои с закладкой
Способ изоляции ПЗ	массивом разрыхленных пород на дне карьера	рудным или искусственным целиком в пределах ПЗ	массивом разрыхленных пород на дне карьера, без изоляции	рудным или искусственным целиком в пределах ПЗ
Система разработки ОЗ	этажное принудительное или подэтажное обрушение под массивом пород	этажно-камерная с закладкой под закладочным массивом	этажно (подэтажно)-камерная с закладкой под рудным массивом	

В соответствии с систематизацией сконструировано и оценено 4 варианта подземной геотехнологии освоения ПЗ для горно-геологических и горнотехнических условий разработки уральского медноколчеданного месторождения – мощность рудного тела 40м, угол падения 50°, глубина залегания 500 м, глубина карьера 260 м, производственная мощность рудни-

ка 500 тыс.т/год, высота этажа 60 м, содержание меди в руде 1,8% [8].

Исходя из того, что в переходный период происходит резкое снижение доходности от эксплуатации месторождения, за критерий оценки вариантов подземной геотехнологии при освоении только ПЗ предложен минимум снижения доходности ΔD горнодобывающего предприятия при переходе от одного стабильного состояния к другому

$$\Delta D = D_0 - D_{\Pi} \rightarrow \min, \text{ руб.} \quad (1)$$

где D_0 – среднегодовой доход предприятия в стабильном периоде ОГР (или ПГР), руб/год; D_{Π} – среднегодовой доход предприятия в переходном периоде, определяемый путем дисконтирования выручки, капитальных и эксплуатационных затрат, руб/год.

$$D_{\Pi} = \sum_{t=1}^T \frac{z c (1-p^{\Pi}) \varepsilon_0 A_t^{\Pi} - (K_t^{\Pi} + c^{\Pi} A_t^{\Pi})}{(1-E)^t} / T \rightarrow \max, \quad (2)$$

где A_t^{Π} – производственная мощность предприятия по руде в t -м году переходного периода, т/год; K_t^{Π} – капитальные затраты на строительство подземного рудника в t -м году переходного периода с учетом специфических факторов, руб.; c^{Π} – эксплуатационные затраты на добычу 1 т руды при отработке ПЗ с учетом специфических факторов, руб/т.; T – продолжительность переходного периода, рассчитываемая от начала капитальных вложений до окончания отработки ПЗ, лет.

Оценка вариантов геотехнологии освоения ПЗ по критерию ΔD при среднегодовом доходе предприятия в период ведения ОГР 300 млн руб., сроке отработки ПЗ 8 лет; норме дисконта 10% показала (рис. 1):

- среднегодовой доход предприятия в переходный период D_{Π} значительно ниже среднегодового дохода при ОГР D_0 и находится в диапазоне $D_{\Pi} = 90-190$ млн руб. (что составляет от 30 до 65% D_0);

- наиболее эффективным является вариант 4 за счет более низких эксплуатационных затрат на добычу руды (по сравнению с вариантом 2) и более низких капитальных затрат на вскрытие (по сравнению с вариантами 1 и 3).

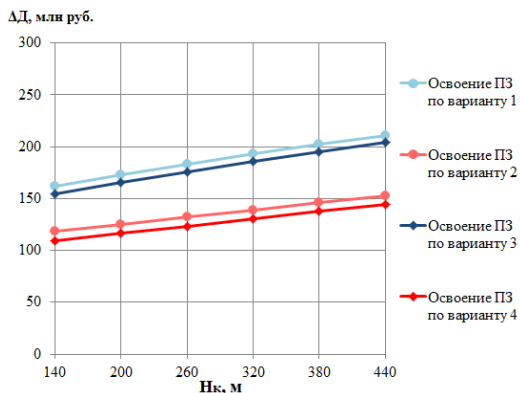


Рисунок 1 – Снижение доходности ΔD по вариантам геотехнологии

Поскольку целью освоения ПЗ при комбинированной разработке яв-

ляется обеспечение условий для эффективной и безопасной отработки ОЗ, то для оценки геотехнологии освоения ПЗ и соответствующей ГС предложен интегральный эффект от освоения всех запасов, предназначенных для ПГР. При этом оптимальные параметры и показатели освоения ПЗ соответствуют максимуму данного эффекта. В качестве критерия оценки принят максимум чистого дисконтированного дохода (ЧДД) в следующем виде, руб.

$$\text{ЧДД} = \frac{\sum_{t=0}^T C_t}{(1+E)^t} - \left(\frac{\sum_{t=0}^T K_t}{(1+E)^t} + \frac{\sum_{t=0}^T \mathcal{E}_t}{(1+E)^t} \right) \rightarrow \max \quad (3)$$

где T – суммарная продолжительность строительства рудника и освоения всех запасов месторождения ПГР, лет; C_t – извлекаемая ценность компонентов, получаемая в t -ом году, руб/год; K_t – капитальные затраты на строительство рудника в t -ом году, руб/год; \mathcal{E}_t – эксплуатационные затраты на добычу руды в t -ом году, руб/год; E – норма дисконта, доли ед.

В результате ЭММ вариантов ГС освоения ПЗ и ОЗ с учетом динамики развития ПГР во времени установлено (рис. 2):

- оптимальным является вариант 2 за счет быстреего (на 3 год строительства) ввода рудника в эксплуатацию для освоения ПЗ, отсрочки во времени капиталовложений на вскрытие ОЗ (10, 17 и 24 год) и более низких капитальных затрат даже при более высоких эксплуатационных затратах. Уже при отработке ПЗ образуется доход в размере 455 млн руб., что составляет 32% от общего дохода по варианту геотехнологии;

- варианты 1 и 3 значительно уступают по эффективности из-за большого срока строительства рудника (7 и 8 лет, соответственно) и удлинения срока окупаемости (25 и более лет). Эти результаты подтверждают нецелесообразность вскрытия вертикальными стволами с поверхности при последовательной схеме комбинированной разработки меднорудных месторождений с относительно небольшими запасами (до 15-20 млн т).

ЧДД, млн. руб

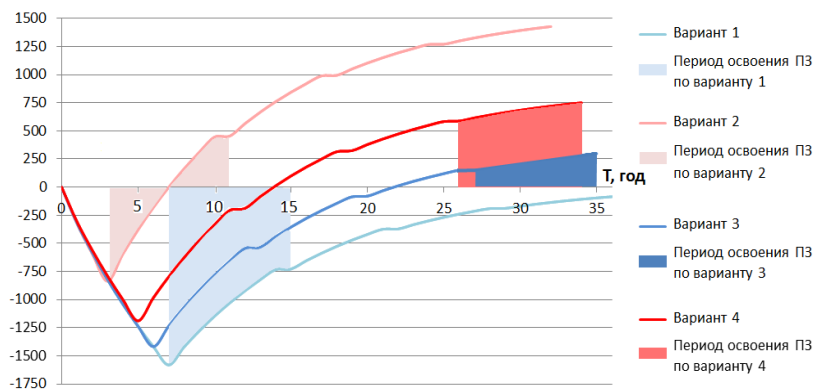


Рисунок 2 – ЧДД по вариантам ГС освоения ПЗ и ОЗ

Таким образом, внесен вклад в развитие основ геотехнологической стратегии освоения переходных зон при последовательной схеме комбинированной разработки рудных месторождений, состоящий в систематизации, формировании и конструировании вариантов геотехнологии с учетом специфических факторов и условий, сформированных при открытых горных работах, с целью обеспечения оптимальных условий при освоении запасов на нормальной стадии развития подземных горных работ, и в установлении на основе экономико-математического моделирования оптимальной геотехнологической стратегии по критерию интегрального эффекта от освоения переходной зоны и основных запасов месторождения.

Список литературы

1. Трубецкой К.Н. Развитие ресурсосберегающих и ресурсовоспроизводящих геотехнологий комплексного освоения месторождений полезных ископаемых. М.: ИПКОН РАН. 2014. 196 с.

2. Каплунов Д. Р., Калмыков В. Н., Рыльникова М. В. Комбинированная геотехнология. – М.: Руда и металлы, 2003. – 558 с.

3. Яковлев В.Л., Корнилков С.В., Соколов И.В. Инновационный базис стратегии комплексного освоения ресурсов минерального сырья / Под ред. член-корр. РАН В.Л. Яковлева. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2018. 360 с.

4. Исследование переходных процессов при комбинированной разработке рудных месторождений / В.Л. Яковлев, И.В. Соколов, Г.Г. Саканцев, И.Л. Кравчук // Горный журнал. 2017. № 7. С. 46 – 50.

5. Волков Ю.В. Подземная разработка медноколчеданных месторождений Урала. Екатеринбург: УрО РАН, 2006. – 232 с.

6. Соколов И.В. Антипин Ю.Г., Никитин И.В. Принципы формирования и критерий оценки геотехнологической стратегии освоения переходных зон рудных месторождений подземным способом // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2017. № 9. С. 151 – 160.

7. Методология выбора подземной геотехнологии освоения переходных зон при комбинированной разработке рудных месторождений / И.В. Соколов, А.А. Смирнов, Ю.Г. Антипин, И.В. Никитин // Горный журнал. 2018. № 1. С. 22 – 26.

8. Никитин И.В. Оптимизация параметров вскрытия при подземной разработке подкарьерных запасов кимберлитового месторождения // Проблемы недропользования [Электронный ресурс]. - 2017. - № 1. - С. 21-28. URL: <http://trud.igduran.ru>.

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ ГРАНУЛИРОВАННОГО КВАРЦА

Аннотация. Изложены результаты анализа высоких потерь гранулированного кварца на Кыштымском руднике. Установлены пути обоснования технологий ведущих к кардинальному повышению выхода кондиционного сырья при подземной добыче. Проведены теоретические и экспериментальные исследования в натуральных условиях рудника. Разработанный вариант комбинированной системы разработки и параметры плоской системы зарядов позволили снизить потери высокоценного сырья в два раза по сравнению с применяемой на руднике технологией.

Ключевые слова: комбинированная система разработки, потери и разубоживание, прибыль, плоская система зарядов, гранулированный кварц.

Кыштымское месторождение является единственным в России крупным эксплуатируемым месторождением гранулированного кварца. Применяемая на руднике камерно-столбовая система разработки характеризуется низким уровнем извлечения (потери в недрах составляют 28%). Потери обусловлены регулярным оставлением целиков и невозможностью полной зачистки лежащего бока камер [1]. При ведении взрывных работ в результате переизмельчения дополнительно образуются до 20% потерь, что обусловлено такими свойствами кварца, как мелкозернистая структура и слабая спайностью зерен. Необходимость обеспечения кондиционной крупности вызвана требованиями дальнейшей переработки. Размер фракции 0-20 мм превосходит размер частиц образующихся в зоне мелкодисперсного дробления. Следовательно, источником выхода некондиционного кварца является еще и зона радиального трещинообразования. При существующей технологии отбойка производится веерами скважин диаметром 105 мм, длиной 8-10 м при коэффициенте сближения 1,0 и удельном расходе ВВ 0,9 кг/м³. Используется патронированное ВВ. С помощью средств замедленного взрывания заряды, рассредоточенные инертным заполнителем, инициируются по одному. Таким образом, общие потери при добыче руды составляют 48%, что не приемлемо для уникального месторождения.

С целью сбережения высокоценного сырья выполнены комплексные исследования, на основе которых разработана технология, сочетающая два класса систем разработки в одном добычном блоке. 70% запасов блока отрабатывается камерной системой разработки и 30% системой с обрушением руды и вмещающих пород. Комбинированная система (КСР) использует преимущества каждой отдельной и обеспечивает максимальное извлечение кварца из недр. Снижение же переизмельчения кварца возможно достигнуть применением плоской системы зарядов (ПСЗ). Реали-

зация ее действия осуществляется путем формирования условий опережающего роста магистральной трещины по плоскости расположения скважин, достигаемых мгновенным способом взрывания при определенных конструктивных параметрах отбойки. Дробление слоя при этом происходит по естественным трещинам под действием продуктов детонации (ПД) в образовавшейся щелевидной полости, при его ударе о стенки и падении на днище камеры.

С учетом многообразия вариантов КСР проведена их систематизация, на её основе сконструированы рациональные варианты [2]. Экономико-математическое моделирование показало преимущество варианта с формированием целика трапецевидной формы его обрушением и выпуском через днище камеры под консолью (рис. 1). Причем максимальная эффективность достигается при увеличении камер до максимально возможных размеров определяющихся геомеханическими расчетами. Несмотря на возрастающий объем подсечки пустых пород лежачего бока потери руды снижаются, расчет прибыль [3]. Теоретически обоснованные потери руды при реализации КСР в этаже 346/316 Кыштымского рудника составляют 12%.

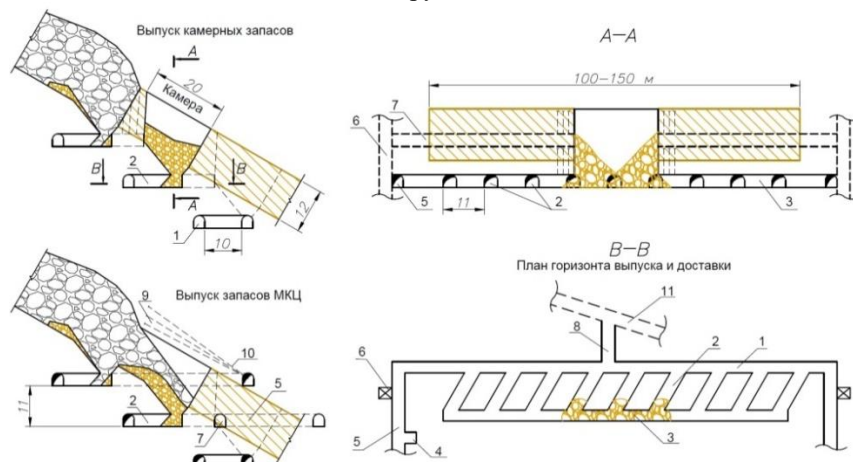


Рис.унок 1 – Комбинированная система разработки:

- 1 – доставочный штрек, 2 – погрузочный заезд, 3 – траншейный штрек,
 4 – буровая ниша, 5 – вентиляционный орт, 6 – вентиляционно-ходовой
 восстающий, 7 – вентиляционный орт, 8 – заезд на подэтаж, 9 – породная
 консоль, 10 – скважины для принудительного обрушения, 11 – наклон-
 ный съезд.

При проведении буровзрывных работ (БВР) необходимо совокупное выполнение нескольких условий для обеспечения угнетения роста радиальных трещин и минимизации переизмельчения кварца в ближней зоне взрыва. Первым условием является соответствие расстояния между концами скважин возможному пробойному расстоянию между ними. Вто-

рым условием является опережающий рост трещины отрыва, до того как разовьются трещины поперечного сдвига. Третьим условием является минимально возможное воздействие на отбиваемый слой. Характерной величиной в данном случае является давление на стенки щелевидной полости в зоне забоев скважин. Расчет данной величины произведен путем преобразования известной формулы среднего начального давления продуктов детонации, с учетом характера взаимодействия и конструктивных параметров группы зарядов веера

$$P_{\text{щп}} = 0,5 \frac{\rho_{\text{ВВ}} D^2}{(i+1)} \left(\frac{n\pi r^2}{n\pi r_k^2 + 2\Delta u B_k} \right)^i, \text{ МПа} \quad (1)$$

где $\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность ВВ в заряде, кг/м³; D – скорость детонации ВВ, м/с; i – показатель политропы взрывных газов; n – количество скважин в веере, шт.; r – радиус зарядов, м; r_k – установившийся радиус полости скважины, м; Δu – величина смещения стенки щелевидной полости, м; B_k – ширина веера по концам скважин, м.

Соответствие конструктивных параметров условиям отбойки кварца можно записать в следующем виде

$$\begin{cases} a_{\min} \leq a \leq a_{\max} \\ m = aW^{-1} \leq 1,4 \\ P_{\text{щп}} \geq P_{\min}, \text{ при } P_{\text{щп}} \rightarrow P_{\min} \end{cases} \quad (2)$$

С целью практического подтверждения результатов теоретических изысканий, в натуральных условиях Кыштымского подземного рудника были проведены экспериментальные исследования (ЭИ) КСР с отбойки кварца ПСЗ. В пределах подэтажа выделенного для ЭИ расположен комплекс разведочных выработок. Все они были использованы для подготовки экспериментального блока, состоящего из Камеры 1 и междуэтажного целика. Отработка камеры начинается с оформления отрезной щели, далее массив отделялся веерами скважин, пробуренными из траншейного штрека. С целью выявления рациональных параметров отбойки разработаны паспорта БВР с различными конструктивными параметрами расположения скважин веера в слое (табл. 1). Бурение скважин 65 и 105 мм производилось станками БУ-80НБ и НКР-100М, соответственно. Скважины заряжались зарядами гранулированного ВВ при помощи зарядчика типа ЗМК-1А. Способ взрывания – электрический. Инициирование – прямое с помощью ЭД или системы неэлектрического взрывания СИНВ.

Известно, что для снижения бризантного действия на начальном этапе взрыва, рационально применять конструкцию зарядов с воздушными промежутками. Для условий восходящих глубоких скважин и пневмозаряжения гранулированными ВВ, был разработан способ формирования таких зарядов [4]. В качестве скважинных затворов использовались глиняные пробки. Они устанавливались путем подачи и последующего расклинивания зарядным шлангом на необходимом для образования воздушного промежутка расстоянии от предыдущего заряда. Тем самым обеспечиваются снижение удельного расхода ВВ и возможность более

точного управления его пространственной концентрацией.

Таблица 1 – Параметры экспериментальных взрывов ПСЗ

№ п/п	Конструкция зарядов	$q_{вв}, \text{кг/м}^3$	$d_{скв}, \text{мм}$	$W, \text{м}$	$a, \text{м}$	m
1	Сплошная	1,7	105	2,5	3,2	1,3
2		1,5	65	1,6	2,2	1,4
3		1,4	105	2,5	3,2	1,3
4	Рассредоточенная	1,2	65	1,6	2,2	1,4
5		1,0	65	1,7	2,4	1,4
6		0,9	65	1,6	2,2	1,4
7		0,9	65	1,8	2,2	1,2

После отбойки каждого веера производили полный выпуск руды из погрузочных заездов с помощью ПДМ Atlas Copco St-3.5. И проводили лазерное сканирование выработанного пространства. Качество отрыва массива и реализация конструкции КСР подтверждена полученными снимками. Все конструктивные элементы системы разработки не нарушены и устойчивы. Анализ данных маркшейдерской съемки и геологического опробования показали, что отклонение контуров целиков и камеры от проектных значений находится в допустимых пределах – 2-10 % (рис. 2). Метод лазерного сканирования позволил получить реальные места образования потерь и разубоживания, а также их количественную характеристику.

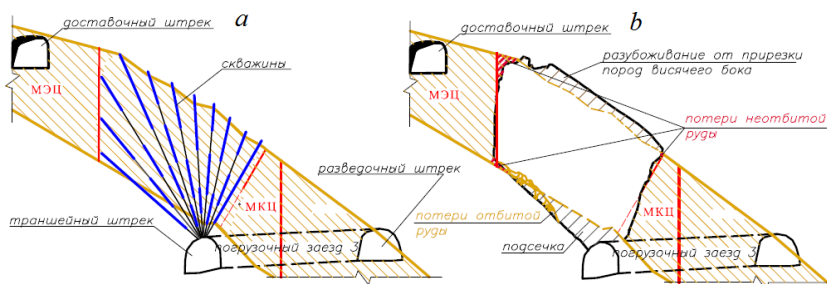


Рисунок 2 – Разрез по Камере 1: а) веер №7; б) после взрыва №7

В результате выполненных исследований получены следующие научные и практические результаты:

- установлена зависимость потерь руды от мощности и угла падения рудного тела (рис. 3), аппроксимируемая выражением вида

$$\Pi = 1,5 \alpha^{0,4943} + 40,67 e^{-\frac{m}{4,68}}, \% \quad (3)$$

- установлена зависимость прибыли от мощности и угла падения рудного тела (см. рис. 3), аппроксимируемая выражением вида

$$\text{Пр} = (0,967 \alpha^{1,636} - 3178,9) e^{-\frac{m}{4,1}} + 592,6, \text{руб/т.} \quad (4)$$

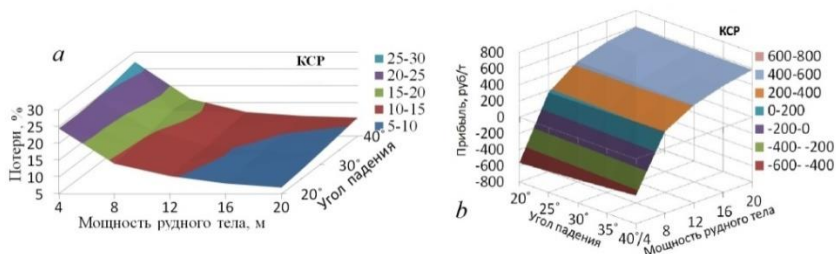


Рисунок 3 – Зависимость потерь руды (а) и условной прибыли (б) от мощности и угла падения рудного тела

Графики показывают характер изменения показателей в зависимости от горно-геологических условий. При увеличении мощности прибыль увеличивается по экспоненте с длиной релаксации 4,1м. Влияние угла падения рудного тела незначительно. Данные зависимости позволяют определять ТЭП отработки КСР наклонных рудных тел со средней мощностью.

- установлена зависимость выхода фракции кварца 0-20 мм от отношения длин элементов рассредоточенных зарядов в плоской системе ($L_{вп}/L_{зар}$) (рис. 4), аппроксимируемая выражением вида

$$\gamma_{0-20} = -27,04L_{вп}/L_{зар} + 24,899. \quad (5)$$

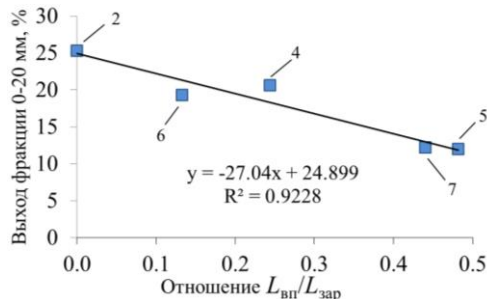


Рисунок 4 – Зависимость выхода фракции 0-20 мм от параметров рассредоточения заряда в скважинах 65 мм

Из графика видно, что при увеличении $L_{вп}/L_{зар}$ от 0 до 0,48 наблюдается снижение выхода фракции 0-20 мм с 25,3 % до 12 %. Относительно традиционной технологии снижение составляет 25-40 %. Оптимальными являются значения в диапазоне $L_{вп}/L_{зар}=0,44-0,48$, при которых достигается как отделение слоя от массива, так и минимальный выход некондиционной фракции.

- показатели, достигнутые при отработке экспериментального блока на Кыштымском подземном руднике составили: 9% при реализации комбинированной системы разработки и 16% при отбойке плоской системой

зарядов [5]. Таким образом, общие потери кварца при добыче составляют 25% против 48% при традиционной технологии.

Список литературы

1. Соколов И.В., Антипин Ю.Г., Барановский К.В. Совершенствование технологии опытно-промышленной отработки переходной зоны Кыштымского месторождения кварца // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2014. - № 6. - С. 183-189.

2. Соколов И. В., Барановский К.В. Выбор эффективной технологии подземной разработки месторождения кварца // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова – 2016.– №2 – С. 10 - 17.

3. Соколов И. В., Антипин Ю. Г., Барановский К. В. Исследование конструкции и параметров комбинированной системы разработки наклонного месторождения кварца // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. - 2017. - Т. 328. - № 10. - С. 87 - 99

4. Пат. 2645048 Российская Федерация, МПК F42D3/04 F42D1/08 Способ массовой отбойки скальных руд / А.А. Смирнов, И.В. Соколов, К.В. Барановский, А.А. Рожков, И.В. Качалов; заявитель и патентообладатель ФГБУН ИГД УрО РАН. № 2017105990; заявл. 21.02.2017; опубл. 15.02.2018.

5. Соколов И.В., Смирнов А.А., Антипин Ю.Г., Барановский К.В., Никитин И.В., Рожков А.А. Результаты экспериментальных исследований подземной добычи высокоценного кварца в условиях Кыштымского рудника // ФТПРПИ. – 2018. – № 1. – С. 97-106.

УДК 622

А.Б. Макаров

SRK Consulting, г. Москва, Россия

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ КАРЬЕРА НА ЗАКОНТУРНЫЙ МАССИВ И УСЛОВИЯ СОВМЕЩЕНИЯ ОТКРЫТОЙ И ПОДЗЕМНОЙ ПОВТОРНОЙ РАЗРАБОТКИ ПОЛОГИХ ЗАЛЕЖЕЙ

При комбинированной повторной разработке пологих рудных залежей важно знать границы влияния карьера на окружающий массив, чтобы обеспечить безопасность извлечения рудных целиков подземным способом. На Жезказганском месторождении ранее уже были прецеденты срезания междукамерных целиков под бортом карьера Златоуст-Беловский (КЗБ).

Возмущение, вносимое карьером в природное поле напряжений, заключается в разгрузке радиальных (нормальных к контуру бортов) и перераспределению окружных (вдоль контура бортов карьера) напряжений. Напряженное состояние массива вокруг карьера в вертикальном сечении характеризуется следующими закономерностями: вблизи поверхности

откоса максимальные главные напряжения параллельные ему; под дном карьера - горизонтальны. Минимальные главные напряжения на поверхности откоса разгружены. В вертикальном разрезе наблюдается разгрузка радиальных напряжений в прибортовом массиве, а их концентрация - под дном карьера.

Следствием разгрузки вертикальных напряжений является упругое восстановление массива, выражающееся в поднятии земной поверхности вблизи верхней бровки, бортов и дна карьера. На рис. 1 показаны поднятия земной поверхности у западного борта КЗБ, зарегистрированные инструментально. Упругое восстановление объема массива вокруг карьеров в натуральных условиях наблюдалось Сашуриным А.Д. на земной поверхности и Марковым Г.А. в подземных выработках под дном карьера.

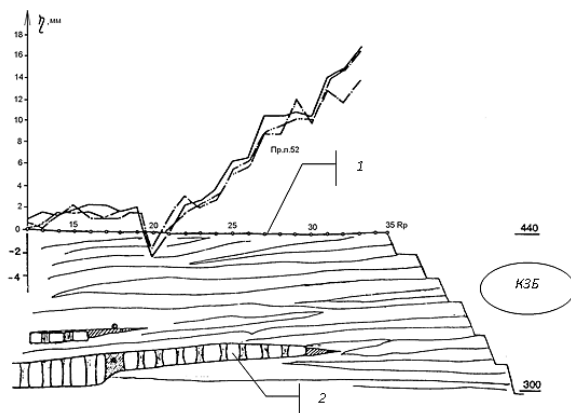


Рисунок 1 – Поднятие земной поверхности вблизи борта карьера Златоуст-Беловский за счет упругого восстановления массива после удаления пород вскрыши: 1 – репера наблюдательной станции на земной поверхности; 2 – подземные горные работы.

В первом приближении, схема сдвижения земной поверхности при открытой разработке пологих рудных залежей сводится к следующему (рис. 2).

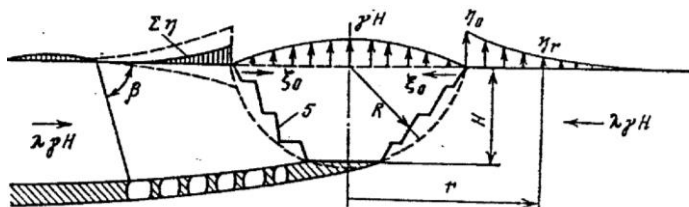


Рисунок 2 – Схема к расчету деформаций упругой разгрузки массива вокруг карьера.

Отработка карьера радиусом R по верхнему контуру на глубину H с углом наклона борта α вызывает поднятие окружающей земной поверхности вследствие упругого восстановления объема горных пород при удалении пород вскрыши и горизонтальное сдвигание бортов к центру карьера из-за разгрузки горизонтальных напряжений. Вертикальные поднятия земной поверхности определяются по известной формуле Безухова Н.И. для перемещений границы упругого полупространства под нагрузкой, распределенной по площади круга радиусом R . Давление пород, удаленных при вскрыше, действует на граничной плоскости с обратным знаком. Его эпюра имеет параболическую форму с максимумом γH в центре карьера. Вертикальные сдвигания вблизи борта карьера можно считать по формуле:

$$\eta_r = \pi/2 \cdot \gamma H (R - r^2/(2R)) \cdot (1 - \nu^2)/E \quad (1)$$

где E , ν - модуль деформации и коэффициент Пуассона породного массива.

Они имеют максимум η_0 у верхнего контура карьера. По мере удаления от верхней бровки карьера поднятие земной поверхности постепенно затухает.

Горизонтальное смещение борта на земной поверхности ξ_0 за счет разгрузки тектонических напряжений $\lambda \gamma H$ может быть определено из выражения, предложенного Зотеевым В.Г.:

$$\xi_0 = \lambda \gamma H (R - 0.5H \cdot ctg \alpha) \cdot (1 - \nu^2)/E \quad (2)$$

Приведенные выше формулы используются для калибровки таких трудно определяемых параметров, как модуль деформации массива E и коэффициент бокового давления λ по результатам натуральных наблюдений.

При совместной разработке месторождений открытым и подземным способами происходит наложение сдвижений борта карьера и толщи пород над подземными горными работами с образованием знакопеременных деформаций. Смещения от открытых работ накладываются на мульту сдвигения от подземных горных работ по принципу суперпозиции. Естественно, что при этом борт карьера и толща над подземными горными работами должны быть устойчивыми и сохранять упругость.

Для установления размеров зон, где в результате отработки карьера изменяется напряженное состояние массива, проведено численное моделирование. Размеры зон влияния зависят от глубины, угла наклона бортов, ширины дна карьера, начального напряженного состояния и механических свойств массива. Все эти факторы являются независимыми переменными. Пределы их изменения, выбранные для моделирования, определены для условий Жезказганского месторождения (табл. 1).

Таблица 1 – Влияющие факторы и пределы их изменения

X_i	Независимые переменные	Пределы изменения независимых переменных	
		[-1]	[+1]
X_1	Глубина карьера, H	100	300
X_2	Коэффициент бокового давления, λ	0,33	5
X_3	Соотношение модулей упругости по напластованию пород и вкрест, E_1/E_2	1	3
X_4	Угол наклона борта карьера, α	30	60
X_5	Соотношение прочностей на растяжение и сжатие, %	3	10
X_6	Ширина дна карьера, B	200	400

Для определения зон влияния карьера в многофакторном пространстве независимых переменных необходимо выразить результаты численного моделирования в виде зависимостей, связывающих параметры зон влияния с исходными переменными. Полученные зависимости будут справедливы лишь на выбранных интервалах изменения независимых переменных и являются аппроксимациями действительной зависимости.

Реализация такого подхода предполагает использование теории планирования эксперимента. Планы теории эксперимента отличаются оптимальностью следующего рода: построение априорно заданной аппроксимации (линейная, квадратная и т.д.) достигается минимальным количеством экспериментов. Количество экспериментов зависит от заданного вида статистической аппроксимации, количества независимых переменных. Схемы такого рода табулированы в литературе по теории планирования экспериментов. Простейшим планом теории эксперимента при построении линейного приближения функции Y от независимых переменных X_i с помощью эмпирических коэффициентов регрессии a_i :

$$Y = a_0 + \sum a_i X_i \quad (3)$$

является план Плакетта. Для семи переменных (шесть независимых переменных и седьмая фиктивная для оценки статистической значимости коэффициентов регрессии) план Плакетта приведен в табл. 2. Пределы изменения переменных необходимо задавать в относительной форме: максимальному абсолютному значению независимой переменной X_i соответствует ее относительное значение $X_i = [+1]$. Минимальному значению X_i соответствует относительная величина $X_i = [-1]$. Чтобы перейти от абсолютных значений переменных X_i к их относительной форме необходимо решить систему уравнений:

$$\begin{aligned} A \cdot X_{max} + B &= +1 \\ A \cdot X_{min} + B &= -1 \end{aligned} \quad (4)$$

Возмущающее действие карьера на окружающий массив, будем описывать следующими параметрами: Y_1 - максимальное смещение борта карьера; Y_2 - концентрация максимальных главных напряжений у нижней бровки карьера в долях от γH ; Y_3 - там же концентрация минимальных

напряжений в долях от γH ; Y_4 - ширина зоны разгрузки радиальных напряжений в долях от глубины карьера; Y_5 - глубина зоны концентрации радиальных напряжений в дне карьера. Расчетные значения перечисленных выше параметров, определенные численным моделированием по плану эксперимента, приведены в табл. 2, а расчетные значения коэффициентов регрессий - в табл. 3. Часть коэффициентов может быть отброшена, как статистически незначимые по t -критерию Стьюдента. Основанием для этой процедуры служит неравенство $a_i < a_{\text{фик}}$.

Таблица 2 – План и результаты численного эксперимента по оценке влияния основных факторов на изменение состояния массива вокруг карьера

№ строки плана	Относительные значения независимых переменных X_i , принятые при моделировании							Полученные при моделировании значения оцениваемых параметров				
	X_1	X_2	X_3	X_4	X_5	X_6	X_7	Y_1	Y_2	Y_3	Y_4	Y_5
1	+1	+1	+1	-1	+1	-1	-1	38	16,2	3,2	0,7	1,4
2	+1	+1	-1	+1	-1	-1	+1	63	16,3	3,3	0,2	0,6
3	+1	-1	+1	-1	-1	+1	+1	37	0,9	0,9	0,1	0,1
4	-1	+1	-1	-1	+1	+1	+1	11	11,0	2,1	2,0	0,8
5	+1	-1	-1	+1	+1	+1	-1	33	1,3	1,3	1,3	0,5
6	-1	-1	+1	+1	+1	-1	+1	5	2,3	2,3	0,4	0,4
7	-1	+1	+1	+1	-1	+1	-1	7	12,1	2,5	0,3	1,0
8	-1	-1	-1	-1	-1	-1	-1	6	1,4	1,4	0,4	0,2
9	0	0	0	0	0	0	0	19	5,5	2,1	0,4	0,5

Таблица 3 – Расчетные значения коэффициентов регрессий

Оцениваемый параметр Y_i	a_0	a_1	a_2	a_3	a_4	a_5	a_6	a_ϕ	ошибка регрессии, %
Y_1 , см	25	18	5	-2*	2*	-3*	-3*	4	25
Y_2 , дол. ед.	7,7	1,0	6,2	0,2	0,3	0,01*	-1,4	-0,06	29
Y_3 , дол. ед.	2,1	-0,01*	0,7	0,1	0,2	0,1	-0,4	0,03	0
Y_4 , дол. ед.	0,6	0,3*	0,3	0,1*	0*	0,2*	-0,03*	-0,2	33
Y_5 , дол. ед.	0,6	-0,2	0,3	-0,2	-0,3	0,3	0,1*	0,1	17

* Статистически незначимые коэффициенты регрессии

Оценка точности аппроксимации выполняется последней строкой плана эксперимента (см. табл. 2), в которой значения всех переменных принимают среднее значение в выбранном интервале их изменения $X_i = 0$. Относительная ошибка полученных регрессий приведена в табл. 3 и показывает достаточность линейного приближения искомых зависимостей, поскольку ошибки численного моделирования геомеханических процессов в 30÷35% не превышают ошибок определения исходных данных.

По результатам моделирования, спланированного как многофакторный эксперимент, максимальные смещения борта карьера в наибольшей мере определяются глубиной карьера и горизонтальной компонентой природного поля напряжений. Во всех расчетах наибольшее смещение

борта наблюдалось в нижней трети его высоты и направлено к центру карьера и вверх. Таким образом, максимальные смещения, вызванные упругим восстановлением объема массива, пропорциональны величинам разгруженных напряжений. Теми же переменными определяется и ширина зоны разгрузки прибортового массива. Оба показателя не зависят от степени анизотропии и прочностных свойств массива, угла наклона борта и ширины карьера по дну, а обусловлены лишь параметрами природного напряженного состояния массива, возмущенными открытыми горными работами. Отсюда следует важный практический вывод: ширина зоны влияния карьера на окружающий массив прямо пропорционально зависит от глубины открытых работ и горизонтальной компоненты природного поля напряжений. Если учесть, что горизонтальные компоненты, как правило, значительно различаются между собой, то и ширина зоны влияния карьера будет значительно больше в направлении действия максимальных тектонических напряжений.

Для примера, оценим ширину зоны разгрузки напряжений в прибортовых массивах в условиях Жезказганского месторождения. Примем коэффициенты бокового давления в субмеридианальном направлении $\lambda_1 = 5 = [+1]$, а в субширотном направлении $\lambda_2 = 1 = [-0,7]$. Тогда по формуле (3) с учетом полученных коэффициентов (см. табл. 3) ширина зоны влияния карьера на окружающий массив будет определяться следующей регрессией:

$$Y_4 = 0,6 + 0,3\lambda \quad (5)$$

Ширина зоны влияния в меридиональном направлении составит 90% от глубины карьера, а в широтном лишь 40%, т.е. размеры зон влияния карьера в плане различаются более, чем в 2 раза. Это обстоятельство необходимо учитывать при проектировании повторной разработки комбинированным способом.

За пределами зоны влияния карьера протекание геомеханических процессов при подземной разработке можно считать независимыми от открытых горных работ. Таким образом, в геомеханическом смысле (с точки зрения особенностей геомеханических процессов и управления горным давлением) применение термина "комбинированная повторная разработка" ограничивается зоной влияния карьера. Отличие от традиционного понимания данного термина в технологическом смысле (взаимобусловленность технологических процессов на открытых и подземных горных работах: схемы вскрытия, подготовки, вентиляции, движения рудопотоков и др.) обусловлено объективными закономерностями протекания геомеханических процессов в массиве горных пород.

ОЦЕНКА СЕЙСМИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ЗАЛЕЖЕЙ ПОД НАСЕЛЁННЫМИ ПУНКТАМИ, ПРИНЦИПЫ ФОРМИРОВАНИЯ БЕЗОПАСНЫХ ПАРАМЕТРОВ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Одной из важнейших проблем в процессе отработки рудных залежей под населенными пунктами, является обеспечение сейсмической безопасности зданий и сооружений социальной и промышленной инфраструктуры, попадающих в зону влияния взрывных работ.

В процессе эксплуатации охраняемые объекты поверхности подвергаются воздействиям вибраций (колебаний) как естественного характера (ветер, землетрясение), так и техногенного характера вызванного деятельностью человека (строительные и взрывные работы, движение транспорта и т.п.).

Существующие методы оценки сейсмической безопасности наземных сооружений, основаны на приближенном анализе состояния их конструктивных элементов, применяемых строительных материалов и класса сооружения по степени его важности. Поэтому количественная оценка допустимой скорости сейсмических колебаний в основании охраняемых объектов может быть либо существенно завышенной, либо, наоборот заниженной. Решение данного вопроса относится в первую очередь к компетенции строительных организаций, ведущих соответствующую экспертную деятельность. В дальнейшем, на основании заключения экспертизы, на горнодобывающих предприятиях должны осуществляться инструментальные замеры уровня сейсмического действия взрыва по общеизвестному критерию обеспечения сейсмической безопасности.

Общим критерием сейсмической безопасности охраняемых объектов является [1]:

$$V_{\text{доп}} \geq V_{\text{ф}}, \quad (1)$$

где: $V_{\text{ф}}$ - фактическая скорость сейсмических колебаний, см/с;

$V_{\text{доп}}$ - допустимая скорость сейсмических колебаний, при которой обеспечивается сохранение охраняемых объектов см/с.

При отработке Ново-Учалинского месторождения в зону влияния взрывных работ попали охраняемые объекты поверхности, расположенные в поселке Учалы-2.

В качестве основных методик определения допустимых скоростей сейсмических колебаний для охраняемых объектов рассматривались:

1. РБ Г-05-039-96 «Руководство по анализу опасности аварийных взрывов и определению параметров их механического действия» [1], в основе которого лежит определение величины допустимой скорости колебания грунта в основании сооружения по классу и суммарному рангу

объекта и ее сравнение с векторным значением наибольшей результирующей скорости колебаний по трем составляющим:

$$V_{\phi} = \sqrt{V_x^2 + V_y^2 + V_z^2} \quad (2)$$

где: V_{ϕ} – фактическая максимальная скорость сейсмических колебаний продольной V_x , поперечной V_y и вертикальной V_z , волны, см/с.

Величина допустимой скорости сейсмических колебаний для исследуемых охраняемых объектов по РБ Г-05-039-96 представлена в таблице 1.

2. Для всесторонней оценки допустимой скорости сейсмических колебаний также учтены требования ГОСТ Р 52892-2007 «Вибрация и удар. Вибрация зданий. Измерение вибрации и оценка ее воздействия на конструкцию» [2], в основе которого лежит определение величины допустимой скорости колебания грунта по предельному значению вертикальной волны V_z (вертикальной составляющей пикового значения скорости) определяемой по формуле 3 и ее сравнение с фактическим значением вертикальной волны:

$$V_z = V_0 * F_{\phi} * F_b * F_d * F_k \quad (3)$$

где V_0 – опорное значение скорости, равное 2 см/с (20 мм/с);

F_{ϕ} – поправка на вид грунта в месте, где установлено сооружение;

F_b – поправка на вид здания (сооружения);

F_d – поправка на расстояние между источником вибрации и местом ее измерения;

F_k – поправка на вид источника вибрации.

Анализ полученных результатов показал, что определение допустимой скорости сейсмических колебаний для одних и тех же объектов поверхности противоречив, а существующий на данный момент ГОСТ Р 52892-2007 может быть применим только для самопроверки при сравнении фактически замеренной вертикальной составляющей пикового значения скорости.

Таблица 1 – Допустимые скорости сейсмических колебаний охраняемых объектов при ведении взрывных работ на Ново-Учалинском месторождении по РБ Г-05-039-96 [1]

Показатели	Охраняемый объект					
	Пос. Учалы-2 Детский сад № 3 по ул. Маяковского 100	Пос. Учалы-2 Жилой дом ул. Луговая №48	Пос. Учалы-2 Строящийся дом ул. Луговая №48/1	Пос. Учалы-2 Жилой дом ул. Луговая №52	Пос. Учалы-2 Общежитие (здание старого Аэропорта) ул. Бурзянская №1	Пос. Буранцы Жилой дом ул. Березовая №19
Класс сооружения	II	III	III	III	III	III
Состояние объекта	В стенах и заполнителе имеются небольшие трещины, отмечены деформации штукатурного покрытия в помещении и фундаменте.	Обшивка стен дома имеет незначительные деформации.	В фундаменте имеются небольшие трещины.	Стены дома и фундамент не имеют каких-либо остаточных деформации, отмечены небольшие цементные отслоения.	В стенах и заполнителе имеются небольшие трещины.	Обшивка стен дома не имеет каких-либо нарушений и остаточных деформации, качество строительных работ хорошее.
Тип материала стен и заполнителя	кирпич	легкие панели	дерево	дерево	кирпич	дерево
Тип здания	С несущими стенами	Каркасного типа	С несущими стенами	С несущими стенами	С несущими стенами	С несущими стенами
Антисейсмическое усиления	отсутствует	отсутствует	отсутствует	отсутствует	отсутствует	отсутствует
Величины частных рангов	P_C	1	1	1	1	0
	P_M	1	1	0	0	0
	P_T	1	0	1	1	1
	P_y	1	1	1	1	1
Суммарный ранг	4	3	3	3	4	2
Допустимая скорость колебаний, см/сек	1,0	2,7	2,7	2,7	1,6	4,5

Таблица 2 – Допустимые скорости сейсмических колебаний вертикальной составляющей Vz для охраняемых объектов при ведении взрывных работ на Ново-Учалинском месторождении по ГОСТ Р 52892-2007

Показатели	Охраняемый объект					
	Пос. Учалы-2 Детский сад № 3 по ул. Маяковского 100	Пос. Учалы-2 Жилой дом ул. Луго- вая №48	Пос. Учалы-2 Строящийся дом ул. Луговая №48/1	Пос. Учалы-2 Жилой дом ул. Луговая №52	Пос. Учалы-2 Общежитие (здание старого Аэропорта) ул. Бурзянская №1	Пос. Буранцы Жилой дом ул. Березо- вая №19
Состояние объекта	В стенах и заполните- ле имеются неболь- шие трещины, де- форма- ции штука- турного покрытия в помещении и фунда- менте.	Обшивка стен дома имеет незначи- тельные деформации.	В фундаменте имею- тся небольшие трещи- ны.	Стены дома и фунда- мент не имеют каких- либо остаточных де- формации, небольшие цементные отслоения.	В стенах и заполните- ле имеются небольшие трещины.	Обшивка стен дома не имеет каких-либо нарушений и остаточ- ных деформации, качество строите- льных работ хорошее.
Вид грунта	Уплотненная закладка из щебня	Уплотненная заклад- ка из щебня	Уплотненная закладка из щебня	Уплотненная закладка из щебня	Уплотненная закладка из щебня	Скальные целеватые породы
Тип конструкции	С протяженными пролетами	Жилое здание обычной конструкции			С протяженными про- летами	Жилое здание обычной конструкции
Основной материал соору- жения	кирпичная кладка	сталь, дерево	дерево	дерево	кирпичная кладка	дерево
Тип фундамента	сплошной фундамент	насыпь	сплошной фундамент	сплошной фунда- мент	сплошной фунда- мент	сплошной фунда- мент
Расстояние м/у источником вибрации и местом ее изме- рения	Более 200 м					
Вид источника вибрации	Взрывные работы					
F_{ϕ}	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	2,5
k_b	0,65	1,0	1,0	1,0	0,65	1,0
k_m	1,0	1,2	1,2	1,2	1,0	1,2
k_f	0,8	0,7	0,8	0,8	0,8	0,8
F_d	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	1,0
F_k	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Предельное значение крат- ковременной вертикальной вибрации, см/сек	0,94	1,51	1,73	1,73	0,94	4,8

Основываясь на данных справочной литературы [3] и ранее существовавших СНИП II-A.3-62 и СНИП II-A.12-69, для определения величины допустимой скорости сейсмических колебания, необходимо использовать РБ Г-05-039-96, а фактическую скорость сейсмических колебаний рассматривать по векторному значению наибольшей результирующей скорости колебаний по трем составляющим.

Определившись с выбором методики оценки допустимой скорости сейсмических колебаний по каждому охраняемому объекту, также необходимо при разработке безопасных параметров ведения взрывных работ учитывать условия необходимости снижения массы заряда в группе замедления в соответствии с поправочным коэффициентом, учитывающим многократность повторения взрывов [4] по данным таблицы 3.

Таблица – 3 Коэффициент снижения массы заряда в группе с учетом многократности повторения взрывов

Число взрывов в календарный период (год)	<10	<50	50-100	100-250	250-500	>500
Коэффициент снижения массы заряда в группе	0,98	0,9	0,72	0,64	0,56	0,50

В соответствии с таблицей 3, при отработке Ново-Учалинского месторождения, максимальная масса заряда в группе составила 233,2 кг, общая масса заряда 1912 кг.

Поскольку у охраняемых объектов отмечены трещины, даже в отсутствии существенных внешних нагрузок, к числу которых относится передаваемые через грунт вибрации (сейсмические колебания), для каждого объекта характерна своя скорость развития повреждения конструкций, обусловленная процессами естественного старения. Поэтому хотя вибрации (сейсмические колебания) способны значительно ускорить естественный рост трещин и деформаций, связать существующие повреждения конструкций с воздействием взрывных работ можно только в том случае, если обследование этой конструкции проведено непосредственно до и сразу после воздействия. При этом следует принимать во внимание только существенные изменения длины и раскрытия трещин, поскольку незначительные изменения могут быть обусловлены воздействием факторов естественной природы.

Учитывая изменения сезонно-климатических условий, возможное наличие скрытых дефектов, а также многократность повторения взрывов, допустимая скорость сейсмических колебаний, представленная в таблице 1, была снижена в 2 раза.

По результатам проведенных исследований и предпринятых рудником мероприятий по корректировке параметров буровзрывных работ установлено, что фактическая скорость сейсмических колебаний ниже допустимой (таблица 4) и обеспечивает сохранность исследуемых охраняемых объектов

Таблица 4 – Результаты инструментальных наблюдений сейсмического действия взрывов при отработке Ново-Учалинского месторождения на охраняемые объекты, расположенные в пос. Учалы-2 и пос. Буранцы

Дата и смена	Место ведения взрывных работ	Общее количество скважин, шт.	Масса заряда, кг.		Охраняемые объекты		Расстояние от места ведения взрывных работ, м.	№ прибора Уран-Интеллектон	Максимальная скорость зафиксированных сейсмических колебаний, см/сек.			Допустимая скорость сейсмических колебаний при многократно повторяющихся взрывах, см/с	
			Общая	Максимальная масса заряда в группе	Город, поселок, село, деревня	Адрес			Vx	Vy	Vz		Результатирующая
21.01.19 II смена	к.68-1/12 (гор.680/650 м)	12	332	171,0	пос. Учалы-2	Ул. Луговая 48 (48/1)	650	00089	Сейсмические колебания не зафиксированы			менее 0,11 см/с	1,35
						Ул. Луговая 52	652	00093					1,35
						Ул. Маяковского 100	758	00088					0,5
23.01.19 II смена	к.68-1/12 (гор.680/650 м)	14	447	167,8	пос. Учалы-2	Ул. Луговая 48 (48/1)	650	00089	Сейсмические колебания не зафиксированы			менее 0,11 см/с	1,35
					пос. Буранцы	Ул. Маяковского 100	758	00088					0,5
						Ул. Березовая 19	3760	00093					2,25
24.01.19 II смена	к.68-1/12 (гор.680/650 м)	25	742	177,6	пос. Учалы-2	Ул. Луговая 48 (48/1)	650	00089	Сейсмические колебания не зафиксированы			менее 0,11 см/с	1,35
				Ул. Бурзянская 1	843	00093	0,8						
20.02.19 II смена	к.68-1/16 (гор.680/650 м)	42	1912	233,2	пос. Учалы-2	Ул. Луговая 58	650	00093	0,112	0,062	0,065	0,14	0,8
20.02.19 II смена	к.68-1/16 (гор.680/650 м)	42	1912	233,2	пос. Учалы-2	Ул. Маяковского 100	715	00089	0,076	0,051	0,047	0,102	0,5

Список литературы

1. «Руководство по анализу опасности аварийных взрывов и определению параметров их механического действия» РБ Г-05-039-96, утверждено постановлением Госатомнадзора России 31 декабря 1996 г. N 100.
2. ГОСТ Р 52892-2007 «Вибрация и удар. Вибрация зданий. Измерение вибрации и оценка ее воздействия на конструкцию». Введен в действие Федеральным агентством по техническому регулированию и метрологии от 27 декабря 2007г. №586-ст.
3. В.Ф. Богацкий, В.Х. Пергамент «Сейсмическая безопасность при взрывных работах», М. Недра 1978г.
4. Безопасность взрывных работ в промышленности /Под ред. Б.Н.Кутузова. – М.: Недра, 1992. – 544 с

УДК 622.002

Ю.А. Дик

ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

ПРАКТИКА ТЕХНИЧЕСКОГО ПЕРЕВООРУЖЕНИЯ ПРОЦЕССОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

В последнее десятилетие отдел горной науки института «Уралмеханобр» успешно развивает направление, казалось бы, напрямую не связанное с наукой, с фундаментальными научными исследованиями, это техническое перевооружение действующих горных предприятий.

К техническому перевооружению действующих предприятий относится комплекс мероприятий по повышению технико-экономического уровня отдельных производств и участков на основе внедрения передовой техники и технологии, механизации и автоматизации производства.

Большой вклад в научное обоснование целесообразности технического перевооружения горнодобывающих предприятий сделан учеными: Н. В. Мельниковым, Д. Р. Каплуновым, М. В. Рыльниковой, В. П. Мазикиным, Н. В. Швейко, С. В. Корнилковым, Г. К. Ибраевой и др.

Цель технического перевооружения действующих предприятий - интенсификация производства, увеличение производственных мощностей. Улучшение качества продукции, снижении себестоимости. Повышения технико-экономических показателей работы предприятия в целом.

Сегодня многие действующие горные предприятия работают по проектам, выполненным двадцать, тридцать и даже пятьдесят и более лет. Перевооружить предприятие в рамках такого проекта не просто. Да, периодически долгосрочные проекты пересматриваются, но внесение изменений или дополнений в действующие проекты связаны с большими материальными и временными затратами, обязательным прохождением Главгосэкспертизы.

В рамках существующих проектов на строительство и разработку месторождений действующим предприятиям, предложена разработка про-

ектов технического перевооружения основных горным процессом, с прохождением экспертизы промышленной безопасности и регистрацией в надзорных органах.

Прогресс последних десятилетий в развитии технологических и технических средств создает возможности в значительной степени совершенствовать практически все горные процессы, связанные с добычей полезного ископаемого.

В технологии добычи полезного ископаемого в первую очередь это связано с появлением направления разработки месторождений комбинированным способом с оптимизацией технологических процессов горных работ. Новых вариантов систем разработки с различным порядком выемки запасов. Резким ростом парка нового горного оборудования, применяемого на отечественных рудниках. Расширением линейки типоразмеров самоходного оборудования в сторону увеличения единичной мощности. Появлением самоходных станков скважинного бурения и пришедшей на смену скреперной лебедке самоходной погрузочно-доставочной техники. Заменой электровозного парка автосамосвалами (грузоподъемностью до сорока и более тонн). Успешным внедрением самоходного оборудования с дистанционным управлением. Все это позволило скорректировать параметры систем разработки. Разработать их новые более производительные и безопасные варианты.

Взрывные работы. Разработаны новые средства взрывания, взрывчатые вещества (в т. ч. водонаполненные и эмульсионные).

Закладочные работы. В производство на подземные рудники пришли многокомпонентные твердеющие (литые) и пастовые закладочные смеси. Возможность использования в составах закладки хвостов обогащения и тонкомолотых шлаков, открывает возможность перехода на безмельничную технологию приготовления закладочных смесей.

Крепление горных выработок. Разработаны и внедрены самозакрепляющаяся анкерная крепь (СЗА), клинораспорная анкерная крепь (КРА-16), фрикционный анкер (АФ-46) и другие. Для торкретирования горных выработок используются качественные готовые смеси заводского приготовления («сухое» торкретирование). При «мокром» торкретировании, успешно внедряется механизированный способ нанесения торкрет смеси с использованием различных химических добавок.

Вентиляция. На подземных рудниках все чаще устанавливают передвижные вентиляторные установки (ППВУ). Применение ППВУ позволяет осуществлять перераспределения воздуха непосредственно в руднике. Успешно проветривать горные выработки большой протяженности.

Используя достижение последних лет, в рамках проекта технического перевооружения отделом горной науки института для ряда действующих предприятиях разработан целый комплекс мероприятий, позволивших в короткие сроки осуществить переход на новые технологии, переоснастить горное производство на новый, современный уровень.

За последние 5 лет институт «Уралмеханобр» по заявкам предприятий

выполнил более двух десятков проектов технического перевооружения для горнорудных предприятий Урала, Сибири и Якутии.

Для горнорудных предприятий ООО «УГМК-Холдинг» разработано 12 проектов технического перевооружения.

Подземные рудники: «Узельгинский», «Молодежный», «Учалинский», «Озерный» и «Сафьяновский».

На *Узельгинском руднике* при выемке запасов рудного тела №6 Верхнего Яруса месторождения в рамках проекта технического перевооружения были успешно решены важнейшие задачи безопасного ведения горных работ в условиях наличия карстовых полостей и близости подземного русла реки Узельга. Ведение очистных работ производились непосредственно под посёлком Ново-Александровский. Это потребовало обоснования параметров взрывных работ с ограничением сейсмического влияния взрывов на жилые дома и производственные объекты. Запасы рудного тела № 6 составили более 2 млн. 800 тыс. тонн руды.

На Нижнем Ярусе Узельгинского месторождения, при выемке запасов сброшенного блока рудного тела №4, на глубинах более 600 метров решены основные проблемы добычи, связанные с влиянием горного давления на конструктивные параметры системы разработки и очерёдность выемки запасов руды. Определена оптимальная трассировка выработок с учётом расположения породных даек и ранее отработанных и заложенных камер. Запасы участка, отработанные в рамках проекта технического перевооружения, составили 300 тыс. тонн.

На *Молодёжном руднике* проектами технического перевооружения были вовлечены в разработку рудные тела и их выклинки, расположенные в бортах и дне карьера «Молодёжный». Для выемки запасов руды был принят целый ряд технических решений по совершенствованию конструктивных элементов систем разработки, оптимизации параметров БВР. Предложенные технологические решения по закладке выработанного пространства, с формированием прибортового ограждающего целика из разнопрочной закладки, позволили осуществить выемку руды без опасных деформаций бортов карьера и продолжать эксплуатацию карьерных транспортных съездов, как основных выходов из подземного рудника на поверхность.

Всего на Молодёжном месторождении по проектам технического перевооружения процессов горных работ в бортах и под дном карьера было добыто 250 тыс. тонн руды.

На *Учалинском подземном руднике* на Южном фланге и Северной выclinке месторождения в сложнейших горнотехнических условиях проектами технического перевооружения удалось вовлечь в отработку порядка 80 тыс. тонн руды при наличии ослабленных участков бортов карьера и подработке рудных тел более ранними горными работами.

Для обеспечения безопасности ведения горных работ, а также сохранения устойчивости бортов карьера был использован фактор временной устойчивости обнажений.

На *Озёрном подземном руднике* накоплен положительный опыт применения отработки запасов в восходящем порядке системами разработки с закладкой. Для управления качеством руды, на участках с относительно высоким содержанием меди, в рамках проекта технического перевооружения было предложено изменить ориентацию камер внутри контура рудного тела, что позволило более эффективно выполнять производственную задачу предприятия. Кроме того, по результатам эксплуатационной разведки на Озёрном месторождении были оконтурены запасы цинковой руды, ранее отнесённые к забалансовым рудам. Выявленное содержание полезных компонентов в руде показало, что их выгодно добывать при существующих в настоящее время ценах на металлы. В рамках технического перевооружения в отработку вовлечено 760 тыс. тонн забалансовых запасов цинковых руд. Горные работы при проектировании данного участка рассматривались во взаимной увязке с восходящей выемкой запасов основного рудного тела на нижних подэтажах.

Для *Сафьяновского подземного рудника* выполнен целый ряд проектов технического перевооружения, предусматривающий как нисходящую, так и восходящую выемку запасов руды. В рамках данных проектов определены оптимальные параметры и очерёдность выемки запасов камер в подэтажах в зависимости от их расположения относительно вмещающих пород и закладочного массива.

Предложен переход со сплошного порядка отработки камер на камерно-целиковый по схеме 1–2–3–1. На отдельных участках месторождения, при формировании несущего слоя в вышележащих камерах из твердеющей закладки способом непрерывной заливки, ширина камер всех очередей увеличена с 10 до 15 метров, а камерно-целиковый порядок отработки принят по схеме 1–2–1–2. Обоснование параметров камер шириной 15 метров выполнены с учетом ограничения сейсмического воздействия взрывов.

На отдельном участке в этаже -210/-270 метров предусмотрена технологическая схема выемки запасов руды в восходящем порядке с «шахматным» расположением камер.

Данные технические решения позволили увеличить интенсивность выемки руды на месторождении по отношению к начальной проектной схеме, предусматривавшей выемку камер в сплошном порядке. На базе принятых технических решений в настоящее время институтом «Уралмеханобр» разработан технологический регламент по увеличению производительности рудника с 500 до 700 тыс. тонн в год.

Для рудников «Шерегешеский» и «Таштагольский» АО «Евразруда» было выполнено 7 проектов технического перевооружения.

На *Шерегешеском руднике* по проектам технического перевооружения в разработку вовлечены участки месторождения с большими запасами руды. Главной задачей было подготовить рудник к плановому переходу от применения переносного оборудования к использованию высокопроизводительного погрузочно-доставочного и бурового самоходного

оборудования. Разработанные технологические схемы обработки данных участков с применением самоходной техники, позволили в разы повысить интенсивность очистной выемки руды, увеличить скорость проведения капитальных и подготовительно-нарезных выработок. За два с небольшим года производительность Шерегешского рудника возросла с 1 млн. 800 тыс. тонн до 4 млн. 200 тыс. тонн.

Всего на месторождении по проектам технического перевооружения горных процессов, на современном этапе, добыто более 10 млн. тонн руды.

Внедрение проектов технического перевооружения на **Таштагольском руднике** явилось следующим шагом, основанным на успешной реализации аналогичных проектов в условиях Шерегешского рудника.

В рамках проекта технического перевооружения по применению малогабаритного самоходного оборудования обработки запасов блока 12 Северо-западного участка в этаже -210/-280м Таштагольского месторождения, были успешно решены важнейшие задачи безопасного ведения горных работ в условиях совмещения применения самоходного и переносного оборудования.

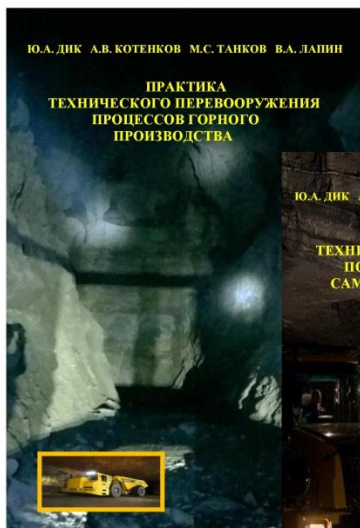
В настоящий момент осуществляется реализация проекта технического перевооружения процесса обработки запасов северной части участка «Восточный». Внедрение новой технологии с закладкой выработанного пространства и применением самоходного оборудования позволит увеличить объем добычи руды с участка склонного к горным ударам.

Успешный опыт реализации проектов технического перевооружения на рудниках АО «Евразруда» может рассматриваться в качестве одного из эффективных способов оперативного решения проблем ведения горных работ на действующих предприятиях.

АК «АПРОСА». Для **рудника «Айхал»** в рамках технического перевооружения (выполненного в 2014 году) специалистами института «Уралмеханобр» был предложен модернизированный вариант камерной выемки запасов системой разработки с закладкой выработанного пространства, который максимально соответствует условиям рудника «Айхал». Разработанный вариант получил название «шахматной» выемки запасов ромбовидными камерами. На разработанную технологию совместным творчеством коллективом АК «АПРОСА» и ОАО «Уралмеханобр» оформлен и получен патент на изобретение.

В 2017 году рудник «Айхал» был полностью переведен на камерную систему разработки. За неполные пять лет на руднике при выемке запасов Юго-Западного и Северо-Восточного рудных тел данной технологией добыто более 2 млн. тонн кимберлитовых руд.

По результатам выполненных институтом «Уралмеханобр» проектов технического перевооружения подготовлено к изданию две монографии:



Оценка результатов технического перевооружения технологических процессов и средств механизации полученных на данных горнодобывающих предприятиях позволяют сделать вывод об эффективности выбранного подхода к решению поставленных задач при отработке значительных участков месторождений. Увеличены производственные мощности, улучшены показатели полноты и качества выемки запасов руды, обеспечены безопасные условия ведения горных работ.

РЕЗУЛЬТАТЫ КОНТРОЛЯ СДВИЖЕНИЙ ПОДКАРЬЕРНОЙ РУДНОЙ ПОТОЛОЧИНЫ ПРИ ОТРАБОТКЕ НИЖЕЛЕЖАЩИХ СЛОЕВ

Аннотация. Для условий рудника Айхал «АК АЛРОСА» по результатам численного моделирования выполнена прогнозная оценка изменений напряженно-деформированного состояния подкарьерной рудной потолочины при выемке запасов ниже дна карьера с применением слоевой системы разработки с твердеющей закладкой. Установлены параметры сдвижений потолочины в процессе развития очистки работ.

Предложена и реализована на практике система геомеханического мониторинга с использованием инструментальных и визуальных методов контроля и прогноза изменения механического состояния горных пород. Приведены результаты многолетних наблюдений за сдвижением подкарьерного массива на различных этапах отработки месторождения.

Ключевые слова: механические свойства пород, численное моделирование, напряженно-деформированное состояние, реперные станции, сдвигения, разрушение пород

При переходе от открытой к подземной разработке месторождений выемка подкарьерных запасов независимо от выбранной системы разработки характеризуется наибольшей сложностью с точки зрения безопасности горных работ [1]. Массив в придонной части карьера ослаблен ведением взрывных работ, а борта и уступы находятся, как правило, в предельном состоянии. Отработанный карьер является потенциальным источником накопления паводковых вод, атмосферных осадков и осыпей пород, что требует учета при управлении гидрогеомеханическими процессам [2. 3].

Поэтому при отработке запасов переходной зоны обязательным условием обеспечения безопасности горных работ является организация и проведение гидрогеомеханического мониторинга состояния конструктивных элементов разработки [4]. Результаты мониторинга позволяют осуществлять оценку их устойчивости и, в случае необходимости, принимать своевременные меры для предотвращения развития негативных процессов в подкарьерном массиве.

Кимберлитовая трубка «Айхал» расположена в районе многолетне-мерзлых пород, мощность которых составляет 400 – 450 м. Вмещающие породы представлены глинисто-карбонатными отложениями с прослоями мергелей. Прочность пород на сжатие - $\sigma_{сж}$ = 30 - 60 МПа; залегание слоев – субгоризонтальное. Рудное тело субвертикального падения, разведенное

до глубины 900 м (а.о.-400 м), имеет эллипсоидную форму с соотношением осей $\approx 1:7$. На глубине ниже 120 м от поверхности рудное тело разделяется на две части: юго-западное рудное тело (ЮЗРТ) и северо-восточное рудное тело (СВРТ). Верхняя часть месторождения отработана карьером до максимальной глубины 325 м. Отметка дна карьера СВРТ - +205 м, а зумпфа - +195 м.

После завершения открытых работ приступили к подземной выемке контурных запасов в СВРТ в северо-восточном (СВ) борту карьера с использованием карьерного пространства для размещения вскрывающих выработок и транспортировки руды. Прибортовой рудный массив в отм. +330 м ÷ +192 м отработан с применением системы поэтажного обрушения (рис. 1).

В соответствии с проектными решениями часть подкарьерных запасов СВРТ до отм.+150 м предлагалось отработать системой поэтажного обрушения с торцевым выпуском руды под обрушенными породами и последующим переходом на слоевую разработку с твердеющей закладкой. Однако при подготовке запасов в центральной части СВРТ (после принятия мер по осушению обводненных осыпей на дне карьера) произошел прорыв илов в горные выработки на отм.+192 м. Поэтому дальнейшую отработку запасов по условиям безопасности решено производить с применением слоевой системы разработки с комбайновой выемкой и твердеющей закладкой. Защита горных выработок от прорыва обводненных илов со дна карьера предусматривается путем оставления предохранительного целика, проектная мощность которого составляет 25 м. Закладка отработанного пространства осуществляется через вентиляционно-закладочный штрек (ВЗШ), пройденный в рудном массиве на отм.+163 ÷ +175 м. Проектный размер предохранительного целика над ним - 8.5м.

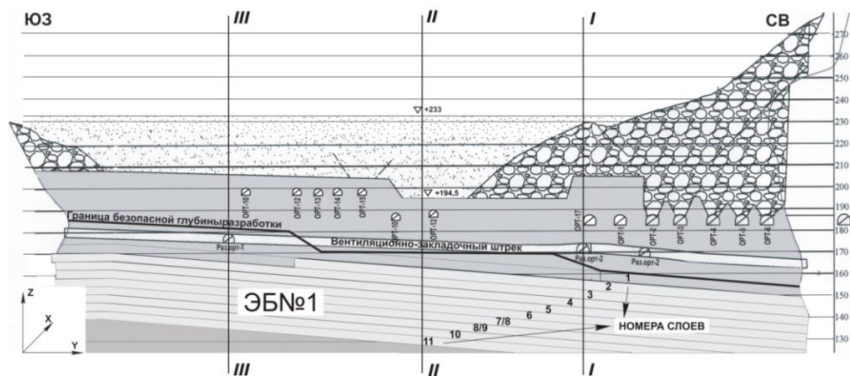


Рисунок 1 – Вертикальный разрез по простиранию СВРТ

Для снижения риска затопления горных выработок принято решение начинать очистные работы с первоочередной отработки слоя 3 (рис.1). После его выемки будет сформирована рудная потолочина, толщина которой составит 35 м. С целью своевременного принятия мер по обеспечению безопасных условий отработки, ведение очистных работ сопровождается

обязательным контролем гидрогеомеханического состояния рудной потолочины. В случае благоприятной ситуации планируется последовательно в восходящем порядке отработать слои 2 и 1 (см. рис.1). При этом контур кровли слоя 1 совпадает с границей опасной зоны, а размер предохранительного целика составит принятые проектом 25 м.

Выбор контролируемых параметров и состава наблюдений, участков заложения станций необходимо осуществлять с учетом результатов предварительных численных расчетов напряженно-деформированного состояния (НДС) и оценок ожидаемых параметров сдвижения рудной потолочины при последовательной отработке слоев 3→2→1.

Исходная информация по механическим свойствам рудного массива, используемая в расчетах, получена по данным лабораторных испытаний керна, отобранного из специально выбуренных в потолочине ВЗШ горизонтальных скважин в направлении простирания трубки. По результатам исследований установлены следующие показатели механических свойств: $\sigma_{сж}^{cp} \approx 12$ МПа, $\sigma_p^{cp} \approx 1,1$ МПа, коэффициент Пуассона $\nu=0,3$; модуль Юнга $E=10$ ГПа. Напряженное состояние пород принято в соответствии с проектными данными: вертикальное напряжение равно $\sigma_z = \gamma H$, горизонтальное - $\sigma_x = \sigma_y = \lambda \gamma H$; $\lambda=0,5$.

Для оценки изменений НДС рудной потолочины проведены численные расчеты с применением метода граничных интегральных уравнений [5]. Поскольку размер СВРТ по длинной оси составляет около 350 м, а по короткой – 30 м ÷ 60 м, правомерно использовать в расчетах плоскую модель. Задача решалась для реальной геометрии карьера. НДС рудной потолочины характеризуется практически полной разгрузкой от вертикальных напряжений, а горизонтальные напряжения (σ_x) являются определяющими при анализе и оценке устойчивости потолочины. Области предельного деформирования по условиям прочности на сжатие ($\sigma_x > 12$ МПа) имеют место в массиве ниже дна карьера, охватывая 5-метровую зону подкарьерной толщи (рис. 2а,б). По мере последовательной отработки слоев 3→2→1 σ_x в центральной части потолочины у верхней ее границы напряжения возрастают до 14 МПа, а на нижней (в кровле отработанных слоев) - увеличиваются от -2 МПа (при отработанном слое 3) до -4 МПа (при отработанных слоях 3-1). Черным цветом на рис. 2а, б показаны зоны предельных деформаций рудного массива.

Изменения горизонтальных деформаций, вызванных формированием подсеccionного слоя N3 и последующей отработкой слоев N2 и N1, приведены на рис. 2в, г.

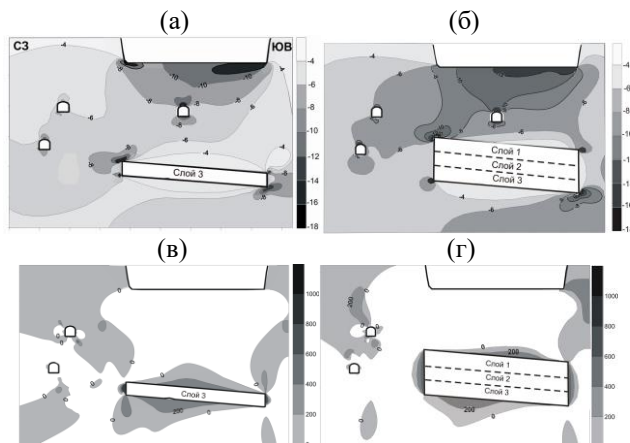


Рисунок 2 – Горизонтальные напряжения (а, б) и зоны дополнительных растягивающих горизонтальных деформаций ($\cdot 10^6$) (в, г) в массиве подкарьерной толщи руды: а, в - после отработки подсеccionного слоя 3; б, г - после отработки слоев 3→2→1.

На рис. 3 приведены эпюры вертикальных смещений рудного массива на отметке почвы ВЗШ при последовательной отработке слоев 3,2,1.

Анализ результатов расчетов НДС формируемой рудной потолочины позволил сделать следующие выводы:

1. В рудной потолочине при отработке слоев 3 и 3→2→1 отсутствуют зоны растягивающих напряжений как по верхней (дно карьера), так и на нижней (кровля очистного пространства) границах (см. рис.2а, б). Асимметрия распределения горизонтальных напряжений в потолочине с локализацией зоны запредельного деформирования у юго-западного борта карьера вызвана большей его высотой по сравнению с северо-западным бортом (на ≈ 65 м). Увеличение области запредельного деформирования верхней части рудной потолочины по мере отработки слоев приводит к уменьшению её эффективной (монокристаллической) мощности.

2. Влияние очистных работ приводит к увеличению горизонтальных напряжений в кровле ВЗШ. При этом зона неупругого деформирования возрастает до 1,5 м, что уменьшает размер предохранительного целика над ним (рис. 2а, б).

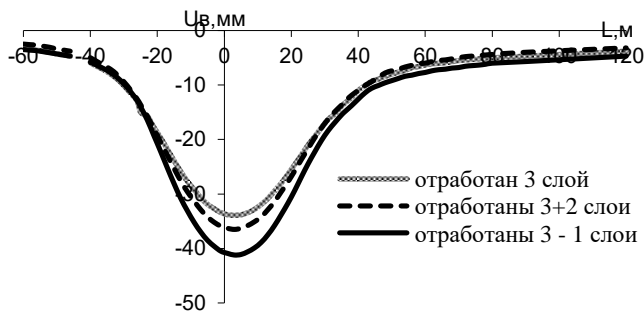


Рисунок 3 – Вертикальные смещения (осадки) массива в крест простирания рудного тела на отм. +168 м

3. В процессе развития очистных работ основная часть рудной потолочины испытывает дополнительное обжатие (рис. 2в, г), что не создает условий для раскрытия трещин в рудном массиве, и, следовательно, не способствует формированию водопроводящих трещин. Наиболее опасной с точки зрения нарушения сплошности массива является зона в кровле очистного пространства, где имеют место дополнительные растягивающие горизонтальные деформации. Развитие деформационных процессов и выделение границ неупругого деформирования нижней части потолочины подлежат обязательному контролю.

4. Максимальные вертикальные осадки в центральной части потолочины на отметках почвы ВЗШ достигают 40 – 43 мм (рис. 3), что позволяет контролировать процесс сдвижений массива по реперам профильных линий с использованием нивелирования.

Проведенный анализ позволил выбрать контролируемые параметры, методы наблюдений и зоны контроля деформационных процессов из горных выработок в рудной потолочине (рис. 4):

- наблюдения за деформациями и разрушениями приконтурной части ВЗШ для контроля размеров предохранительного целика над ним осуществляются с использованием контурных реперов и скважинных визуальных наблюдений;

- контроль возможных расслоений кровли очистного пространства, снижающих эффективную мощность потолочины, производится по станциям глубинных реперов в комплексе со скважинными эндоскопическими наблюдениями;

- наблюдения за вертикальными сдвигами потолочины производится по реперам профильных линий в ортах N1 и N2; полученная информация необходима для корректировки параметров расчетной модели.

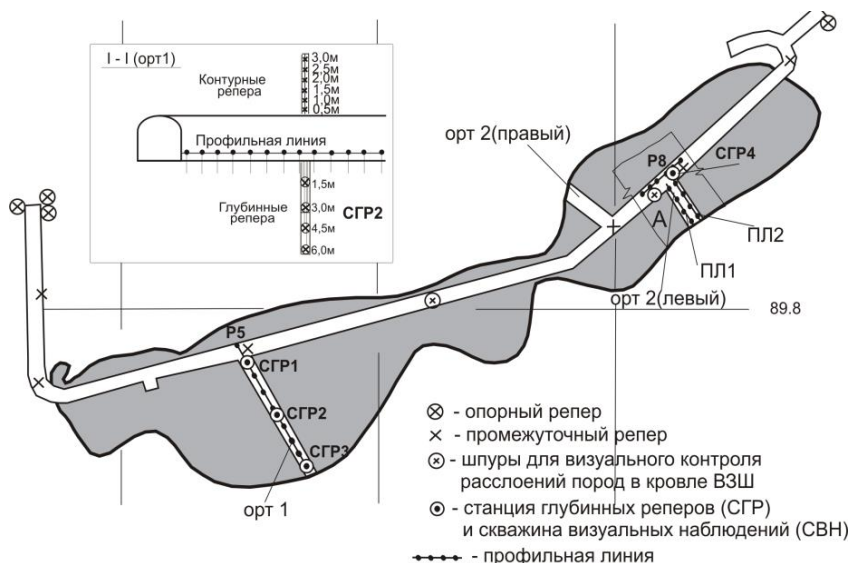


Рисунок 4 – Схема размещения наблюдательных станций

В качестве иллюстрации результатов мониторинга приведем данные наблюдений по реперам профильной линии в орте N1 в процессе отработки подкарьерных запасов (рис.5).

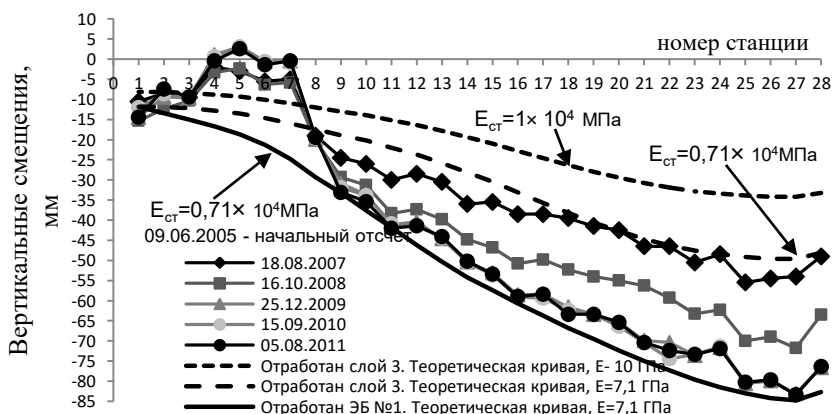


Рисунок 5 – Вертикальные смещения реперов профильной линии в орте N1

Следует отметить, что теоретическая кривая осадок почвы орта, полученная на основе данных испытаний керна ($E = 10$ ГПа), уточнена после отработки слоя 3 по результатам продольного сейсмического профилиро-

вания вдоль ВЗШ ($E = 7,1$ ГПа). Сравнение результатов скорректированных расчетов сопоставимы с натурными данными осадок почвы орта, полученными при нивелировании реперов профильной линии после отработки слоя 3, что позволяет считать модель адекватной данным граничным условиям.

Для выбора критерия разрушения и предельных его значений использован разработанный экспериментально-аналитический метод, основанный на результатах численной оценки НДС и визуальном установлении зон разрушения пород в горной выработке или по разрушению контуров скважин для визуальных наблюдений [6]. С использованием критерия прочности Кулона–Мора определено предельное значение сдвигающих напряжений рудного массива ($\sigma_s = 2$ МПа), на основе которого установлена динамика развития зон неупругих деформаций в потолочине на различных этапах отработки запасов [5].

На рис. 6 приведены графики осадок реперов на станции глубинных реперов СГР 4. Дополнительные растягивающие деформации массива в интервале глубин $0 \div 3,4$ м составляют $8,4 \cdot 10^{-3}$, а в интервале $5,4 \div 9,4$ м – $9,1 \cdot 10^{-3}$. Полученные экспериментальные значения деформаций превышают предельно допустимые величины для кимберлита ($4 \cdot 10^{-3}$), что подтверждается данными визуальной съемки разрушений контура скважины (СВН), параллельной скважине СГР 4 (рис.7).

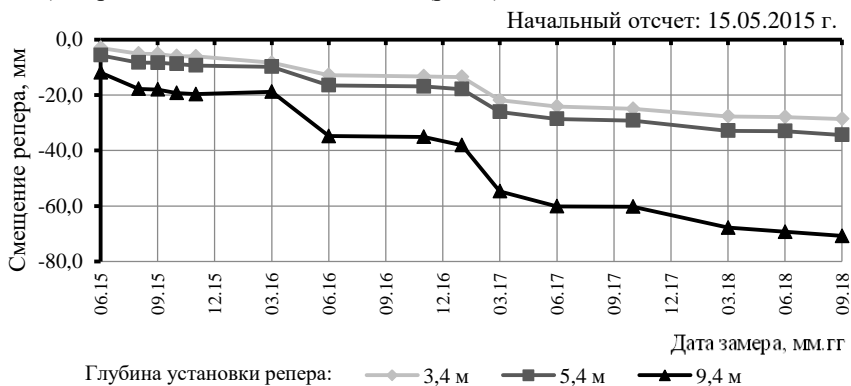


Рисунок 6 – Графики осадок реперов на СГР 4 в орте 2. Начальный отсчет 15.05.2015 г.

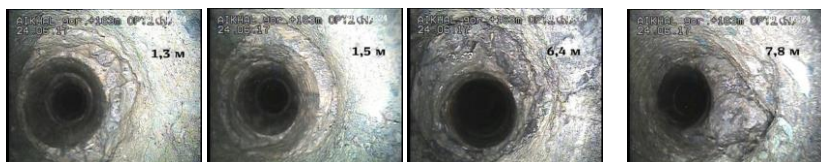


Рисунок 7 – Нарушение контура в скважине СВН 4

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Предложена и реализована на практике комплексная система мониторинга подкарьерной рудной потолочины, основанная на применении скважинных инструментальных и визуальных методов наблюдений за сдвижением и нарушениями сплошности рудного массива, а также осадкой реперов профилейных линий.

Важной составляющей при создании и функционировании мониторинга является математическое моделирование НДС массива с оценкой и прогнозом развития геомеханических процессов. Повышение надежности полученных результатов непосредственно связано с выбором граничных условий и адаптацией параметров расчетной модели по экспериментальным данным.

Проведение мониторинга обеспечило текущий контроль изменений НДС потолочины и принятие мер по обеспечению её устойчивости, в частности, по отказу от отработки слоя 2 в ЮЗ и слоя 1 в СВ частях СВРТ и переходу на нисходящую систему разработки.

Авторы выражают благодарность маркшейдерской службе и отделу геотехнического мониторинга Айхальского ГОК, принявших участие в проведении наблюдений.

Список литературы

1. Каплунов Д.Р. Комбинированная геотехнология /Д.Р. Каплунов, В.Н. Калмыков, М.В. Рыльникова – М: Издательский дом «руда и металлы». – 2003. – с. 560.
2. Курленя М.В. Влияние частичного затопления карьера «Айхал» на напряженно-деформированное состояние рудной потолочины / М.В. Курленя, В.Д. Барышников, Л.Н. Гахова // ФТПРПИ. – Новосибирск. – 2013. – №4. – С. 23 – 31.
3. Барях А.А. Разрушение водоупорных толщ при ведении крупномасштабных горных работ. Ч. I /А.А. Барях, Н.А. Самоделкин, И.Л. Паньков ФТПРПИ. – Новосибирск. – 2012. – №5. – С. 3 – 14.
4. Инструкция по безопасному ведению горных работ при комбинированной (совмещенной) разработке рудных и нерудных месторождений полезных ископаемых // в сб. руководящих материалов горнорудного надзора. – М: Изд. АГН, 1998.
5. Барышников В.Д. Опыт применения геомеханического мониторинга при подземной разработке месторождений полезных ископаемых / В.Д. Барышников, Д.В. Барышников, Л.Н. Гахова, В.Г. Качальский // ФТПРПИ. – Новосибирск. – 2014. – №5. – С. 61 – 73.
6. Курленя М.В. Развитие экспериментально-аналитического метода оценки устойчивости горных выработок / М.В. Курленя, В.Д. Барышников, Л.Н. Гахова // ФТПРПИ. – Новосибирск. – 2012. – №4. – С. 20 – 28

ПАРАМЕТРЫ И ХАРАКТЕРИСТИКИ ОПАСНЫХ ЗОН ПОД ДНОМ ОТРАБОТАННЫХ КАРЬЕРОВ, ЗАТОПЛЕННЫХ ВЫРАБОТОК И НАПОРНЫХ ВОДОНОСНЫХ ГОРИЗОНТОВ ПРИ ОСВОЕНИИ КИМБЕРЛИТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЯКУТИИ

Аннотация: Коренные месторождения алмазоносных кимберлитов Республики Саха составляют основу минерально-сырьевой сырьевой базы компании «АЛРОСА», крупнейшего мирового производителя алмазов.

Освоение кимберлитовых трубок ведут комбинированным способом с последовательной схемой перехода от открытых к подземным горным работам, первоначально обрабатывая верхнюю часть месторождения карьерами, глубиной 380-750 м. Подземную разработку месторождений с высокой и средней ценностью руды ведут системами разработки с закладкой выработанного пространства, что предопределяет необходимость оставления под дном карьера предохранительного рудного целика.

Применение указанного порядка обработки в совокупности с особенностями геологического строения месторождений, представляющих собой трубкообразные субвертикальные тела, распространяющиеся на глубину несколько километров, приводит к образованию на различных участках опасных зон, в пределах которых горные работы необходимо вести с учетом специфических геомеханических, гидрогеологических и иных особенностей разработки месторождения.

В связи с этим рекомендуется риск-ориентированный подход к выбору геотехнологий обработки месторождений на больших глубинах, учитывающий геомеханический, гидрогеомеханический и другие риски возникновения аварий в опасных зонах разработки.

Ключевые слова: большая глубина, исходное напряженное состояние массива, нарушение пород, обводненность массива, свод обрушения, геомеханический риск, горное давление.

Современный этап развития горного производства в России связан с переходом открытых и подземных горных работ на большие глубины, где наиболее остро встают проблемы освоения месторождений в условиях повышенного горного давления, газо- и гидродинамических явлений, которые обуславливают развитие геотехнологий, учитывающих возникновение опасных зон разрушений массива, в том числе с катастрофическими последствиями [1].

Под опасной зоной понимается участок недр, в пределах которого при ведении горных работ требуются дополнительные меры безопасности, сопровождаемые, как правило, отдельными проектами, а также обоснованием безопасности опасных производственных объектов, предусмотренным Федеральным законом «О промышленной безопасности опасных

производственных объектах» [2].

Наиболее сложным объектом с позиции вероятности возникновения негативных ситуаций, обусловленных гидрогеомеханическими процессами, а также последствий их проявления в настоящее время является месторождение трубки «Мир», на котором произошла авария, приведшая к полному затоплению и ликвидации действующего подземного рудника.

Основным вариантом возобновления отработки запасов рудника «Мир» является вскрытие их новыми стволами до отм. -1300 м и отработка в восходящем порядке до подошвы рудного предохранительного целика, оставляемого от нижней границы опасного водного объекта (затопленных выработок рудника) (Рис.1). При этом размеры рудного предохранительного целика определяются напорами в опасном водном объекте, зависящими от текущего уровня рассолов в водоеме карьера «Мир», гидродинамически связанном с водным объектом в руднике, а также от прогнозируемого восстановления со временем уровня в карьере до исходного гидростатического напора метегеро-ичерского водоносного комплекса (МИВК).

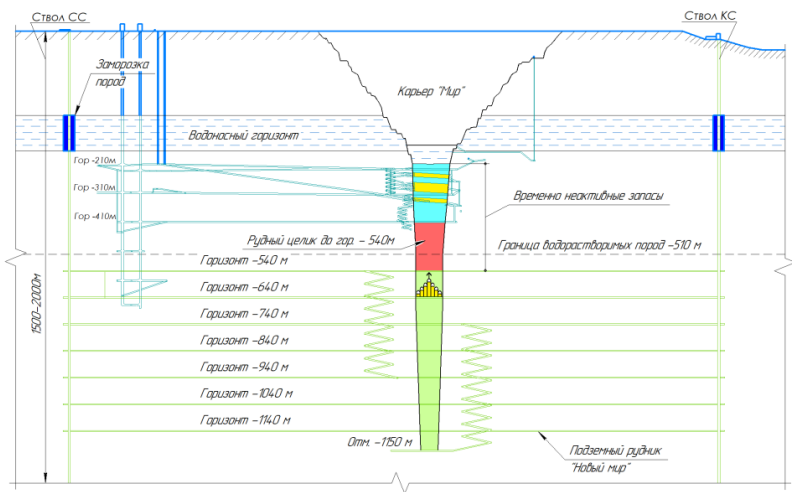


Рисунок 1 – Основной вариант возобновления добычных работ на руднике «Мир»

Строительство и эксплуатация подземного рудника для отработке подкарьерных запасов кимберлитовой трубки «Мир», расположенных ниже карьера и подземных горных выработок затопленного рудника будет происходить в сложных условиях, обусловленных возможным взаимовлиянием выработок старого и нового рудника, а также продолжающимся развитием гидрогеомеханических процессов, оказывающих негативное влияние на состояние массива в зоне влияния ранее затопленного рудника «Мир».

Таким образом, при строительстве и эксплуатации подземного рудни-

ка «Мир» необходимо предусматривать расположение выработок в зонах, исключающих риск их повреждения, то есть вне границ опасных зон для основных этапов развития горных работ, включая: строительство вертикальных вскрывающих стволов; строительство горизонтальных вскрывающих выработок; отработку запасов ниже отметки предохранительно-го целика.

Анализ методической и нормативной базы позволил сделать вывод об отсутствии методов расчета параметров целиков и опасных зон в полной мере соответствующих условиям разработки месторождения в сложившейся горнотехнической ситуации, что связано с малым объемом или полным отсутствием информации по физико-механическим свойствам руд и пород, подвергшихся интенсивному разрушительному воздействию вследствие затопления, технологии ликвидации водного объекта и последующей водозащиты рудника.

Отмеченное выше привело к необходимости определения параметров опасных зон, включающего как методы математического моделирования напряженно-деформированного состояния, оценку геологического и структурного строения массива, а также влияние технологических факторов на развитие процессов смещения, деформирования и разрушения природных и искусственных массивов.

Идентификация опасных зон и расчет их параметров возможны после оценки природных опасностей с учетом технологических параметров геотехнологий. Природные факторы могут быть ранжированы по степени влияния на технологию разработки и ее безопасность на основе статистического анализа и выражены системой количественной оценки, что позволит выделить компоненты, наиболее влияющие на вероятность развития негативного события. Выявление вероятности риска аварии позволяет своевременно принять необходимые меры для обеспечения безопасности и рационального использования георесурсов.

Такой риск-ориентированный подход дает возможность контроля над гидрогеомеханическими процессами при ведении горных работ и позволит уменьшить влияние природных опасностей на вероятность возникновения аварийных ситуаций или минимизировать их последствия при эксплуатации месторождений.

Для управления рисками должна быть проведена качественная и количественная характеристики вероятности возникновения инцидентов геотехнической опасности. При определении качественной составляющей используется комплексный подход позволяющий максимально учесть все виды рисков развития деформации, нарушения устойчивости и потери сплошности массивов. К ним следует отнести природные факторы, такие как, глубина разработки, исходное напряженно-деформированное состояние массива, его физико-механические свойства и нарушенность пород, гидродинамическое и газодинамическое состояние и др., а также техногенные факторы – величину и характер распределения горного давления вокруг подготовительных и очистных выработок

с образованием зон повышенного опорного давления, зоны деформаций и сдвижения горных пород, где велика вероятность разрушения массива, а также вероятность увеличения водо- и газопроницаемости массива вокруг выработанного пространства, изменения гидрогеологического режима поверхностных и подземных водных объектов в результате превышения критических деформаций и сдвижения толщи пород.

Существует методика для определения степени надежности, которая базируется на использовании статистических подходов учета факторов неопределенности и изменчивости (FS) [3]. В дополнение к FS рассчитывается вероятность негативного события (PF). Критерии оценки риска FS и PF представляют собой предполагаемые данные с погрешностями и допущениями принятых параметров, что не позволяет количественно оценить приемлемый уровень вероятности риска, так как не предполагает соотношение с фактически полученными и измеренными данными во время разработки. Стоит признать, что риск не является постоянной величиной, его динамичный характер обусловлен изменениями геомеханической обстановки во время функционирования рудников и в течение некоторого времени после прекращения работ, поэтому оценка уровня безопасности должна происходить в постоянной взаимосвязке с корректно полученными и измеренными данными мониторинга. Постоянно изменяющаяся картина требует постепенного анализа уровня приемлемости рисков. Необходим непрерывный процесс, в котором принимаются решения о допустимости существующих рисков и необходимости принятия мер по их снижению. Принимаемые решения и количественные характеристики могут основываться на существующих и зарекомендовавших себя нормах и правилах, однако, важную роль в процессе принятия решения играет опыт и мнение экспертов в соответствующих области и комплексность подхода.

При расчете параметров и характеристик опасных зон на месторождении «Мир» были учтены следующие осложняющие факторы: наличие отработанного и затопленного карьера, затопленных после аварии подземных выработок и вертикальных стволов, высоконапорного водоносного горизонта, агрессивного воздействия на устойчивость пород в результате аварии и спасательной операции, свехглубокая глубина ведения запланированных горных работ, наличие растворимых под воздействием воды солей в массиве, неопределенность нынешнего состояния массива.

Проведенный анализ геомеханических рисков показал, что гидрогеологическая обстановка занимает приоритетное положение в определении характера возможного негативного события и устанавливает критерий приемлемости риска. В данных условиях для трубки «Мир» была определена опасная зона под дном карьера, где геомеханические процессы развиваются нетрадиционным способом, а также опасные зоны вокруг затопленных стволов и горизонтальных выработок.

Рассмотрим методику обоснования верхней границы ведения очистных горных работ под затопленными выработками.

При расчете вертикальной мощности целика, предназначенного для защиты подземных выработок нового рудника от выработок затопленного рудника «Мир» необходимо принимать во внимание характер развития геомеханических процессов в подрабатываемом целике в реальных условиях. На этой базе возможно установление критериев оценки возникновения и развития водопроводящих трещин и определение параметров и граничных условий при которых будет обеспечена безопасность ведения горных работ под затопленными чашей карьера и подземными выработками.

В отечественной практике при расчете параметров барьерных и предохранительных целиков применяют методы, базирующихся на теории сдвижения горных пород [5, 6, 7], либо на определении уровня действующих напряжений и возникающих в процессе ведения горных работ деформаций массива и сопоставления их с предельными значениями по одному или нескольким критериям. В качестве критериев чаще всего принимают: прочность пород на сжатие, на растяжение, критерии Кулона-Мора, Мизеса, Хоека-Брауна, критическую деформацию. Каждый из этих критериев в определенных ситуациях характеризует условия разрушения массива горных пород. Данные критерии удобно использовать при применении методов математического моделирования, что позволяет максимально полно учесть конкретные условия, для которых производится расчет.

В настоящее время для условий подземных рудников АК «АЛРОСА» при расчетах границ опасных зон руководствуются положениями «Методических указаний по определению параметров опасных зон на горных предприятиях АК «АЛРОСА», и «Методического руководства определения границ зон, опасных по прорывам воды в горные выработки на месторождениях алмазов АК «АЛРОСА».

В основу методического подхода, изложенного в данных документах, заложено определение условий возникновения и развития в целике субвертикальных водопроводящих трещин, которые рассчитываются на основе теории сдвижения горных пород.

Положения теории удовлетворительно описывают процессы сдвижения, деформации и трещинообразования в массивах осадочных пород, при пролетах подработки равном или большем глубины ведения горных работ, при глубинах до 500-700 м. Для условий определения параметров рудного целика под затопленным карьером и подземными горными выработками рудника «Мир» эти условия не выполняются,

Для корректного определения параметров рудного целика под затопленными выработками требуется применение методики расчета, учитывающей геологическое строение трубки «Мир», напряженно-деформированное состояние рудного и породного массива, потенциальное влияние последующих горных работ.

Учитывая вышеизложенное для определения параметров рудного целика были приняты следующие исходные положения и ограничения:

- верхняя граница целика принимается на отметке нижней границы очистных работ -335 м.абс.;
- в качестве нижней границы целика принимается его часть, не нарушенная потенциально водопроводящими трещинами, сформированными в результате действия повышенных сжимающих и растягивающих напряжений, с учетом возможного формирования зоны обрушения в результате подработки очистными работами;
- поверхность, формирующая границу свода возможного обрушения, сформированного подработкой характеризуется напряженным состоянием, на котором уровень растягивающих напряжений и деформаций примерно равен предельному;
- граница поверхности свода возможного обрушения не должна находиться в пределах толщ галогенных пород, нижняя границы которых расположена на отм. -510 м.абс.;
- нижняя граница целика не должна находиться в толще галогенных пород и должна быть ниже границы опасной зоны от затопленных выработок горизонта -445 м.абс.

В зависимости от физико-механических и структурных свойств горных пород, параметров рудного тела, глубины ведения горных работ и применяемой технологии разработки формирование зоны водопроводящих трещин может развиваться по различным схемам.

При мощности целика меньше высоты свода обрушения горных пород над выработанным пространством формирование зоны водопроводящих трещин происходит за счет прогиба целика с формированием сквозных секущих трещин и может быть определено по способу максимального оседания слоя [4].

При мощности целика больше высоты свода обрушения горных пород формирование водопроводящих трещин развивается в пределах свода обрушения. За пределами границ свода обрушения растягивающие напряжения в породах меньше соответствующего предела прочности, соответственно, условий для развития водопроводящих трещин не создается.

Диапазон изменения высоты свода обрушения, рассчитанный по существующим методикам и подтвержденный данными фактических наблюдений [5, 8, 9], изменяется от 0,25 до 0,6 в зависимости от пролета подработки, глубины ведения горных работ, физико-механических и структурных свойств горных пород. Соотношение высоты и пролета целика на руднике «Мир» при минимально возможной мощности целика от нижней границы очистных работ на отм. -335 м.абс. до отм. -525 м.абс. составляет от 1,1 до 1,5, что больше высоты свода обрушения по любой из существующих методик. Это свидетельствует о том, что высоту зоны развития водопроводящих трещин в нижней части целика следует определять исходя из определения параметров свода обрушения над зоной подработки, а устойчивость верхней и средней части целика – на основе расчета напряженно-деформированного состояния целика.

Возможны три состояния толщи налегающих пород: устойчивое с запасом состояние; устойчивое предельное состояние; неустойчивое состояние.

При устойчивом состоянии образования водопроводящих трещин не происходит, так как действующие растягивающие напряжения в пределах свода возможного обрушения не превышают предела прочности пород на растяжение.

При предельно устойчивом состоянии возможно постепенное, в течение длительного времени, развитие систем водопроводящих трещин в пределах границ свода возможного обрушения. При неустойчивом состоянии развитие процесса обрушения и, соответственно, водопроводящих трещин, происходит без образования устойчивого свода обрушения вплоть до выхода на поверхность. Критерием третьего состояния по Лобширу [10] является уравнение:

$$L > 4H_r \quad (1)$$

где, L – пролет подработки (подсечки), м; H_r – гидравлический радиус, м.

Для условий рудника кимберлитовых месторождений Якутии установлено, что гидравлический радиус составляет в среднем 17 м, таким образом, условия развития процесса самообрушения возникают при пролете подсечки более 68 м, следовательно, для рудника «Мир», условия напряженно-деформированного состояния горных пород соответствуют третьему варианту – неустойчивому состоянию налегающих пород [8].

В этом случае граница зоны развития водопроводящих трещин в нижней части целика будет определяться исходя из параметров зоны самообрушения, которая зависит от параметров рудного тела, трещиноватости пород, определяющим образом влияющей на коэффициент разрыхления пород при обрушении и высоты компенсационного пространства.

Для развития процесса самообрушения горных пород необходимо наличие компенсационного пространства, так как он протекает с увеличением объема горных пород, величина которого выражается коэффициентом разрыхления при обрушении. Значение данного коэффициента колеблется в пределах 1,07-1,3. Меньшее значение характерно для рудных тел с пологим залеганием, величиной пролета подработки в несколько сот и более метров и крупноблочным или слоистым строением налегающих пород. Большее значение характерно для небольших пролетов подработки и сильнотрещиноватых мелкоблочных массивов. Для условий рудника «Мир», по опыту наблюдений в условиях медно-колчеданных месторождений Урала и сильнотрещиноватых вкрапленных руд Талнахско-Октябрьского месторождения, значение коэффициента разрыхления при обрушении будет составлять 1,25-1,3. Учитывая наличие в геологическом разрезе соленасыщенных пород, а также затопленного карьера и подземных выработок в расчетах коэффициент разрыхления при самообрушении принят равным 1,15.

Высоту развития зоны самообрушения в подрабатываемых породах можно определить по модифицированной формуле С.Г. Авершина:

$$H_c = K_{yn}m_{эф}/(K_{po}-1) \quad (2)$$

где, H_c – высота развития зоны самообрушения, м; $m_{эф}$ – эффективная мощность вынимаемого слоя (высота компенсационного пространства), м; K_{yn} – коэффициент уплотнения обрушенной породы во времени, безразмерный; K_{po} – коэффициент разрыхления при самообрушении, безразмерный.

Как видно из представленной формулы, наибольшее влияние на параметры зоны развития самообрушения оказывает параметр $m_{эф}$, который формируется из упругих деформаций массива в период проведения выработок и пластических деформаций, развивающихся в течение времени стояния незаложенной выработки. После закладки выработки пластические деформации развиваются за счет компенсации недозаказов и компрессионного сжатия закладки.

Учитывая неопределенность технологии ведения горных работ на данном этапе, параметры развития зоны возможного обрушения определены для двух случаев: 1) Применение восходящего порядка выемки слоев; 2) Применение нисходящего порядка выемки слоев. Для варианта № 1 величину $m_{эф}$ принимаем равной 0,352 м, а для варианта № 2, с учетом опыта ведения работ на руднике «Мир», принимаем равной 1,5 м. Тогда:

$$H_{c1} = K_{yn}m_{эф}/(K_{po}-1) = 1,2 \times 0,352 / (1,15 - 1) = 2,82 \text{ м} \sim 3 \text{ м} \quad (3)$$

$$H_{c2} = K_{yn}m_{эф}/(K_{po}-1) = 1,2 \times 1,5 / (1,15 - 1) = 12 \text{ м} \quad (4)$$

Полученное значение H_c при определении верхней границы очистных работ под затопленными выработками рудника «Мир» следует исключить из общей мощности предохранительного целика. Также необходимым условием является расположение верхней границы свода возможного обрушения в интервале залегания доломитов, с целью исключения возможности развития процесса фильтрации и последующего размывания по контактам рудного тела и соленасыщенных вмещающих пород.

Граница соленосной толщи и долеритов в породах Олекминской свиты находится на отг. -510 м. С учетом возможной погрешности определения отметки и неравномерности границы для расчетов принимаем отг. -512 м.

Генезис кимберлитовой трубки, сформированной в результате нескольких фаз внедрения кимберлитов, прорывавших толщу осадочных пород, предполагает высокую вероятность наличия ослабленных участков массива в пределах трубки и по ее контактам. Для учета влияния потенциального наличия ослабленных зон и зон повышенной трещиноватости был принят дополнительный запас к высоте зоны потенциального обрушения равным 15 м (по аналогии с рудником «Интернациональный»).

Таким образом, для оценки напряженно-деформированного состояния массива принята мощность целика равная 187 м.

Моделирование напряженно-деформированного состояния целика показало, что его устойчивость обеспечивается даже при вертикальной мощности 90-110 м, однако с учетом геологического строения и отмеченной выше неопределенности влияющих природных и техногенных

факторов, а также потенциальных последствий возможной аварии, окончательная вертикальная мощность целика была принята равной 187 м.

Аналогичный подход также был использован для определения параметров остальных опасных зон.

На рис. 2 представлены опасные зоны разрушения вокруг затопленных горных выработок (а) и схема определения параметров предохранительного целика (б).

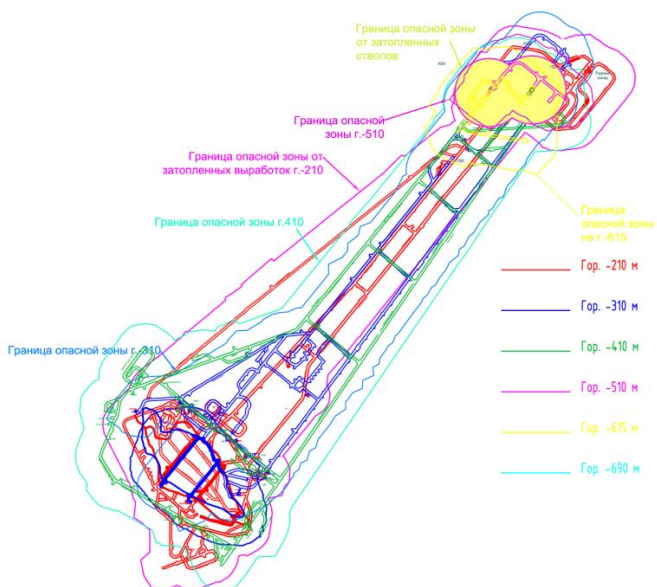
Выделенные опасные зоны также могут быть ранжированы по степени приемлемости допустимого риска и необходимости принятия мер:

Недопустимый риск - прорывы воды и пульпы из водоносного горизонта и/или затопленного карьера, внушительное растворение соляных пород, приводящее к весьма значительному ухудшению устойчивости природно-техногенной системы, и другие факторы, указывающие на высокую вероятность появления аварийного события и угрозу жизни рабочих. Прекращение горных работ до момента ликвидации вероятности возникновения опасного события.

Приемлемый риск – увеличение водопроницаемости пород, изменение гидрогеологического режима, существенное размывание пород защитных (предохранительных) зон и другие факторы, указывающие на вероятность возникновения негативного события со средней тяжестью последствий. Допустимость применения мер по обеспечению безопасности горных работ, соблюдение соответствующего режима работ и постоянный мониторинг для обнаружения признаков предшествующих неприемлемому риску.

Малозначительный риск – признаки деформации массива без значительных водопроявлений водоносного горизонта, затопленного карьера и выработок. Небольшое размывание опасных зон, не приводящих к существенному уменьшению устойчивости массива и его защитных свойств. Периодический мониторинг для своевременного принятия мер во избежание или минимизации ухудшения существующих условий.

(а)



(б)

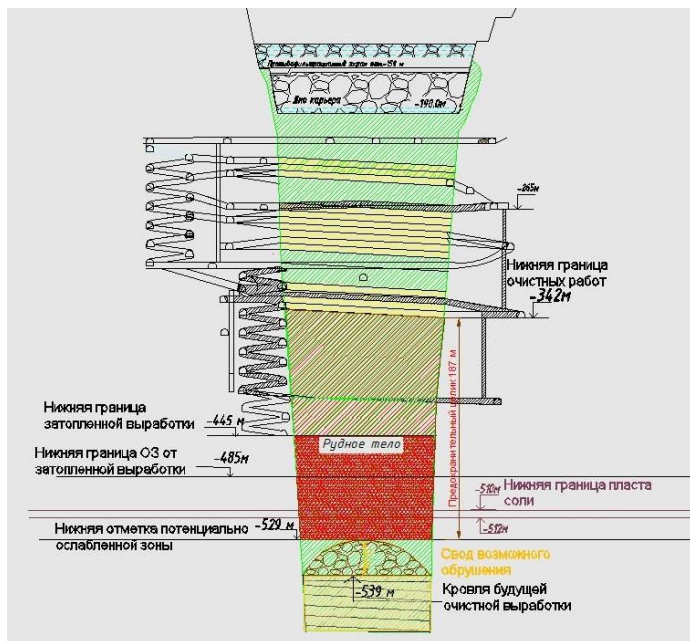


Рисунок 2 – Опасные зоны разрушения вокруг затопленных горных выработок (а) и схема определения параметров предохранительного целика (б)

Выводы:

Для большинства рудников характерна ситуация практически непрерывного изменения условий эксплуатации по мере развития горных работ. Геомеханическая ситуация в массиве непрерывно трансформируется под воздействием разработки месторождений и даже после их завершения. Эти условия обуславливают необходимость периодического анализа геомеханических рисков и их приемлемости при выборе параметров разработки. На этапах проектирования, внедрения и непосредственно самой эксплуатации существуют многочисленные вероятности, когда могут быть допущены ошибки или неправильно интерпретированы ранее полученные данные, что неизбежно приводит к повышению риска возникновения аварий и катастроф. Следовательно, технология, выбранная на этапе проектирования и принятые в ней решения по обеспечению устойчивости геотехнических конструкций и безопасности ведения горных работ должны адаптироваться посредством риск-ориентированного подхода во время реализации проекта работ. При этом геомеханический риск, в отличие от принятого значения, определяемого вероятностью возникновения опасного явления и, соответственно, тяжестью последствий аварии для жизни и здоровья людей, имущества и окружающей среды, должен учитывать достоверность оценок напряженно-деформируемого состояния массива и сопровождаться детерминированными расчетами на всех стадиях эксплуатации объекта.

Список литературы

1. И.И. Айнбиндер, Д.Р. Каплунов. Риск-ориентированный подход к выбору геотехнологий подземной разработки месторождений на больших глубинах // ГИАБ. 2019. №4.
2. Федеральный закон «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» (редакция, действующая с 25 марта 2017 г.) – М., ЗАО НТЦ ПБ, 2017.
3. Международный стандарт ИСО31000 (2-е издание, 2018)
4. «Методические указания по определению параметров опасных зон на горных предприятиях АК «АЛРОСА». – М.: ИПКОН РАН, АГЭЦ, 2007.
5. Методическое руководство определения границ зон, опасных по прорывам воды в горные выработки на месторождениях алмазов АК «АЛРОСА». НТЦ «НОВОТЭК». Белгород, 2005.
6. «Инструкция по наблюдениям за движением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений» 1987г.
7. Шадрин А.Г. Теория и расчет сдвижений горных пород и земной поверхности. – Красноярск: Изд-во Красноярск. Ун-та, 1990, 200 с.
8. Узбекова А. Р. Обоснование параметров самообрушения кимберлитовых руд при их подземной разработке. Дис. канд. техн. наук : 25.00.22 : Москва, 2004 170 с. РГБ ОД, 61:05-5/1311.
9. Казикаев Д.М., Козырев А.А., Каспарьян Э.В., Иофис М.А. Управление геомеханическими процессами при разработке месторождений полезных

ископаемых: Учебное пособие. – М.: Издательство «Горная книга», 2016.

10. Jacobec J., Laubscher D.H. The MRMR rock mass rating classification system in mining practice. Brisbane, p.413-421, 2000.

11. J. Hadjigeorgiou. Understanding, managing and communicating geomechanical mining risk. //Mining Geomechanical Risk 2019. Australian Centre for Geomechanics, Perth, ISBN 978-0-9876389-1-5.

УДК 622

Э. Хормазабаль

ISRM, MSc, MAusIMM, SAIMM, QP, SRK Consulting, г. Сантьяго, Чили

И.С. Ливинский, В.И. Спирин

ISRM, SRK Consulting, г. Москва, Россия

ОПТИМИЗАЦИЯ КОНСТРУКЦИЙ БОРТОВ КАРЬЕРОВ НА ОСНОВЕ ОЦЕНКИ РИСКОВ

Ключевые слова: риск, вероятность обрушения, последствия, масштаб откосов, неопределенность данных, эффективная ширина бермы, анализ чувствительности, вероятностный анализ, матрица рисков

Аннотация. Представлен подход к оценке рисков на основе вероятностного анализа устойчивости карьерных откосов различного масштаба

1. Понятие геомеханического риска

Любое нарушение устойчивости в карьере должно быть контролируемым в разных масштабных уровнях - уступы, группы уступов между транспортными съездами, борт карьера в целом, так как это влияет на технологические процессы, экономическую эффективность предприятия и безопасность труда. Для прогнозирования потенциальных деформаций проектных параметров карьерных откосов, обоснованных геомеханическими исследованиями, вводится понятие риска. По результатам анализа рисков и сопоставления их с приемлемыми значениями разрабатываются мероприятия по предотвращению или снижения его последствий.

Риск возникновения деформаций откосов возникает из-за недоизученности массива и высокой неоднородности свойств - природная изменчивость геологических и тектонических структур, геомеханические характеристики породного массива и поверхностей ослабления, гидрогеологические условия, а также допущения, присутствующие в расчетных методах и моделях.

При классическом детерминированном подходе к оценке устойчивости откосов, неопределенность прочностных свойств отчасти компенсируется нормативным (проектным) коэффициентом запаса устойчивости. Другие случайные факторы и допущения при этом не учитываются.

Количественная оценка риска основывается на вероятностном подходе [1], который может применяться как дополнительный к детерминированному для учета влияния изменчивости факторов на любом этапе проектирования карьера. Вероятность обрушения откоса может определяться

несколькими методами - путем многократного определения его запаса устойчивости при различных исходных параметрах, выбираемых методом Монте-Карло в диапазоне варьирования значений, методом Точечного определения (Point Estimate Methods), а также его частные случаи - методы Чувствительного фактора (Response influence factor method), Поверхностного Отклика (Response surface method) и др. По результатам многовариантных расчетов вероятность обрушения откоса определяется долей результатов расчета с коэффициентом запаса меньше 1 ко всему объему расчетов: $PoF = P[FS \leq 1]$, % (Рис. 1).

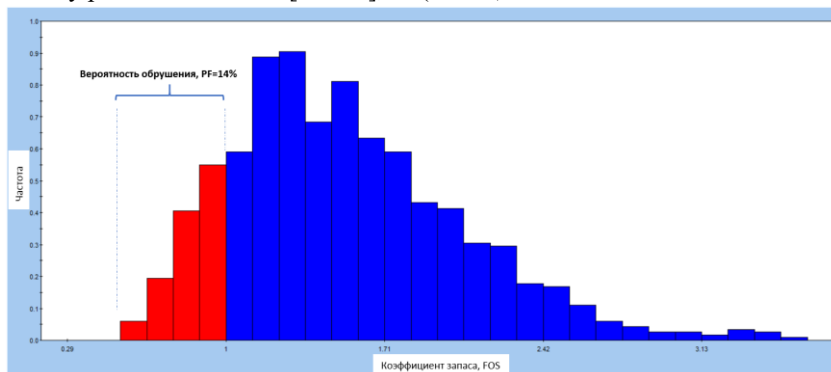


Рисунок 1 – Вероятность обрушения

Более высокий расчетный коэффициент запаса устойчивости (FS) не во всех случаях отражает более благоприятную ситуацию. На рисунке ниже (Рис. 2) представлены два случая определения устойчивости откосов со средними коэффициентами запаса $FS(a)$ и $FS(b)$, где коэффициент запаса для откоса (b) выше - $FS(a) < FS(b)$. Однако, ввиду высокой неопределенности исходных данных вероятность разрушения откоса (b) выше $PF(a) < PF(b)$, что характеризуют заштрихованные области (синим- $PF(a)$ и красным- $PF(b)$). Это означает, что случай (b) более рискованный, хотя и с большим коэффициентом запаса.

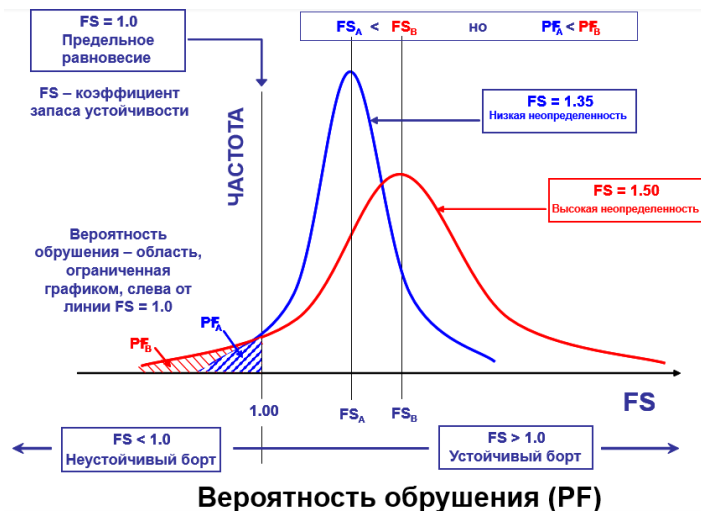
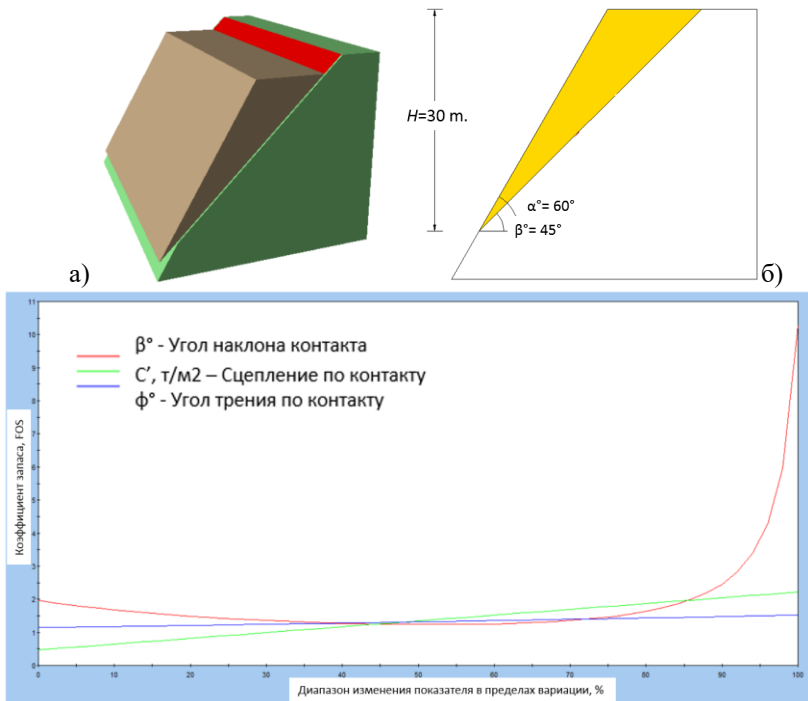


Рисунок 2 – Влияние неопределенности исходных данных на вероятность обрушения

Перед проведением вероятностного анализа устойчивости возможно проведение Анализа чувствительности – проведение множества детерминированных расчетов с изменением случайным образом одного из исходных параметров, другие параметры не варьируются. Изменяя один параметр в пределах его статистической изменчивости, определяют его влияние на коэффициент запаса устойчивости. Рис. 3, для примера, показывает, что в откосе с подсекающей системой трещин на коэффициент запаса может повлиять как изменчивость прочностных свойств по поверхности ослабления (C' , φ'), так и угол наклона данной поверхности ослабления (β , °). Рассмотрены параметры откоса (уступа) высотой $H=30$ м., с углом наклона $\alpha=60^\circ$, плотностью пород $\gamma=2,7\text{т/м}^2$.

Разброс значений исходных параметров и средние значения принимались следующие:

- β° - Угол наклона поверхности ослабления. $\beta^\circ=20\div 59^\circ$ ($\beta_{\text{ср}}=45^\circ$).
- C' , т/м² – Сцепление по поверхности ослабления. $C'=0\div 15$ т/м² ($C'_{\text{ср}}=7$ т/м²).
- φ' , ° - Угол трения по поверхности ослабления. $\varphi'=18\div 35^\circ$ ($\varphi'_{\text{ср}}=25^\circ$).



а) модель деформирования откоса, б) график чувствительности исходных данных
 Рисуно 3 – Анализ чувствительности исходных данных с подсекающей системой трещин на коэффициент запаса устойчивости откоса

При средних значениях исходных данных коэффициент запаса составляет $FS=1.284$, с учетом разброса исходных параметров вероятность обрушения может достигать $PF=50\%$.

На основании анализа чувствительности можно сделать следующие выводы:

- Вариация угла трения по контакту φ' в меньшей степени влияет на коэффициент запаса.
- Сцепление по контакту способно привести к потере устойчивости ($FS < 1$), когда составляет $C' \leq 4.5 \text{ т/м}^2$ и возможно его снижение вплоть до 0 из-за влияния взрывных работ на законтурный массив.
- Угол наклона контакта оказывает влияние на устойчивость, когда он превышает угол трения по контакту $\beta^\circ > \varphi'$ и, в то же время, меньше угла наклона откоса $\alpha < \varphi'$, то есть находится в диапазоне $\beta^\circ \approx 26 \div 50^\circ$.

В данном примере, существенно снизить неопределенность данных возможно путем доизучения элементов залегания (угол наклона) данной поверхности ослабления и, если возможно выделить однородные структурные домены с более узким диапазоном разброса значений, после чего проводится отдельный анализ устойчивости для каждого из этих доменов.

Другим чувствительным параметром является сцепление по контакту, повлиять на который возможно, например, путем организации щадящих методов взрывания с минимизацией влияния на законтурный массив.

По результатам анализа чувствительности возможно снизить количество варьируемых параметров, исключив из вероятностного анализа те параметры, которые практически не влияют на коэффициент запаса устойчивости – в этом случае достаточно принимать их средние значения.

2. Вероятностный анализ устойчивости

Вероятностный анализ проводится отдельно для различных масштабов откосов – уступы, группы уступов и борта.

Масштаб уступов

Устойчивость уступов в скальных и полускальных массивах в большей степени зависит от параметров поверхностей ослаблений, которые образуют блоки потенциальных вывалов (Рис. 4).

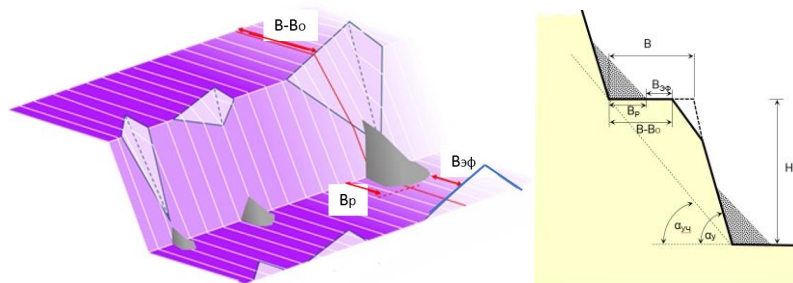


Рисунок 4 – Схема вывалов с уступов [2]

Проектная ширина предохранительной бермы (B , м) может определяться с учетом величины ее сработки (осыпи или вывалы) (B_o , м), ширины (радиуса) развала осыпи (B_p , м) и необходимой эффективной ширины бермы ($B_{эф}$, м), которая задается из необходимости проезда по берме горной техники и может также компенсировать влияние процессов выветривания при длительном сроке стояния уступа. Эффективная ширина бермы ($B_{эф}$) - это оставшаяся часть бермы после сработки осыпью и развала обрушенных пород.

Проектная ширина предохранительной бермы при таком подходе определяется как:

$$B \geq B_o + B_p + B_{эф}, \text{ м.}$$

Вероятностные расчеты устойчивости уступов эксплуатируемых карьеров начинаются с калибровки исходных данных о трещиноватости массива по фактам произошедших вывалов. По форме и масштабам вывалов на реальных откосах калибруются средние значения расстояний между трещинами и их протяженности, а также их вариация (Рис. 5). Для получения прочностных характеристик трещин (сцепление и угол трения по ним) выполняются обратные расчеты вывалов.

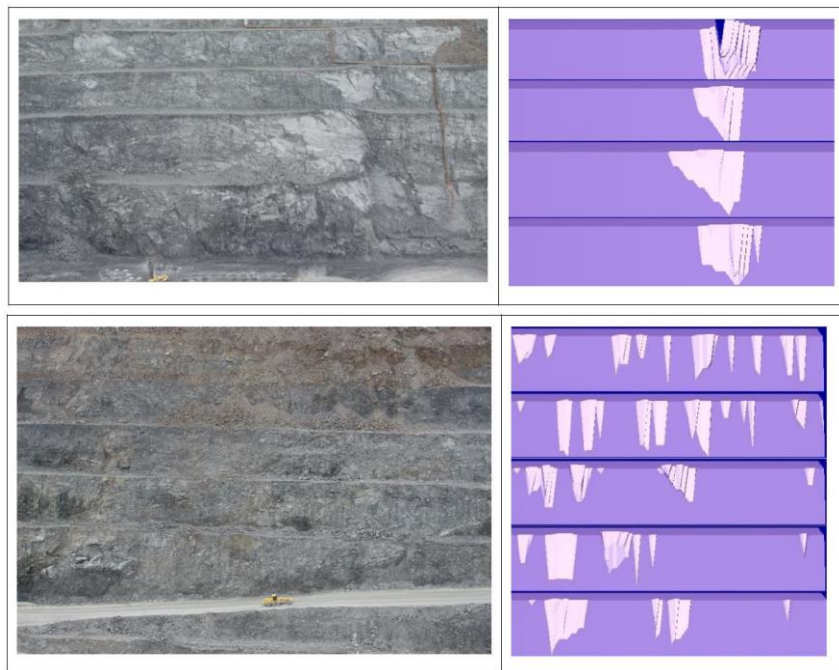


Рисунок 5 – Примеры калибровки моделей обрушений уступов [3]

Полностью исключить вывалы с уступов практически невозможно. Поэтому, оптимизация их параметров основывается на подборе такого угла наклона уступа, при котором вероятность обрушений / вывалов не превышает заданный уровень (приемлемый критерий), а ширина бермы должна обеспечить улавливание всего объема возможных вывалов. Критерии должны выбираться в соответствии с последствиями обрушения, применительно к рассчитываемому масштабу (Табл. 3) и чем большую ответственность имеет анализируемый участок (расположен рядом с объектами инфраструктуры или имеет достаточное долгое время стояния), тем критерии приемлемости должны быть строже (Вероятность Обрушения ниже, а эффективная ширина бермы больше).

В Табл. 1 приведен пример расчета и выбора оптимальных параметров уступов и берм для локального участка.

В данном примере для рассматриваемого домена D01W (участка борта) приняты параметры откоса высотой $H=30\text{м.}$, углом откоса $\alpha=70^\circ$ и шириной бермы $B=12\text{м.}$, при которых обеспечиваются принятые критерии по вероятности обрушения $PF \leq 25\%$ и эффективной ширине бермы $B_{\text{эф}} \geq 2$ (применительно для данного конкретного примера).

Таблица 1 – Выбор оптимальных параметров уступов и берм

Домен	#Анализа	Азимут падения откоса уступа	Уступы				Ширина бермы			Вероятность обрушения, РР %	Средний объем вывала, м ² /м
			h _b (м)	□ _b	В (м)	□ _{lr}	Средняя после обрушения верхней бровки, В-Во (м)	Средняя требуемая для удержания вывала, Вр (м)	Средняя эффективная после обрушения и навала, Вэф, м		
D01_W	D01_W_20_70_30_12	20.0	30.0	70.0	12.0	52.6	11.5	7.4	4.1	17.8%	13.2
D01_W	D01_W_60_70_30_12	60.0	30.0	70.0	12.0	52.6	11.3	7.5	3.8	23.2%	13.8
D01_W	D01_W_80_70_30_12	80.0	30.0	70.0	12.0	52.6	11.0	8.9	2.1	23.1%	19.4
D01_W	D01_W_80_75_30_12	80.0	30.0	75.0	12.0	56.3	10.5	10.7	-0.2	30.5%	26.2
D01_W	D01_W_80_75_30_16	80.0	30.0	75.0	16.0	51.3	14.4	12.0	2.4	30.6%	32.7

Масштаб групп уступов

Вероятностный анализ устойчивости групп уступов, с оценкой риска образования макровывалов, может зависеть от основных геомеханических факторов, содержащихся в геомеханической модели: крупные протяженные поверхности ослабления, их ориентировка и прочностные характеристики, физико-механические свойства породного массива и гидрогеологические условия.

Для проведения расчетов устойчивости в масштабе групп уступов применяется как метод предельного равновесия, при котором рассматривается призма потенциального обрушения ограниченная сочетаниями крупных разломов и трещин с оценкой сдвигающих и удерживающих сил, так и используются численные методы, при которых поиск и оценка наиболее напряженной поверхности выполняется автоматически.

Для примера представлено районирование карьера по степени геомеханических опасностей, на основе анализа устойчивости макроблоков потенциального обрушения групп уступов. В данном примере в масштабе групп уступов учитывалась только вариативность поверхностей ослабления, как ключевой фактор, влияющий на устойчивость в породах с высокой прочностью. Для расчетов была использована структурная модель месторождения (Рис. 6). На Рис. 6 также показаны линии пересечения разломов с анализируемым контуром карьера.

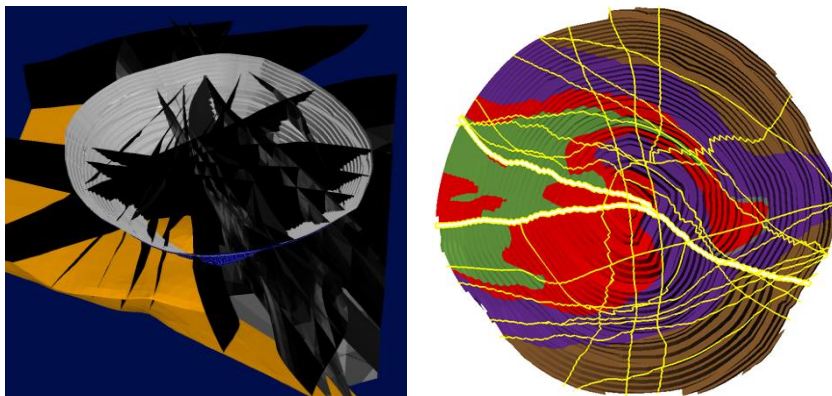


Рисунок 6 – Структурная модель месторождения и линии пересечения разломов с анализируемым контуром карьера

По результатам анализа устойчивости всех возможных макроблоков потенциального обрушения, в поле проектного контура карьера выделены участки с малым, средним и высоким уровнем потенциального риска (Рис. 7). Данная карта с результатами районирования используется для разработки внутренних регламентов по организации мониторинга и стабилизирующих мероприятий для участков с разной категорией рисков.

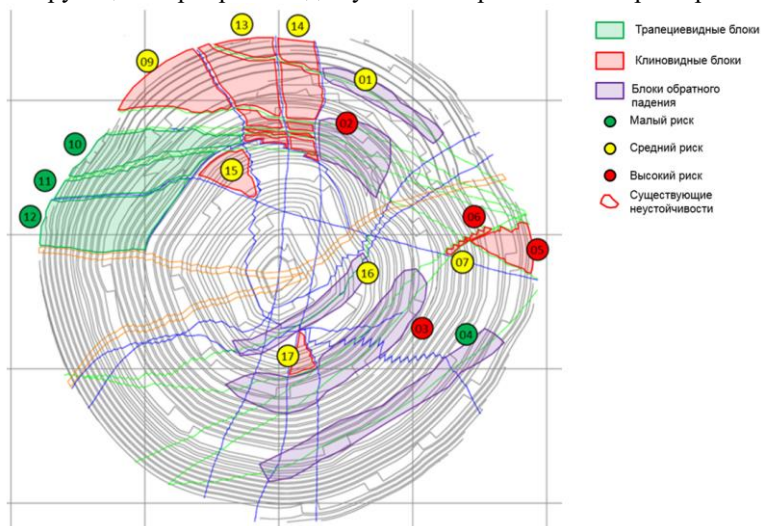


Рисунок 7 – Районирование карьера по уровню геомеханических опасностей

Масштаб борта карьера

Вероятностный анализ борта карьера также зависит от многих геомеханических факторов, однако последствия при возможных деформациях

откосов этого масштаба, как правило, больше, чем для группы уступов. Расчет вероятности обрушения борта выполняется по наиболее значимым профилям, которые характеризуются бортами с наименьшими значениями коэффициентов запаса устойчивости, определенными на этапе детерминированных расчетов устойчивости, бортами с большой высотой, наличием предыдущих деформаций, крупных структур, а также, если предполагаются сложные режимы деформаций.

В примере ниже – Табл. 2, показан результат вероятностного анализа устойчивости борта карьера, которому предшествовал анализ чувствительности и задавались неопределенные переменные, влияние которых требовалось оценить: прочность на одноосное сжатие (UCS), индекс породного массива (GSI), сцепление, угол внутреннего трения по поверхностям ослабления (с, ϕ) и уровень подземных вод в прибортовом массиве (WT).

Было выделено четыре геомеханических блока исходных данных:

- Группа 1: Все геомеханические разности, кроме выветрелых пород
- Группа 2: Литологические разности выветрелых пород
- Группа 3: Крупные структуры и трещины
- Группа 4: Уровень грунтовых вод

В группах 1,2 рассматривались прочностные свойства породного массива.

В группе 3 крупные структуры и трещины в выветрелых и неветрелых породах - рассматривались как одна группа для анализа.

В группе 4 (условия обводнения) – задавалось возможное отклонение уровня подземных вод ± 30 м. от прогнозируемого положения.

Ранжирование исходных параметров по степени влияния на коэффициент запаса отражено на рис. 8.



Рисунок 8 – Влияние геомеханических параметров в расчете коэффициента запаса устойчивости

По результатам анализа чувствительности: изменение UCS (группа 1) – наиболее влияющий фактор на коэффициент запаса (за исключением пород кор выветривания), далее следуют сцепление и угол трения основных структур и контактов трещин (группа 3) и менее чувствительным является параметр GSI (группа 1). Неопределенность положения уровня грунтовых вод и вариация свойств пород выветрелой зоны - практически не влияют на коэффициент запаса всего борта.

Далее был проведен вероятностный анализ устойчивости бортов карьера. Результатом стала таблица с описанием существующих и проектных контуров карьера, а также механизм деформирования и наиболее влияющие группы факторов (Табл. 2).

По наименее устойчивым секторам, принимаются решения о мерах стабилизации, например, по сектору №6 рекомендовано выполаживание борта и дренажные мероприятия. После расчетов скорректированного откоса коэффициент запаса составил $FS=1.46$ и вероятность обрушения $PF=6.1\%$.

Таблица 2 – Результаты вероятностного анализа устойчивости бортов

Сектор / расчетный профиль	Оцениваемый контур карьера	Границы максимальных деформаций		Результаты расчета устойчивости		Механизм деформирования	Наиболее влияющие группы факторов (в порядке уменьшения)
		Описание	Высота, м	FS	PF		
1	Существующий	Весь борт	130	1.23	-	Основные структуры (разломы) определяют механизм скольжения по ним (Sliding)	-
	Проектный	Нижний сектор	120	1.27	29.6%	- Под воздействием веса пород всего борта происходит давление и деформирование нижнего сектора (inter-ramp) с механизмом опрокидывания по крупным структурам. - В прибортовой части массива происходит скольжение блоков по плоскостям слоистости (Sliding)	Группы 1, 4, 3
2	Существующий	Средний сектор	65	1.45	-	Основные структуры (разломы) определяют механизм скольжения по ним (Sliding)	-
	Проектный	Весь борт	260	1.41	17.5%	- Основные структуры (разломы) формируют механизм опрокидывания (toppling) по всей высоте борта. Слоистость усиливает эффект опрокидывания. - Большое влияние воды на устойчивость борта	Группы 3, 1, 4
3	Проектный	Нижний сектор	90	3.13	<1%	Под воздействием веса пород всего борта происходит давление и деформирование нижнего сектора (inter-ramp) с механизмом опрокидывания по крупным структурам.	Группа 1

Сектор / расчетный профиль	Оцениваемый контур карьера	Границы максимальных деформаций		Результаты расчета устойчивости		Механизм деформирования	Наиболее влияющие группы факторов (в порядке уменьшения)
		Описание	Высота, м	FS	PF		
4	Проектный	Верхний сектор	50	3.02	<1%	Породы в зоне выветривания в верхней части борта имеют меньшее сдвиговое сопротивление, чем остальная часть борта.	Группы 2, 1, 4
5	Проектный	Нижний сектор	105	2.03	<1%	- Крупные структуры (разломы) создают блоки по которым происходит отслоение от прибортового массива. - В прибортовой части массива происходит скольжение блоков по плоскостям слоистости (Sliding)	Группы 3, 4
6	Проектный	Весь борт	230	0.95	69%	- Множество крупных структур (разломов, преимущественно обратного падения) в сочетании с неблагоприятно ориентированными системами трещин создают очень блочный массив с превышением сдвиговой прочности массива. - В прибортовой части массива происходит скольжение блоков по плоскостям слоистости (Sliding) - Большое влияние воды на устойчивость борта	Группы 3, 1
	Проектный - скорректированный	Весь борт	230	1.46	6.1%	Снижение обводненности откоса понижает поровое давление в трещинах, что совместно с корректировкой угла приводит к стабилизации откоса.	Группы 1, 3, 4
7	Проектный	Средний и нижний сектор	140	1.96	<1%	Породный массив в нижней части среднего сектора удерживает весовую нагрузку, которая немного увеличивается за счет механизма опрокидывания крупных структур и распространяется на нижний сектор карьера	Группы 4, 1

3. Выбор критериев устойчивости

Приемлемый критерий вероятности обрушения для различных горно-геологических условий определяется на основе риска обрушения, который зависит от сочетания факторов – вероятности обрушения и тяжести последствий. Для различных масштабов откосов (уступ, группа уступов и борт) применяются различные критерии приемлемости, так как с увеличением масштаба деформаций, как правило, риски увеличиваются. В Табл. 3 приведены типичные критерии приемлемости для вероятности обрушения в соответствии с масштабом откоса и предполагаемых последствий от обрушения.

Таблица 3 – Критерии приемлемости вероятности обрушения карьерных откосов (PF)

Масштаб	Последствия обрушения	Вероятность обрушения, PF[FOS \leq 1], %
Уступы	Небольшие	50%
	Средние	30%
	Значительные	20%
Группа уступов между транспортными съездами	Небольшие	25%
	Средние	20%
	Значительные	10%
Борт карьера в целом	Небольшие	15%
	Средние	10%
	Значительные	5%

Последствия от обрушения уступов могут быть значительными в местах расположения объектов внутрикарьерной инфраструктуры или наличия других, особо ответственных участков в области потенциального обрушения уступов. Незначительные последствия, как правило, характерны для обрушений рабочих уступов, а также для уступов на конечном или промежуточном (временно-нерабочем) контуре карьера с коротким сроком их стояния (например, нижние горизонты карьера) и при условии обеспечения безопасности работ средствами комплексного мониторинга устойчивости.

Последствия от обрушения групп уступов могут приниматься значительными для групп уступов большой высоты без наличия широкой предохранительной бермы между ними. Небольшие - для участков конечного или промежуточного контура с коротким сроком их стояния и при условии обеспечения комплексного мониторинга устойчивости.

Последствия от обрушения бортов могут приниматься значительными при большом сроке их стояния и/или при наличии особо ответственных объектов на данном борту. Небольшие - с коротким сроком их стояния, при отсутствии внутрикарьерной инфраструктуры на данном участке, при условии имеющегося дополнительного транспортного съезда на другом участке карьера и при условии обеспечения комплексного мониторинга устойчивости.

Для всех остальных бортов, участков бортов и уступов принимаются средние последствия от потенциальных деформаций.

4. Управление рисками

К геомеханическим рискам в карьере относятся:

- Участки карьера с повышенной вероятностью обрушений уступов.
- Потенциальные макроблоки обрушения групп уступов различного масштаба.
- Потенциальная неустойчивость борта карьера.
- Участки с повышенным уровнем камнепада.
- Зоны ослабленных пород, склонных к сложным механизмам деформирования или оползневым процессам.
- Участки с наличием подземных горных выработок (пустотами).
- Участки интенсивного высачивания грунтовых вод, разжижение, обводнение, селевые потоки.
- Природные обвалы (камнепады), снежные лавины.
- Оползание откоса, связанное с пластической деформацией многолетнемерзлых пород.
- Сектора отвалов на слабом, наклонном основании, нагруженные горной техникой.
- Периодическая сейсмическая активность региона.

Участки основных геомеханических рисков выявляются в течение всего периода отработки карьера в его текущих контурах и организовываются контролирующими и стабилизирующими мероприятиями.

Управление устойчивостью откосов базируется на понятии риска обрушения, который зависит от вероятности обрушения откоса и тяжести от его последствий: $R = P \times F$ (Последствия). Последствия от обрушений могут выражаться как качественными характеристиками (небольшие, средние, значительные), так и количественными (количество случаев за период, количество персонала или техники, находящиеся в опасной зоне за период времени, в финансовом выражении и др). Последствия разрушения откосов обобщенно подразделяются на:

- Смертельные случаи и травмы персонала.
- Повреждение оборудования и инфраструктуры.
- Влияние на экономическую эффективность (удаление разрушенной горной массы для обеспечения безопасного ведения горных работ; восстановление, выколаживание, крепление борта; восстановление съезда или ремонт путей откатки; простой оборудования; неизвлекаемая руда после нарушения съезда).
- Форс-мажорные обстоятельства (разрушение всего борта или среднесрочное-долгосрочное отсутствие доступа к руде).

На основании определения риска, возможно оптимизировать конструкцию откосов и снизить риски от негативных последствий обрушения путем влияния на составляющие его параметры:

- Снижение вероятности обрушения достигается улучшением достоверности исходных данных, детализацией расчетных моделей с вовлечением в них максимального числа влияющих факторов (что позволяют осуществлять современные программные комплексы), дренаж, изменение конфигурации откосных сооружений, разработка стабилизирующих мероприятий (крепление).
- Негативные последствий от обрушений зависят от наличия внутрикарьерной инфраструктуры, расположения съездов и рабочих площадок и масштаба деформаций. Их влияние уменьшается применением мероприятий (организация мониторинга, проектирование широкой улавливающей бермы, резервного транспортного съезда, обеспечение безопасности персонала и горной техники при работе в потенциально опасных участках, ведение риск-менеджмента и др.).

Оценка и управление рисками проводится с помощью матрицы рисков, которая отображает качественные либо полуколичественные показатели рисков (Рис. 8). Степень воздействия рисков (тяжесть последствий) и вероятность риска оценивается на основе прогнозируемых деформаций, либо по фактическим данным с известной частотой неблагоприятных событий.

Матрица рисков		Последствия					
		Незначительные	Низкие	Средние	Высокие	Чрезвычайные	
<ul style="list-style-type: none"> • Очень высокий – требует немедленного снижения рисков проведением дополнительных исследований • Высокий – требует немедленного анализа и снижения рисков • Средний – находится на границе допустимого риска, требует анализа и долгосрочного снижения рисков • Низкий и Очень низкий – допустимый риск, должен находиться под контролем, но не требует дополнительных мероприятий по снижению рисков 							
Вероятность риска		Теоретическая частота	1	2	3	4	5
A	Очень высокая – Событие происходит постоянно с высокой степенью определенности. Произойдет с очень высокой степенью определенности.	>10 раз за год	Средний	Высокий	Высокий	Очень высокий	Очень высокий
B	Высокая – Событие происходит часто с высокой степенью определенности. Произойдет с высокой степенью определенности	От 1 до 10 раз за год	Низкий	Средний	Высокий	Высокий	Очень высокий
C	Средняя – Событие может произойти. Происходило ранее.	1 раз в 1-10 лет	Низкий	Низкий	Средний	Высокий	Очень высокий
D	Низкая – Маловероятное событие. Может произойти в определенный момент.	1 раз в 10-100 лет	Очень низкий	Низкий	Средний	Высокий	Очень высокий
E	Очень низкая – Разумная уверенность, что событие не произойдет. Может произойти в исключительных обстоятельствах.	1 раз за более, чем 100 лет	Очень низкий	Низкий	Средний	Высокий	Высокий

Рисунок 8 – Матрица оценки рисков

При анализе рисков для безопасности персонала степень воздействия рисков (тяжесть последствий) может иметь следующие характеристики:

- Незначительный – отсутствие травм
- Низкий – оказание первой помощи
- Средний – травмы, требующие медицинского вмешательства
- Высокий – обширные травмы/ постоянная нетрудоспособность
- Чрезвычайный – летальный исход

При анализе рисков для экономических последствий степень воздействия рисков (последствий) определяется в частном порядке и, для примера, может оцениваться количественно с учетом следующей шкалы последствий:

- Незначительные – менее 1000\$;
- Небольшие – менее 10 000\$;
- Средние – менее 100 000\$;
- Значительные – менее 1000 000\$;
- Очень высокие и катастрофические – менее или в отдельных случаях выше 10 000 000\$.

По результатам анализа потенциальных деформаций, в поле проектного контура карьера выделяются участки с малым, средним и высоким уровнем потенциального риска, на основании чего разрабатываются внутренние регламенты по мониторингу и стабилизирующим мероприятиям для участков с разной категорией рисков.

По результатам выявления потенциальных рисков создается План Управления Состоянием Массива (ПУСМ) для конкретного месторождения, в котором прописывается реестр рисков с конкретными шагами по их снижению и другая обобщенная геомеханическая информация по месторождению.

Риск ориентированный подход позволяет объективно оценить возможность образования случайных негативных событий при текущем уровне изученности месторождения и применять наиболее рациональные профилактические мероприятия на протяжении срока отработки карьера.

Список литературы

1. Рид, Д., & Стейси, П. (2015). Руководство по проектированию бортов карьера (перевод с английского). CSIRO
2. Хормазабаль Э. Проектирование конструктивных элементов борта карьера с использованием метода вероятностного анализа ключевых блоков. - Горный журнал, 2015, № 3, с. 38-45.
3. Esterhuizen, G. (2004) SBLOCK v. 2.01, User Guide and Reference Manual, gester@icubed.com.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ БЕЗВЗРЫВНОЙ ОТКРЫТОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ КОМБАЙНОВОЙ ВЫЕМКИ

Приоритетными задачами горного производства являются повышение эффективности и полноты отработки запасов минерального сырья и, соответственно, сокращение потерь и разубоживания руды, создание оптимального режима горных работ и возможность управления объемами и качеством извлечения горной массы, снижение нагрузки на экосистему горнодобывающего региона при комплексном освоении месторождения. Актуальность решения перечисленных задач существенно возрастает в условиях, когда валовое содержание полезного компонента в добываемых рудах ниже заданного технологическими условиями их переработки, а подготовка руды и доведение ее до требуемых кондиций сопряжена с высокими затратами, которые можно избежать или существенно снизить, если вести выемку и отгрузку рудной массы с минимальным смешением в ней руды разного качества и вмещающих пород.

В качестве примера рассмотрено Ошурковское месторождение апатитовых руд в Бурятии, расположенное в бассейне р. Селенги, впадающей в оз. Байкал, что определяет жесткие экологические требования к технологии освоения месторождения (рис. 1).

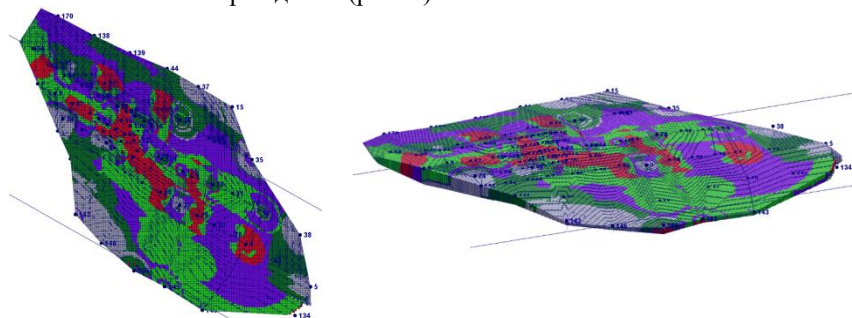


Рисунок 1 – Блочная модель месторождения Оршурковское

- – кондиционная апатитовая руда с содержанием P_2O_5 более 4,5 %,
- – кондиционная апатитовая руда с содержанием $3,9 \% > P_2O_5 > 3,5$ %,
- – некондиционная руда с содержанием $P_2O_5 < 3,5\%$,
- – безрудные дайки

Апатитовая минерализация месторождения приурочена к сиенит-диоритам, занимающим около 87 % площади рудного поля, и представлена рудными телами размером от 50×50 м до 200×800 м. Практически всю остальную площадь месторождения занимают пустые породы. Видимая граница между ними и апатитовыми рудами отсутствует. Апатит в массиве распространен повсеместно и неравномерно (коэффициент вариации содержания равен 24,5 %). Содержание полезного компонента – пентаоксида фосфора P_2O_5 – в среднем по месторождению составляет 3,89 %, в кондиционных рудах – 4,37 %, при бортовом содержании 3,5 %. В рудных телах имеются включения участков некондиционной руды с содержанием P_2O_5 от 1 до 3,5 % (в среднем 2,84 %). Участки кондиционных и некондиционных апатитовых руд образуют сплошные рудно-породные зоны различных форм, размеров и структур. Соотношение кондиционных и некондиционных руд определяется коэффициентом рудоносности $K_{руд}$, который, изменяясь в пределах от 0,32 до 1, в среднем по месторождению равен 0,68.

Ошурковское апатитовое месторождение обладает следующими особенностями:

- отсутствие выраженных геологических границ между вмещающими породами, некондиционной и кондиционной рудой;
- бессистемное чередование в рудных зонах участков пустой породы и некондиционной руды, в породных зонах – наличие участков кондиционной руды;
- неравномерное распределение и низкое содержание полезного компонента в массиве, что требует минимизации примешивания вмещающих пород при добыче;
- относительно небольшое различие кондиционного и некондиционного полезного ископаемого по содержанию P_2O_5 ;
- вероятность нахождения на границе участка с кондиционной рудой участков вмещающих пород с содержанием P_2O_5 в пределах от 0 до 3,5 %;
- невозможность прямого оперативного измерения методами геологических изысканий содержания P_2O_5 в разрабатываемом участке массива.

Учитывая кроме прочих особенностей, наличие экологических ограничений при выборе технологии освоения Ошурковского месторождения, не позволяющих осуществлять разработку с применением буровзрывных работ и механического дробления, представляется целесообразным рассмотреть возможности внедрения безвзрывной открытой технологии с использованием комбайновой выемки, например, комбайнов фрезерного типа производства компании Wirtgen.

Принцип действия комбайнов заключается в фрезеровании массива пород слоями, фиксированной ширины и изменяемой глубины, с одновременным формированием потока отбитой горной массы управляемого гранулометрического состава, отгружаемых в автосамосвалы, на конвейер или во временный штабель. При этом фрезерные комбайны позволяют без предварительного рыхления разрабатывать породы с пределом проч-

ности на сжатие до 120 МПа.

Ряд исследователей к главным недостаткам безвзрывной открытой технологии с использованием комбайновой выемки относят валовую выемку горной массы, при которой происходит перемешивание кондиционной, некондиционной руды и пустой породы с усреднением содержания полезного компонента в рудном потоке и, соответственно, к его разубоживанию. Необходимо отметить, что указанное верно в целом для валовой выемки в сложных условиях и не зависит от того, каким именно оборудованием происходит отбойка руды. Следует указать, что применение экскаваторно-транспортных комплексов с валовой выемкой и отбойкой руды буровзрывным способом аналогичным образом способствует усреднению содержания полезного компонента и разубоживанию руды.

В этой связи, помимо усреднения и разубоживания руды при валовой выемке, к основным технологическим недостаткам именно безвзрывной добычи рудной массы комбайнами фрезерного типа следует отнести:

- обязательное наличие протяженного подготовленного фронта горных работ (1 км и более);
- зависимость высоты обрабатываемого слоя и производительности оборудования от прочностных характеристик пород и, соответственно, при обработке массива, сложенного породами различной крепости, выбор высоты обрабатываемого слоя с учетом этого фактора;
- сложность и зачастую невозможность интенсификации горных работ на локальном участке карьерного поля, что особенно ярко проявляется при углубке карьера.

Описанные выше недостатки определили необходимость решения следующих задач:

1. разработка и обоснование механизма управления распределением рудопотоков при обработке карьерного поля;
2. обоснование конструктивных параметров карьера и технологических параметров открытой геотехнологии.

Как механизм управления качеством рудопотоков при обработке карьерного поля были рассмотрены возможности влияния на соотношение числа автосамосвалов, загруженных рудной массой того или иного качества. В качестве целевой функции была выбрана доля автосамосвалов, загруженных рудой усредненного (некондиционного) качества, которая не может быть направлена ни на обогащение, ни на отвал пустой породы и должна быть направлена на промежуточный склад для дальнейшей подготовки. При этом, в качестве аргумента целевой функции рассматривались такие параметры, как ширина и глубина фрезерования, а также вместимость автосамосвала. В то же время, неизменным параметром на первом этапе исследования являлся порядок и направление развития фронта горных работ, который заключался в последовательной обработке карьерного поля по всей его площади слой за слоем. Описанные выше целевая функция и ее аргументы были агрегированы в модель, пользуясь которой было рассчитано распределение количества автосамосвалов, за-

груженых рудой того или иного качества (рис. 2).

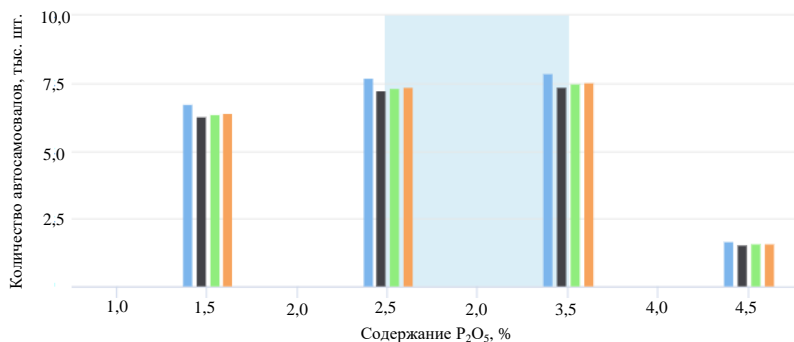


Рисунок 2 – Распределение количества автосамосвалов, загруженных рудной массой различного качества при ширине фрезерования

- ширина фрезерования 1,5 м;
- ширина фрезерования 2 м;
- ширина фрезерования 2,5 м;
- ширина фрезерования 3 м

Как видно из рисунка 2, ширина фрезерования не является значимым фактором выбора приоритетного варианта технологии отработки месторождения, так как ее влияние на итоговое распределение не превышает величины погрешности. Аналогичное справедливо и для параметра – ширины фрезерования. Очевидно, что выявленные зависимости определяют необходимость более пристального рассмотрения именно порядка и последовательности развития горных работ в пределах карьерного поля, выбора приоритетных участков интенсификации выемки и разработки технологии управления режимом горных работ.

При локальной углубке горных работ параметрами, определяющими конфигурацию рабочей зоны, являются конструктивные параметры применяемого оборудования (рис. 3).

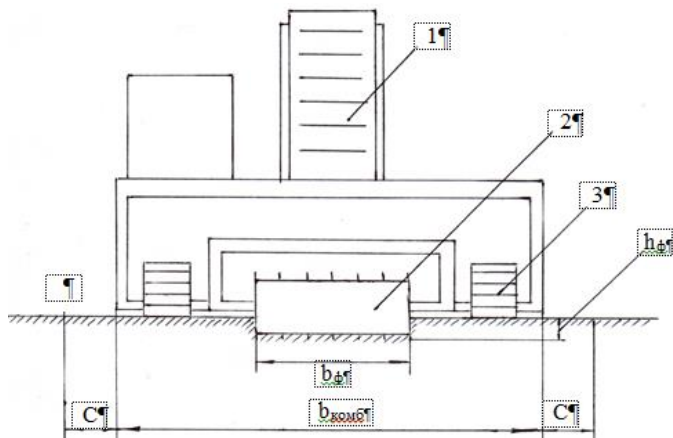


Рисунок 3 – Конструктивные параметры фрезерного комбайна, где 1 – конвейер; 2 – рабочий орган; 3 – гусеничный ход; h_{ϕ} – глубина фрезерования, м; b_{ϕ} – ширина фрезерования, м; $b_{комб}$ – ширина комбайна, м; C – безопасный зазор, м

Из рисунка 3 следует, что циклично при понижении на глубину фрезерования h_{ϕ} комбайн оставляет с каждой стороны горизонтальную полку шириной

$$b_{п} = 0,5*(b_{комб} - b_{\phi}) + C, \text{ м.}$$

Указанное обстоятельство определяет результирующий угол наклона борта выработки, который составит

$$\alpha = \arctg(h_{\phi}/(0,5*(b_{комб} - b_{\phi}) + C)), \text{ град.}$$

Зная угол наклона борта выработки, схемы зон углубки горных работ, приуроченных к зонам орудинения с наибольшим содержанием полезного компонента представлены на рисунке 4.

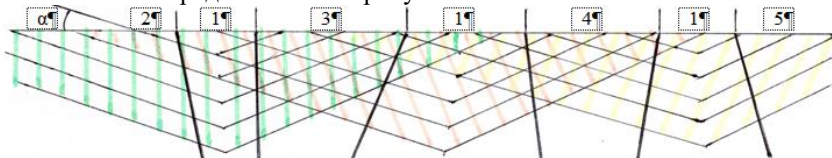


Рисунок 4 – Схема развития горных работ, от зон орудинения с повышенным содержанием полезного компонента, где 1- зоны с наибольшим содержанием полезного компонента, 2, 3, 4, 5 – зоны с постепенным снижением содержания полезного компонента

Характерной особенностью схемы, представленной на рис. 4, является то, что значительные объемы горной массы являются общими для различных зон орудинения с наибольшим содержанием полезного компонента, к которым приурочено углубление, что определяет ряд потенциальных преимуществ предложенной схемы развития горных работ.

Возможность интенсифицировать горные работы в зонах орудинения

с наибольшим содержанием ценного компонента позволяет максимизировать формируемый положительный денежный поток от реализации товарной продукции и создать условия для снижения срока окупаемости проекта. При этом рассматриваются условия гибкого управления объемами отбиваемой рудной массы в той или иной зоне оруденения для получения усредненных показателей качества требуемой величины. Кроме того, создаются условия для работы комбайнов в как можно более однородных средах, что позволяет оптимизировать глубину фрезерования и соответственно повысить производительность оборудования.

Подводя итоги, необходимо отметить, что при выборе технологических параметров безвзрывной открытой геотехнологии разработки сложноструктурных месторождений с использованием комбайновой выемки следует исходить из установленных закономерностей:

1. глубина и ширина фрезерования не являются значимыми параметрами, влияющими на итоговое распределение количества автосамосвалов, загруженных рудной массой того или иного качества;

2. выбор приоритетных порядка и последовательности развития горных работ в пределах карьерного поля позволяет обеспечить интенсификацию отработки участков с повышенной рудоносностью и повысить эффективность отработки месторождения;

3. развитие горных работ целесообразно начинать с зон оруденения с наибольшим содержанием ценного компонента, что обеспечивает возможность создать условия для снижения срока окупаемости проекта, гибкого управления объемами отбиваемой рудной массы и повышения производительности оборудования.

Список литературы

1. *Бурмистров К. В., Колонюк А. А., Аргимбаев К. Р.* Выбор комплексов оборудования для производства выемочно-погрузочных работ в стесненных условиях нижних горизонтов карьеров // Вестник МГТУ им. Г. И. Носова. 2010. № 1(29). С. 22–25. = *Burmistrov K. V., Kolonyuk A. A., Argimbaev K. R.* Vybory kompleksov oborudovaniya dlya proizvodstva vyemochno-pogruzochnykh rabot v stesnennykh usloviyakh nizhnikh gorizontov kar'erov // Vestnik MG TU im. G. I. Nosova. 2010. № 1(29). S. 22–25.

2. *Грабский А. А.* Современное состояние и перспективы развития конструкций карьерных комбайнов // Горная промышленность. 2010. № 4(92). С. 60–62. = *Grabskij A. A.* Sovremennoe sostoyanie i perspektivy razvitiya konstruksij kar'ernykh kombajnov // Gornaya promyshlennost'. 2010. № 4(92). S. 60–62.

3. *Грабский А. А.* Техническая производительность карьерного комбайна // ГИАБ. 2010. № 10. С. 206–210. = *Grabskij A. A.* Tekhnicheskaya proizvoditel'nost' kar'ernogo kombajna // GIAB. 2010. № 10. S. 206–210.

4. *Зайцев Г. Д., Ческидов В. И.* Оценка технологических и технических возможностей оборудования для безвзрывной добычи полезных ископаемых // ГИАБ. 2006. № 2. С. 222–227. = *Zajtsev G. D., Cheskidov V. I.*

Otsenka tekhnologicheskikh i tekhnicheskikh vozmozhnostey oborudovaniya dlya bezvzryvnoy dobychi poleznykh iskopaemykh // GIAB. 2006. № 2. S. 222–227.

5. Медников Н. Н., Сытенков В. Н. Методика расчета производительности роторных экскаваторов и фрезерных комбайнов применительно к технологическим схемам разработки вскрышных пород фосфоритового карьера // Горный вестник Узбекистана. 2001. № 1. С. 88–91. = *Mednikov N. N., Sytenkov V. N. Metodika rascheta proizvoditel'nosti rotornykh ehkskavatorov i frezernykh kombajnov primenitel'no k tekhnologicheskim skhemam razrabotki vskryshnykh porod fosforitovogo kar'era // Gornyj vestnik Uzbekistana. 2001. № 1. S. 88–91.*

6. Медников Н. Н., Шеметов П. А., Федянин С. Н. Основные положения формирования технологических схем и грузопотоков руды и вскрыши при эксплуатации фосфоритового карьера // Горный вестник Узбекистана. 2001. № 1. = *Mednikov N. N., Shemetov P. A., Fedyanin S. N. Osnovnye polozheniya formirovaniya tekhnologicheskikh skhem i gruzopotokov rudy i vskryshi pri ehkspluatatsii fosforitovogo kar'era // Gornyj vestnik Uzbekistana. 2001. № 1.*

7. Пихлер М., Панкевич Ю. Б., Панкевич М. Б. Технологии Wirtgen Surface Mining в горнодобывающей промышленности // Основные средства. 2011. № 1. С. 58–64. = *Pikhler M., Pankevich YU. B., Pankevich M. B. Tekhnologii Wirtgen Surface Mining v gornodobyvayushhej promyshlennosti // Osnovnye sredstva. 2011. № 1. S. 58–64.*

8. Федянин С. Н. Анализ влияния асимметрии измерений на погрешность радиометрического опробования фосфоритовых руд в автосамосвалах на РКС // Горный вестник Узбекистана. 2001. № 1. = *Fedyanin S. N. Analiz vliyaniya asimmetrii izmerenij na pogreshnost' radiometricheskogo oprobovaniya fosforitovykh rud v avtosamosvalakh na RKS // Gornyj vestnik Uzbekistana. 2001. № 1.*

9. Швабенланд Е. Е. О потенциале фрезерных комбайнов непрерывного действия при разработке месторождений открытым способом // Рациональное освоение недр. 2014. № 1. С. 54–60. = *Shvabenland E. E. O potentsiale frezernykh kombajnov nepreryvnogo dejstviya pri razrabotke mestorozhdenij otkrytym sposobom // Ratsional'noe osvoenie neдр. 2014. № 1. S. 54–60.*

10. *Final report on applicability of surface miner in nongrai limestone mine of Lafarge Umiam Mining Pvt. Ltd in Meghalaya, India : Technical information brochure / A. K. Ghosh, Dr. S. K. Mondal, S. K. Singh, Dr. A. Sinha. – Central Institute of Mining & Fuel Research [Council of Scientific and Industrial Research], Department of Science & Technology, Government of India. July, 2010. – URL: http://lumpl.com/pdf/surface_miner_report.pdf.*

11. *Mattis, A. R.; Cheskidov, V. I.; Labutin, V. N. Choice of the hard rock surface mining machinery in Russia // Journal of mining science. 2012. Vol. 48, No 2, pp. 329–338. (Original Russian Text published in Fiziko-Tekhnicheskie Problemy Razrabotki Poleznykh Iskopaemykh, 2012, No 2, pp. 121–132).*

ЭЛЕМЕНТЫ НОВОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО УКЛАДА КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА БАЗЕ ПЕРЕХОДА К САМОХОДНОМУ ГОРНОМУ ОБОРУДОВАНИЮ С ЭЛЕКТРИЧЕСКИМ ПРИВОДОМ*

Переход к новому технологическому укладу карьеров и подземных рудников, а также комбинированной разработки рудных месторождений, предполагает иные требования к функционированию горнотехнических систем, в первую очередь, повсеместному внедрению самоходного горного оборудования на базе электрического привода [1]. Учитывая тенденции роботизации технологических процессов подземной добычи руд, только оборудование с электроприводом призвано обеспечить эффективность перехода на этот новый технологический уклад.

Материалы современных исследований убедительно свидетельствуют, что рассмотрение вопросов повышения энергоэффективности горного производства имеет острый характер, как с экологической точки зрения, так и все возрастающими экономическими затратами на обеспечение энергоресурсами предприятий в свете открывающихся тенденций роботизации и технического перевооружения [2-5]. Действительно, оборудование на базе двигателей внутреннего сгорания наносит значительно больший вред окружающей среде [6-7]. Сокращению выбросов и повышению энергоэффективности способствует ротация дизельных горно-транспортных средств горным оборудованием, основанном на электрическом приводе, что способствует снижению потребления энергоресурсов до 40% от общего объема потребляемой мощности шахты [2,8-12].

Очевидно, что сокращение выбросов отработавших газов с ДВС, повлечет существенное снижение затрат на вентиляцию, которая является значимым энергоемким компонентом общего потребления электроэнергии рудника [13-14]. Экономическая и энергетическая эффективность обусловлены потенциалом снижения общего объема воздуха, что влияет на потребности в большем проветривании горных подземных пространств и изменений требований к проектированию вентиляции горнотехнических систем.

С достаточной степенью достоверности влияние оборудования с ДВС на затраты электроэнергии на проветривание рудника можно оценить по данным рис. 1. Эти данные получены путем анализа проектных решений по более, чем 50 рудникам, причём, обязательным условием являлось отсутствие газового режима рудника.

* исследования выполняются в рамках ББФ ИПКОН РАН (тема №0138-2014-0001)



Рисунок 1 – Влияние расхода воздуха по фактору разжижения газов ДВС на энергетические затраты рудника

Сравнительный анализ применения дизельного и электрического приводов, с точки зрения условий проветривания рудников, является ключевым направлением, определяющих перспективу перехода от дизельного горного оборудования на электрическому. Представленная на рис.1 зависимость соответствует принятым в практике горного проектирования принципам расчета мощности ГВУ:

$$N = \frac{h \cdot \Sigma Q}{\eta}, \text{ кВт} \quad (1)$$

где, N – мощность главной вентиляторной установки (ГВУ)/затраты электроэнергии на вентиляцию, кВт; h – общешахтная депрессия, Па; ΣQ – общешахтный расход воздуха, м³/с; η – КПД вентилятора главного проветривания.

Если условно разделить общешахтное потребление воздуха на две категории:

- потребители, оснащённые двигателями внутреннего сгорания (ДВС):

$$Q_{\text{ДВС}} = \Sigma Q \cdot k_{\text{ДВС}}, \text{ м}^3/\text{с} \quad (2)$$

- и прочие потребители, получим:

$$Q_{\text{ПРОЧ.}} = \Sigma Q \cdot (1 - k_{\text{ДВС}}), \text{ м}^3/\text{с} \quad (3)$$

где $k_{\text{ДВС}}$ – доля техники с ДВС от общего потребления воздуха.

Тогда на стадии предпроектных оценок замены горной техники с дизельным приводом на электрический можно оценить затраты электроэнергии на проветривание:

$$N = \frac{h \cdot \Sigma Q (1 - K_{\text{ДВС}} + K_{\text{Эд}})}{\eta}, \text{ кВт} \quad (4)$$

Очевидно, что для каждого горнодобывающего предприятия расчет расхода воздуха по каждому фактору индивидуален, но на настоящем этапе исследований можно выявить тенденцию численного значения влияния расхода воздуха по факторы ДВС в долях от общего расхода воздуха по руднику. Выполненный анализ рудников по видам полезных ископаемых показал, что $K_{\text{ДВС}}$ варьируется, но всегда составляет значительную долю – от 0,3 до 0,95. Аналогичным образом на стадии сравнительной оценки определяется $K_{\text{Эд}}$.

Таблица 1 – К расчету коэффициента К_{двс}

№	Рудник	Общий расход воздуха, м ³ /с	Расход воздуха на ДВС, м ³ /с	К _{двс} - доля расхода по фактору ДВС от общего потребления воздуха, д.е.
1	Группа рудников 1	28	13,1	0,45
2	Группа рудников 2	33	24,7	0,74
3	Группа рудников 3	45	22,6	0,50
4	Группа рудников 4	65	62,6	0,95
5	Группа рудников 5	105	86,1	0,82
6	Группа рудников 6	120	70	0,58
7	Группа рудников 7	138	102	0,74
8	Группа рудников 8	140	42,5	0,30
9	Группа рудников 9	150	64	0,41
10	Группа рудников 10	450	260	0,57

Достижение уменьшения расходов электроэнергии на вентиляцию за счет внедрения горного оборудования на базе электрического привода с заменой дизельного, значительно повлияет на рентабельность горного производства. По данным мировых исследований известно [2], что электродвигатель в рабочем режиме не выделяет выхлопные газы дизельного топлива, в любом агрегатном состоянии, в окружающую среду, и при эксплуатации испускает лишь третью часть тепла эквивалентного дизельному двигателю (табл. 3).

Таблица 3 – Сопоставление эффективности применения дизельного и электрического привода горного оборудования

Факторы, определяющие эффективность технического переоснащения рудника	Привод	
	Дизельный	Электрический
Условия заправки оборудования	Длительность заправки зависит от мобильности комплекса подачи топлива, заправка осуществляется 5-10 мин станцией Nordik, до 55 минут стандартным способом	смена заряженного аккумулятора в течении 5 минут
Инвестиционная привлекательность	низкие капитальные затраты высокие эксплуатационные затраты	низкие эксплуатационные затраты высокие капитальные затраты
Питающий энергоресурс	затраты на дизельное топливо выше чем на электричество	со временем аккумулятор деградирует и теряет часть запаса емкости
Негативное влияние на окружающую среду	высокое загрязнение воздуха выбросами выхлопных и парниковых газов	отсутствие выхлопных газов, низкий уровень шума, вибрации и испускание меньшего количества тепла

Количество выделяемой теплоты	выделяет больше тепла, что влияет на износ деталей	Меньшее количество теплоты, следовательно снижается риск растепления горных пород в условиях вечной мерзлоты
Влияние на вентиляционную систему рудника	–требуется больше подаваемого воздуха для разжижения выхлопных газов, тем самым создается нагрузка на вентиляцию	+требуется на 50% меньше затрат на вентиляцию, чем при использовании дизельного привода
Энергоэффективность	-КПД составляет 30-35%	+КПД составляет 90%

Немаловажным аспектом эффективности при выборе горного электрического оборудования являются затраты на электроэнергию. В табл. 4 приведен сравнительный анализ двух идентичных единиц горнотранспортной техники компании «Sandvik». Погрузчики LH 514 и LH 514E обладают лишь разного типа приводами, но номинальная мощность, грузоподъемность и емкость ковша неизменны. Опытным путем при помощи расчетов и сравнения данных, были получены следующие результаты. Затраты на эксплуатации дизельного погрузчика в условиях 3500 часов работы, принимают значение в 2,8 раза больше, чем снабжение электроэнергией при схожем количестве часов работы электрического погрузчика. Это дополнительно свидетельствует, что замена дизельного оборудования горными машинами на базе электрического привода значительно сократит потребление такого энергоресурса как топливо и финансовые затраты, не теряя производительной мощности оборудования. Более того, переход на новый технологический уклад, связанный с повсеместным внедрением оборудования на базе электрического привода, предполагает использование альтернативных источников энергии, в первую очередь, на базе возобновляемых источников [1].

Таблица 4 – Сравнительный анализ идентичных погрузчиков с разными приводами

Характеристики	Модель	
	Погрузчик Sandvik LH 514	Погрузчик Sandvik LH 514E
	Дизель	Электричество
Номинальная мощность (кВт)	256	132
Грузоподъемность (кг)	14000	14000
Емкость ковша (м ³)	5,4	5,4
Крутящий момент (об./мин)	1260	1500
Номинальный расход топлива (литры/кВт*ч)	217	–
Стоимость электроэнергии (среднесуточная с двух тарифным учетом)	–	5 руб./кВт*ч
Стоимость дизельного топлива	45 руб./литр	–

Расход топлива в час (л./час)	42	–
Стоимость топлива/энергии в год (3500 часов работы)	6 615000	2 310000

При переходе на электрический привод необходимо учитывать, что появляются новые требования к рудничному воздуху в условиях эксплуатации электрических горных машин. Например, в исследованиях [2] доказана необходимость учета таких факторов при работе горного оборудования с электрическим приводом. Данные исследования проводились на двух различных рудниках компании «Rio Tinto» в Мельбурне и Новом Южном Уэльсе, при внедрении электрического горного оборудования компании «Sandvik» - модель Sandvik LH514E. Были получены данные температур отдельных элементов горного оборудования, барометрического давления, скорости воздуха, которые подтвердили, что количество испускаемого тепла от единицы электрического оборудования составляет порядка 80% номинальной мощности электродвигателя Sandvik. Исходя из нормативных требований расчета потока воздуха относительно разжижения выхлопных газов от двигателей внутреннего сгорания, составляющие 0,05-0,067 м³/с, было установлено, что для аналогичной единицы горного оборудования на базе электрического привода требуется 0,04 м³/с расхода воздуха.

Таким образом, анализ современных научных данных позволяет утверждать, что для перехода к электродвигателям создан фундаментальный научный задел. Существующий на данный момент главный отрицательный фактор для дальнейшего внедрения электрического горного оборудования – высокая стоимость непосредственно горных машин, оснащенных электродвигателями и питающих элементов- электрических батарей. Но, исходя из динамично развивающегося производства и спроса на промышленные масштабные зарядные устройства, очевидно, что такой негативные фактор как высокая стоимость будет в последствии нивелирован.

Сопоставление факторов эффективности горного оборудования с дизельным и электрическим приводом позволяет анализировать преимущества и недостатки при переходе на добычу полезных ископаемых в условиях, повышенных энергозатрат на вентиляцию и высокой загазованности атмосферы. Одними из основополагающих критериев при соотношении выбора приводов, разумно принимать – объем негативного влияния на окружающую среду и количество выделяемой теплоты в шахтный воздух горной машиной при ее эксплуатации, так же влияние на структуру вентиляционной системы рудника. Инвестиционная привлекательность состоит в возможности сокращения затрат на энергию и вентиляцию и повышается при изыскании альтернативных возобновляемых источников энергии.

Список литературы:

1. Radchenko D.N., Bondarenko A.A. Mining engineering system as an

energy asset in industry 4.0 / Radchenko D.N., Bondarenko A.A. // E3S Web of Conferences, Rudenko International Conference "Methodological Problems in Reliability Study of Large Energy Systems"; Irkutsk; Russian Federation. – 2018. – № 58. – № 01009.

2. Halim, A., Kerai, M. Ventilation requirement for ‘electric’ underground hard rock mines—a conceptual study / Halim, A., Kerai, M. // In The Australian Mine Ventilation Conference – 2013. – pp. 215–220.

3. Papar R, Szady A, Huffer WD, Martin V, McKane A. Increasing energy efficiency of mine ventilation systems / Papar R, Szady A, Huffer WD, Martin V, McKane A. // Lawrence Berkeley National Laboratory, University of California. – 1999.

4. Awuah-Offei K. Energy efficiency in mining: a review with emphasis on the role of operators in loading and hauling operations / Awuah-Offei K. // J Cleaner Productions. – 2016. – № 117. – pp.89–97.

5. Ryl’nikova M.V. Strategy of energy efficiency enhancement for sustainable and environmentally balanced development of gold deposits at its final stage / Ryl’nikova M.V. // E3S Web of Conferences, Rudenko International Conference "Methodological Problems in Reliability Study of Large Energy Systems"; Irkutsk; Russian Federation. – 2018. – № 58. – № 01008.

6. Bugarski, A.D., Janisko, S.J., Cauda, E.G., Noll, J.D., Mischler S.E. Office of mine safety and health research national institute for occupational safety and health: diesel aerosols and gases in underground mines / Bugarski, A.D., Janisko, S.J., Cauda, E.G., Noll, J.D., Mischler S.E. // Guide to exposure assessment and control. – 2011.

7. the National Institute for Occupational Safety and Health (NIOHS). Carcinogenic effect of exposure to diesel exhaust / NIOHS // CurrIntell Bull 50 U.S.A. – 1988.

8. Grenier M., Gangal M., McGinn S., Penney J., Vergunst J. Diesel emissions evaluation program (DEEP) / Grenier M., Gangal M., McGinn S., Penney J., Vergunst J. Sampling for diesel particulate matter in mines. – 2001. – p. 26.

9. Stachulak J.S., Allen C., Hensel V. Successful application of a diesel particulate filter system at Vale’s Creighton mine / Stachulak J.S., Allen C., Hensel V. – 2015. – № 6(4), – pp.227-232.

10. Stachulak J., Conard B.R., Schnakenberg G. Evaluation of Diesel Particulate Filter System at Stobie Mine [Электронный ресурс] / Stachulak J., Conard B.R., Schnakenberg G. // Sudbury, Ontario, Canada. – Режим доступа: http://www.camiro.org/sites/default/files/DEEP/Project_Reports/MasterStobie-ver2—Sept2012.pdf. – (Дата обращения 07.03.2019).

11. Buckland K., Horie M. Diesel’s Death “Overstated,” Says Man Whose Gear Found VW Fraud [Электронный ресурс]./ Buckland K., Horie M. // – Режим доступа: <https://books.google.ru/books?id=>. – (Дата обращение 10.03.2019).

12. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://europe.autonews.com/article/20170905/ANE/170909903/diesels-death->

overstated-says-man-whose-gear-found-vw-fraud. – (Дата обращения 08.03.2019).

13. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: [ресурсhttp://minewiki.engineering.queensu.ca/mediawiki/index.php/Electric_equipment](http://minewiki.engineering.queensu.ca/mediawiki/index.php/Electric_equipment). – (Дата обращения 08.03.2019).

14. Marx W. M., Von Glehn F.H., Wilson R.W. Development of energy efficient mine ventilation and cooling system / Marx W. M., Von Glehn F.H., Wilson R.W. // Mine Ventilation of South Africa Society Journal. – 2008. – № 16. – pp. 5-9.

УДК 622.002

Д.Н. Радченко

ИПКОН РАН, г. Москва, Россия

К. Н. Залевская

РУДН, Москва, г. Москва, Россия

УВЕЛИЧЕНИЕ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ ЗА СЧЕТ ВОВЛЕЧЕНИЯ В ЭКСПЛУАТАЦИЮ ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ*

Одним из наиболее перспективных направлений повышения производственной мощности горнорудных предприятий с расширением объема и номенклатуры выпуска товарной продукции является вовлечение в хозяйственный оборот техногенных минеральных образований прошлых лет [1-5]. В связи с этим возникает необходимость в разработке упрощенных механизмов вовлечения таких объектов в промышленную эксплуатацию. Однако, до настоящего времени, в соответствии с требованиями закона «О недрах» учет запасов техногенного сырья возможен лишь на основании предоставления недропользователем отчетности о проведенных оценочных и разведочных работ и заключения государственной комиссии по запасам полезных ископаемых. Это существенно снижает интерес горнопромышленников к таким объектам, содержащим сырье сложного вещественного состава, низкие содержания ценных компонентов, вредные примеси.

Один из таких объектов, расположенный в г. Пласт Челябинской области, представлен полностью осушенным хранилищем отходов обогащения золото-мышьяковистых руд Ново-Троицкого месторождения, разрабатываемого ранее, с конца 19 в. На данный момент это месторождение законсервировано. Результаты архивных изысканий в Росгеолфонде показали, что Ново-Троицкое месторождение, состоящее из многих тонких жил, являлось уникальным по содержанию As и характеризовалось значительными содержаниями золота. Месторождение в настоящее время

* исследования выполняются в рамках Программы Президиума РАН №39, Раздел 2

числится в резерве с забалансовыми запасами 3 670 кг золота и 43 420 т мышьяка.

Жилы Ново-Троицкого месторождения представляют собой так называемые «табашки» или зоны рассланцованных плагиогранитов, к которым приурочены невыдержанные по мощности и линейным размерам кварцевые тела. Кварц, табашки и плагиограниты неравномерно минерализованы скородитом, питтитом, арсенопиритом, пиритом, халькопиритом, сфалеритом, галенитом, пирротином. Золото-мышьяковистое оруденение распределено с различной степенью интенсивности и представлено в основном массивными сульфидными рудами, вкрапленными сульфидами в кварце или плагиограните, прожилками кварцево-сульфидного состава и окисленными кварцево-скородито-питтитовыми рудами [6].

Потери ценных компонентов с хвостами флотации составляли порядка 14 % Au и 17 % As. В пересчете на абсолютные величины хвосты текущие обогашения Новотроицкой фабрики содержали 0,7-0,9 % мышьяка и более 1,5 г/т золота. В зависимости от качества руд, разрабатываемых в различный период участков месторождения, в исходной руде на обогатительную фабрику в разное время поступали Ge (до 12 г/т), Ga, Ag и др., которые не учитывались при оценке технико-экономических показателей работы Ново-Троицкой фабрики.

Проведенные в 2018 г. геолого-оценочные работы на хвостохранилище выявили закономерное изменение содержания Au, Ag и As по глубине. Кроме того, распределение содержаний Au и Ag по глубине показало, что наибольшая концентрация благородных металлов отвечает горизонту 8-12 м, т.е. находится ближе к ложу хвостохранилища (рис.1). Причем, закономерное распределение благородных металлов коррелирует с pH среды хвостохранилища. В верхних слоях pH ниже, чем на глубине.

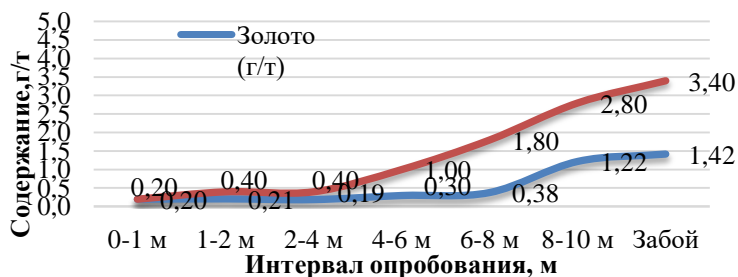


Рисунок1 – Распределение содержания золота и серебра от глубины опробования в скважине №2

В рамках оптико-минералогических исследований материал проб из хвостохранилища был классифицирован по классам крупности (-d max+2,5 мм; -2,5+1 мм; -1+0,25 мм; -0,25+0,1 мм; -0,1+0,071 мм; -0,071+0,04 мм; -0,04+0 мм), из которых для исследований были изготовлены 20 образцов на основе эпоксидной смолы. Лежалые хвосты руд Ново-Троицкого месторождения, согласно номенклатуре средне- и мелко-

обломочных пород, относятся к глинистым алевритам, так как по результатам гранулометрического анализа отходы обогащения представлены преимущественно материалом алевритовой размерности (-0,1+0,01 мм).

Методом оптической микроскопии в лаборатории www.labecomine.com изучен минеральный состав, размер, форма зерен и характер срастания рудных и породообразующих минералов. На рис. 2 представлены результаты оптико-минералогического анализа образца № 2 (хвосты из скв. №2, отобранные с интервала 8-10 м, крупностью -1+0,25). Анализ проводился на микроскопе Olympus с использованием компьютерной системы анализа данных и изображений Минерал 7, по результатам которого установлено присутствие следующих рудных минералов. Основу сульфидной минерализации составляют пирит, арсенопирит и, в подчиненном количестве, халькопирит, находящиеся в образце как в виде свободных зерен, так и в виде сростков с вмещающими минералами (рис.2). Доля пирита в аншлифе составила 13,9 масс.%, арсенопирита – 3,7 масс.%, халькопирита – 0,5 масс.%, остальная часть принадлежит рудной составляющей (81,9 масс.%).

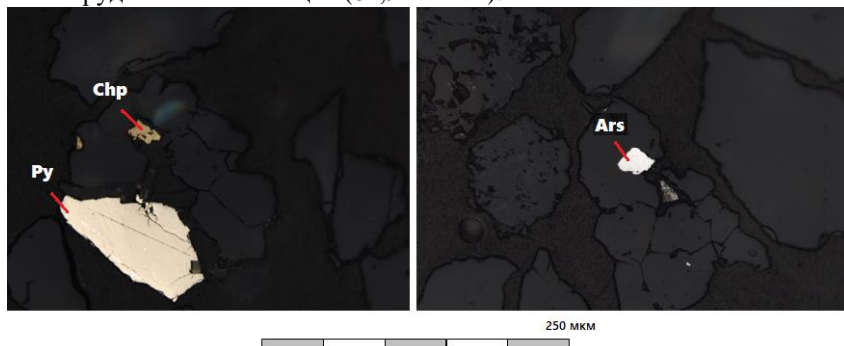


Рисунок 2 – Рудные минералы класса крупности (-1+0,25) в скважине №2: Py- пирит; Chp-халькопирит; Ars-арсенопирит.

Арсенопирит оловянно-белого цвета присутствует в хвостах в виде зерен длиннопризматической и ромбической формы с четко выраженными гранями. Средние размеры зерен арсенопирита 48x103 мкм. Минерал в основном (на 66 %) наблюдается в образце в свободном виде и лишь порядка 34 % зерен в сростках с породообразующими минералами. В полированном аншлифе зафиксирована катакластическая структура пирита, что указывает на дробление зерен минерала. Характер границ срастаний пирита и породообразующих минералов преимущественно неровный, извилистый. Размер агрегатов–144x281 мкм. Зерна халькопирита представлены в подчиненном количестве. Форма выделений – аллотриоморфная. Границы между халькопиритом и другими минералами неровные, часто расплывчатые. Оптико-геометрическим анализом установлено, что преобладающие размеры минеральных зерен – 38x57 мкм.

В свете перспектив повышения комплексности освоения исследуемо-

го техногенного минерального образования Ново-Троицкого месторождения была поставлена задача оценить содержания в хвостах сопутствующих ценных компонентов. В выделенных классах крупности масс-спектрометрическим методом с индуктивно-связанной плазмой были определены концентрации Au, Ag, As и других элементов с ожидаемо повышенными содержаниями в хвостах обогащения.

Результаты комплексного анализа показали неплохую корреляцию между содержаниями As и Au с Ag в различных классах крупности, что косвенно подтверждает ассоциацию благородных металлов с арсенипитом. Кроме того, установлено, что высокое содержание золота приурочено к классу крупности менее 40 мкм (рис. 3). Так, содержание золота в классе крупности -0,044-0 мм в 10,25 раз выше, чем, в классе крупности -1+0,25 мм, а серебра в 2,43 раза, соответственно, в тех же классах. Содержание мышьяка в классе крупности -0,044-0 мм в 8 раз выше, чем, в классе крупности -1+0,25 мм, вместе с тем, во всех пробах оно не велико, что позволяет осуществить переработку такого сырья с высокими показателями извлечения металлов.

Свободного золота в ходе минераграфических исследований обнаружено не было, на основании этого также подтверждено, что благородные металлы - Au и Ag находятся в тесной связи с мышьяксодержащим минералом – арсенипитом. Результаты проведенных исследований позволили рекомендовать технологическую схему переработки такого техногенного сырья – цианированием методом «уголь в пульпе».

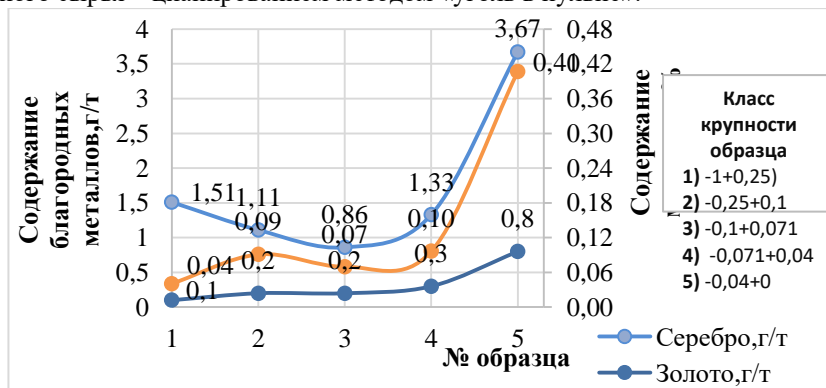


Рисунок 3 – Зависимость содержания благородных металлов по классам крупности и Корреляция между Au, Ag и As по результатам химического анализа

Установление закономерностей распределения в толще техногенного образования показателя влажности, Eh и pH среды показало, что в настоящее время лежалые хвосты Ново-Троицкого месторождения, основная масса хвостов находится в нейтральной, ближе к слабощелочной среде. Только на верхних горизонтах материал имеет pH 4,5 – 5,5. Естественная

влажность хвостов обогащения первых 4 м характеризуется предельно допустимыми показателями и не превышает 15%. Гипсометрически ниже следуют горизонты переувлажненных и сильно обводненных пород, что необходимо учитывать при разработке технологии добычи сырья.

Анализ результатов проведенных исследований на этапе геологическо-оценочных работ по хвостам обогащения руд Ново-Троицкого месторождения и изучения сохранившейся документацией из Росгеолфонда позволяет судить о возможности и экологической целесообразности вовлечения в эксплуатацию ценного техногенного объекта в ходе промышленной рекультивации территории, находящейся в черте города. Невысокое содержание золота и серебра, тем не менее, позволит окупить затраты на добычу, переработку и складирование отходов в специализированное хвостохранилище. Перспективно также рассмотреть вопрос пастовой закладки выработанного пространства подземных камер на основе хвостов обогащения [7].

Список источников

1. Трубецкой К.Н., Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В. Принципы обоснования параметров устойчивого и экологически сбалансированного освоения месторождений твердых полезных ископаемых // В сборнике: условия устойчивого функционирования минерально-сырьевого комплекса России. Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) Отдельные статьи (специальный выпуск). Москва, 2014. С. 3-10.
2. Трубецкой К.Н., Захаров В.Н., Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В. Эффективные технологии использования техногенных георесурсов - основа экологической безопасности освоения недр // Горный журнал, 2016. -№ 5. -С. 34-40.
3. Техногенное минеральное образование // Горное дело. Терминологический словарь. – 5-е изд. -М.: Изд-во «Горная книга», 2016 г. -С. 515.
4. Рыльникова М.В., Радченко Д.Н. Энергоэффективные и безопасные технологии разведки и разработки техногенных образований. Принципы проектирования технологических схем // Горная промышленность, 2018. -№ 3 (139). -С. 86.
5. Рыльникова М.В., Радченко Д.Н., Экс В.В. Классификация техногенных георесурсов в свете перспектив комплексного освоения рудных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал), 2012. -№ 2. -С. 318-324.
6. Мещнер Э.И., Федотов А.П., и др. Отчет о поисково-разведочных работах, проведенных на Ново-Троицком золото-мышьяковистом месторождении в Пластовском районе Челябинской области, в 1954-57 гг. // Трест «Челябгеологоразведка», 1958. -С.190.
7. Сараскин А.В., Гоготин А.А. Технология закладки выработанного пространства смесями на основе отходов обогащения руд // Горный журнал, 2017. -№ 9. -С. 41-45.

НОВЫЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ УКЛАД В СИСТЕМЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО МОНИТОРИНГА СОСТОЯНИЯ ГОРНОГО И ТЕХНОГЕННОГО МАССИВА

Снижение запасов руд с высоким содержанием полезных компонентов на большинстве разрабатываемых и перспективных месторождений, отработка участков месторождений на более глубоких горизонтах, специфика их горно-геологических, геомеханических и горнотехнических особенностей обуславливают необходимость реализации мероприятий по повышению эффективности добычи руды, обеспечению условий экологически сбалансированного освоения недр и промышленной безопасности горных работ.

На современном этапе научно-технического прогресса повышение эффективности разработки месторождений в решающей степени зависит от расширения области применения комбинированной геотехнологии, перехода на более экономичные и высокопроизводительные системы разработки с последующей переработкой добываемых руд непосредственно в подземных условиях, увеличения доли добычи малозатратными геотехнологическими методами, внедрения открытых геотехнологий с интеллектуальным горнотранспортным оборудованием и автоматизированными системами управления горными работами, роботизированными горно-технологическими комплексами на основе высокотехнологичных инновационных разработок в области телекоммуникаций, навигации, радиопизики [1-3].

Данные системы, в частности, за счет автономного выполнения в интеллектуальном режиме ключевых технологических процессов горного производства, исключения или минимизации фактов присутствия человека в опасной зоне ведения горных работ, позволяют вовлечь в отработку запасы полезных ископаемых при пониженном значении коэффициента запаса устойчивости уступов и бортов карьеров, в зонах интенсивного деформирования массива горных пород, с повышенной загазованностью атмосферы и в других «экстремальных условиях», что направлено на существенное повышение экономической и экологической эффективности горных работ.

Внедрение перечисленных инновационных геотехнологий качественно изменяет условия безопасности горных работ при проектировании горнотехнических систем, и, соответственно, требует корректировки и совершенствования методических положений по обоснованию параметров горных конструкций и горнотехнических систем в целом. Горнотехническая система, которая ранее проектировалась, исходя из условий и ограничений, связанных с обеспечением безопасности условий труда че-

ловека, с развитием дистанционных и интеллектуальных геотехнологий предполагает изменение требований к обоснованию основных конструктивных параметров открытых горных работ, прежде всего, высоты и угла откоса рабочих уступов и бортов карьеров в целом.

При этом существенное снижение фактора риска присутствия человека в опасной зоне ведения горных работ при увеличении интенсивности добычи полезных ископаемых, который обуславливает развитие нового технологического уклада горного производства.

Изменения параметров геотехнологий при переходе к интеллектуальным системам с сопутствующим ростом возможных рисков требует совершенствования технологий геомеханического мониторинга состояния горных конструкций и горнотехнических систем в целом [4].

Повышению качества геомеханического мониторинга при разработке месторождений твердых полезных ископаемых в настоящее время способствует внедрение целого ряда инновационных технологий:

- съемки с помощью электронных и лазерных тахеометров, в том числе роботизированных, как на открытых, так и на подземных разработках, которые позволяют автоматизировать процесс обработки данных с целью получения результатов в цифровом виде;

- технологии наземного лазерного сканирования, лидарной и фотограмметрической съемки;

- георадарного зондирования с высокой разрешающей способностью для картирования приповерхностного слоя, площадной электротомографии для выявления и мониторинга трещиноватых обводненных участков прибортового массива, спектрального сейсмопрофилирования для выявления структурных нарушений и мониторинга их развития во времени и др.

Создание систем геомеханического мониторинга с использованием спутниковой навигации, современных методов наземно-воздушного лазерного сканирования, программно-аппаратных комплексов на базе беспилотных летательных аппаратов, аэрокосмических методов георадарных съемок с построением цифровых ортофотопланов и трехмерных моделей местности дает уникальную возможность быстрого и точного определения пространственно-временных изменений объемно-качественных характеристик состояния природных и техногенных образований, величин угловых и линейных деформаций и перемещений, определяемых интенсивностью природных и техногенных геомеханических процессов [5-6].

Применительно к открытым геотехнологиям использование современных систем геомеханического мониторинга позволяет заблаговременно надежно прогнозировать развитие критических деформаций бортов и откосов и управлять рисками, связанными с потенциально неустойчивыми участками, с целью минимизации технологических потерь. Это в целом обеспечивает безопасность при разработке глубоких горизонтов карьера и позволяет проектировать борта карьеров с более крутыми углами откосов уступов.

Уже сейчас выбор коэффициента запаса устойчивости бортов, их участков, рабочих и нерабочих уступов карьера, а также отвалов осуществляется с учетом стадии освоения месторождения, определяющей степень надежности исходных данных и сроки стояния откосов, дифференцированно по уступам и участкам бортов карьеров.

С развитием технологий мониторинга изменяются критерии допустимости при проектировании откосов бортов карьеров, а также нормативных требований и политики техники безопасности горнодобывающих компаний. Выбор коэффициента запаса устойчивости откосов уступов и бортов карьера должен, прежде всего, исходить из требуемой надежности сохранности инженерных сооружений, которая оценивается, исходя из материального ущерба или степени опасности для обслуживающего персонала.

На рис. 1 схематически показан экономический эффект от внедрения систем геомеханического мониторинга при увеличении угла наклона бортов за счет снижения негативного влияния возможных обрушений бортов карьера на финансовые показатели горного предприятия [7].

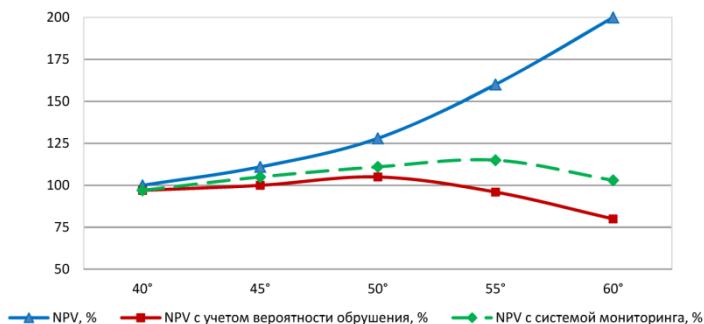


Рисунок 1 – Экономический эффект от внедрения систем геомеханического мониторинга при увеличении угла наклона бортов

На основе результатов мониторинга с учетом результатов структурной съемки массива, ведущейся в процессе отработки месторождения, разрабатываются дополнительные мероприятия по управлению устойчивостью откосов в период строительства, эксплуатации и между этапами реконструкции карьера.

Такое развитие системы геомеханического мониторинга снижает уровень риска эксплуатации, прежде всего глубоких горизонтов карьера и позволяет проектировать борта карьеров с более крутыми углами откосов уступов. Именно этим руководствовался ИПКОН РАН при оснащении современным исследовательским высокотехнологичным оборудованием, позволяющим своевременно получать достоверную и детализированную информацию о состоянии массива горных пород и горнотехнической системы в целом, лаборатория экологически сбалансированного освоения недр [8].

Создание научно-методического и практического задела для развития современных геотехнологий, призванных обеспечить новый технологический уклад горного производства, и раскрытие принципов проектирования таких горнотехнических систем обеспечит в будущем существенное повышение эффективности освоения отечественных месторождений, особенно, на больших глубинах.

Список литературы

1. Трубецкой К.Н., [Рыльникова М.В.](#), Владимиров Д.Я., Пыталев И.А. Условия и перспективы внедрения роботизированных геотехнологий при открытой разработке месторождений // [Горный журнал](#). 2017. № 11. С. 60-64 DOI: [10.17580/gzh.2017.11.11](#).
2. Трубецкой К.Н., Захаров В.Н., Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В. Эффективные технологии использования техногенных георесурсов – основа экологической безопасности освоения недр // Горный журнал, 2016. -№5. – С. 36-42.
3. Плакиткин Ю.А., Плакиткина Л.С. Программы «Индустрия-4.0» и «Цифровая экономика Российской Федерации» – возможности и перспективы в угольной промышленности // Горная промышленность. 2018. № 1. С. 22-28.
4. Рыльникова М. В., Зотеев О. В., Никифорова И. Л. Развитие нормативной базы в области обеспечения устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и отвалов // Горная промышленность. – 2018. – №3. С.95-98.
5. Малышев Ю.Н., Титова А.В., Черкасов С.В., Булов С.В., Чесалова Е.В. Сравнительный анализ современных методов мониторинга техногенных объектов // Горная промышленность, 2017. № 6. С. 50-53.
6. Резниченко С.С. Обзор оборудования для организации комплексной системы мониторинга устойчивости уступов и бортов глубоких карьеров // Горное дело, 2018. № 1. С. 55-53.
7. O. K. H. Steff en, P. J. Terbrugge et al. A risk consequence approach to open pit slope design. International Symposium on Stability of Rock Slopes in Open Pit Mining and Civil Engineering, 2005, pp. 81-96.
8. Laboratory for Environmentally Sustainable Exploitation and Preservation of Mineral Resources (Laboratory EcoMine IPKON RAS) [Электронный ресурс]. URL: <http://labecomine.com/> (дата обращения: 29.03.2019).

ОБ ЭТАПНОСТИ ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД ДЛЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ РАСЧЕТОВ

Одним из проблемных вопросов при выполнении инженерных изысканий для проектной документации на строительство (реконструкцию) угольных разрезов является отсутствие нормативных требований к составу и объему изысканий для горных объектов (карьерной выемки и отвалов вскрышных пород). Данный вопрос будет решён в разрабатываемых в настоящее время Федеральных нормах и правилах «Правила обеспечения устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и отвалов» (далее – «Правила...»).

Целесообразно разделить работы, проводимые геологоразведочными и изыскательскими организациями (подразделениями). Основной объект исследования первых – полускальные и скальные горные породы, вторых – дисперсные грунты (и первые метры полускальных, скальных пород). Соответственно, указанные виды организаций имеют разное оборудование и кадровый состав, и, в конечном итоге, - отличающуюся на порядок среднюю стоимость работ и время выполнения работ. Объединяет эти организации в части геологии одна наука – инженерная геология. И первые, и вторые выполняют инженерно-геологические исследования. Геологоразведочные организации – для промышленной оценки и освоения месторождения, изыскательские – для архитектурно-строительного проектирования (в основном – для выбора и расчетов фундаментов зданий и сооружений).

Дополнительно к этому специализированные в области геомеханики организации выполняют отбор проб из уступов действующих разрезов, дополнительные лабораторные исследования (определение прочностных свойств горных пород методом сдвига со сжатием, определение прочностных свойств контактов пород).

На каждом последующем этапе работы (разведка, изыскания, дополнительные исследования) сокращаются затраты времени и финансов на выполнение инженерно-геологических исследований. Если для геологической разведки приемлемым считается время работы порядка года, то на этапе разработки заключения по обоснованию параметров устойчивых бортов и отвалов средние временные затраты составляют порядка месяца.

Для предотвращения непроизводительных затрат (дублирования буровых работ) на получение исходных данных для геомеханических расчётов новые работы по геологической разведке (доразведке) угольных месторождений должны включать в себя не только традиционные исследования прочностных свойств скальных и полускальных горных пород методом одноосного сжатия и растяжения, но и новые виды и объекты

исследований - определение деформационных свойств горных пород, определение прочностных свойств горных пород методом сдвига со сжатием («косой срез»), определение прочностных свойств контактов пород.

Имеет смысл добавить определения терминов геологической разведки и изысканий в разрабатываемые «Правила...» в соответствии с существующей нормативно-правовой базой и практикой работы соответствующих организаций. Существует геологическая разведка месторождений полезных ископаемых, под которую полностью подходит имеющийся в текущей редакции «Правил...» термин «инженерно-геологические изыскания месторождений полезных ископаемых». Соответственно, тот объём инженерно-геологических исследований, который предлагается выполнять как инженерно-геологические изыскания месторождений полезных ископаемых, должен быть выполнен на этапе геологической разведки (доразведки) геологического месторождения (участка).

В разделе 3 «Требования к инженерно-геологическому изучению и районированию массива горных пород» целесообразнее оперировать термином «инженерно-геологические исследования», а не изыскания, так как действующая правовая база вкладывает в термин изыскания более узкий смысл. Исследования включают в себя геологоразведочные работы, изыскательские работы и дополнительные работы специализированных организаций с области геомеханики на этапе разработки заключения.

На этапе инженерно-геологических изысканий горных объектов (карьерной выемки и отвалов вскрышных пород), если геологическая разведка выполнена качественно в соответствии с разрабатываемыми «Правилами...», исследуются дисперсные грунты на территории будущей карьерной выемки. Для внешних отвалов глубина скважин ограничивается дисперсными грунтами с заглублением на 1-3 метра в полускальные грунты. После бурения первых скважин (в комбинации со статическим зондированием) на всю глубину дисперсных грунтов, целесообразно проводить предварительные геомеханические расчёты и, в зависимости от полученных результатов, более точно определять сферу взаимодействия внешнего отвала и основания.

Для обеспечения возможности использования современных геомеханических программ изыскания (также как и геологоразведка) должны проводиться по отдельным профилям, расположенным в разных геоморфологических зонах (участки отрицательных форм рельефа, водоразделы, склоны, равнинные участки).

Рациональная организация инженерно-геологических исследований на всех стадиях жизненного цикла горного предприятия, начиная от геологической разведки и заканчивая консервацией (ликвидацией) горного предприятия, позволит оптимальным образом получать полноценный пакет инженерно-геологической информации, необходимой для использования новых методов и алгоритмов расчетов согласно разрабатываемым Федеральным нормам и правилам «Правила обеспечения устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и отвалов».

ПРИМЕНЕНИЕ МОДЕЛЕЙ ДВИЖЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ВОД В ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ: ВЫВОДЫ ИЗ ПРАКТИЧЕСКОГО ОПЫТА

Аннотация. Внедрение новых технологий ведет к увеличению глубины разработки и масштабов подземной и открытой добычи. Специалисты компании Itasca имеют опыт работы на крупнейших объектах горной добычи, таких как железорудный карьер Сайшен (Южная Африка), медный рудник Чукикамата (Чили), алмазный рудник Венеция (Южная Африка), медный рудник Резолюшн (США), алмазный рудник Виктор (Канада) и алмазный карьер Джваненг (Ботсвана). Огромные масштабы горных работ на подобных объектах требуют высочайшей точности оценки как производительности систем водоотведения с целью нейтрализации притоков и предупреждения затопления выработок, так и режимов осушения и поддержания устойчивости бортов карьера.

Рассматриваются современные подходы к числовому моделированию движения подземных вод в контексте открытой и подземной добычи. Анализ практического опыта Itasca позволяет продемонстрировать важность следующих аспектов гидрогеологического моделирования:

1. Взаимодействие профильных специалистов в области гидрогеологии, геотехники и планирования горных работ.
2. Разработка концептуальной гидрогеологической модели.
3. Подбор программ, алгоритмов и подходов к моделированию.
4. Моделирование хода подземных и открытых горных работ.
5. Моделирование блочного обрушения.
6. Калибровка моделей стационарных и переходных процессов.
7. Моделирование динамики образования карьерных озер.
8. Предсказательное моделирование движения подземных вод в связи с планируемыми в будущем горными работами и их прекращением.

Также затрагиваются такие актуальные темы, как требования к ожидаемой достоверности моделирования, практическое применение его результатов для проектирования скважин систем водоотведения и осушения и увязка данных геомеханического и гидрогеологического моделирования в процессе расчета устойчивости бортов карьера и моделирования поведения пород в условиях блочного или поэтажного обрушения.

И наконец, рассматриваются проблемы изменения распределения напряжений в прибортовых массивах в процессе осушения, требующие параллельного моделирования деформации пород и движения подземных вод.

Ключевые слова: модель движения подземных вод, водоотведение, осушение, калибровка, прогнозирование, распределение напряжений в

прибортовых массивах

Введение

Трехмерные числовые модели движения подземных вод известны как эффективный инструмент выбора решений по защите от затопления и водопонижению. Как правило, числовые модели движения подземных вод используются для решения перечисленных ниже задач.

1. Прогноз требований к системе водопонижения с целью поддержания подземных выработок и карьеров в работоспособном состоянии. Результаты моделирования имеют большое значение для принятия технических и организационных решений по водопонижению и предупреждению притоков в выработки.
2. Прогнозирование режимов осушения с учетом требований к коэффициентам запаса устойчивости бортов карьеров.
3. Анализ распределения поровых давлений для дальнейшего применения в геомеханических расчетах устойчивости бортов карьера.
4. Прогнозирование влияния горных работ на подземные воды и поверхностные стоки.
5. Прогнозирование динамики восстановления состояния подземных вод после завершения горных работ.

В настоящей работе приведено краткое описание применения методики числового моделирования движения подземных вод в контексте горной добычи.

Роль гидрогеологии в горнодобывающей промышленности

Подземные воды оказывают огромное влияние на горные работы. Многие горнодобывающие предприятия сталкиваются с проблемами, вызываемыми как дефицитом водных ресурсов, так и чрезмерными притоками. В том, что касается бортов и откосов, регулирование движения подземных вод – единственный возможный способ повышения устойчивости. В связи с этим гидрогеология имеет огромное значение на всех этапах горных работ. Из рис. 1 видно, что для успеха необходимо междисциплинарное сотрудничество профильных специалистов в таких сферах, как планирование горных работ, геотехника и гидрогеология. Его суть заключается в том, что специалисты по геотехнике оценивают взаимное соответствие показателей плана горных работ, требований к устойчивости и расчетного уровня подземных вод исходя из данных о распределении поровых давлениях, поступающих от гидрогеологов. С другой стороны, гидрогеологи рассчитывают режимы водопонижения и осушения, руководствуясь планами горных работ и расчетными значениями уровня подземных вод, которые относятся к сфере ответственности специалистов геотехнического профиля. Этот двусторонний процесс обмена информацией продолжается до получения требуемого результата.

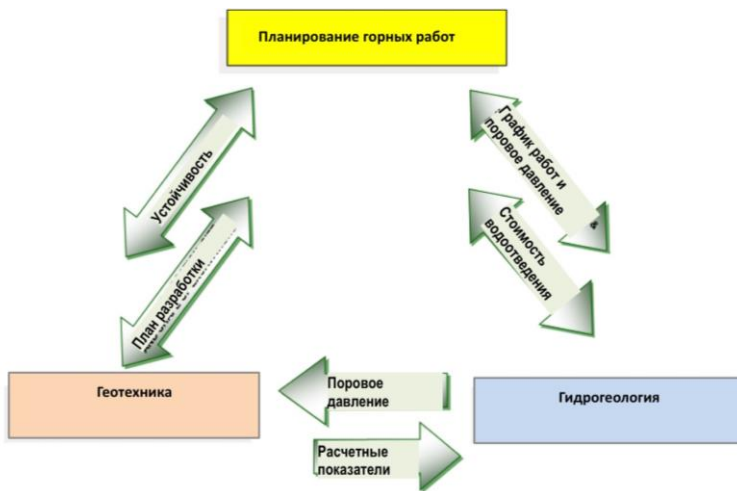


Рисунок 1 – Схема взаимодействия профильных специалистов в области гидрогеологии, геотехники и планирования горных работ

Процесс разработки числовой модели движения подземных вод

Моделирование движения подземных вод включает перечисленные ниже этапы.

1. *Анализ исходных данных и разработка концептуальной гидрогеологической модели.* Задачи этого этапа: (1) сбор, обобщения и обработка всех гидрогеологических данных, (2) четкое определение целей исследований и изысканий (например, получение разрешений природоохранных органов, проектирование системы водопонижения и (или) подготовка данных для геотехнических расчетов) и характеристик модели, и (3) определение исходных параметров для числового гидрогеологического моделирования.

2. *Разработка числовой модели движения подземных вод.* На этом этапе осуществляется подбор оптимальных алгоритмов и сетки моделирования. С точки зрения моделирования движения подземных вод в контексте горных работ метод конечных элементов превосходит по своей гибкости метод конечно-разностных расчетов, который используется для моделирования горных работ.

3. *Калибровка модели с учетом имеющихся гидрогеологических данных.* Калибровка выполняется как для стационарных, так и для нестационарных режимов. Огромное значение имеет качество калибровки. В отсутствие качественной калибровки модель движения подземных вод не представляет никакой ценности с точки зрения прогнозирования. При калибровке моделей нестационарных режимов следует учитывать накопленные данные (при их наличии) измерений уровней воды и расходов.

4. *Прогнозирование изменения состояния подземных вод с учетом влияния горных работ.* При предсказательном моделировании следует

учитывать план горных работ на весь срок деятельности предприятия. В зависимости от поставленной задачи предсказательное моделирование может распространяться на состояние подземных вод после завершения горных работ.

5. *Корректировка и проверка модели движения подземных вод.* По мере получения новых данных модель нуждается в корректировке и проверке.

Уровень достоверности модели движения подземных вод зависит от этапа работ. На начальном (концептуальном) этапе проработки достоверность модели относительно низка из-за отсутствия достаточного объема данных. По мере перехода к последующим этапам и накопления данных степень достоверности возрастает. Во многих случаях уровень достоверности повышается с 30% на начальном этапе проработки концепции до 70% на этапе проектирования и строительства.

Ниже приведены два примера из практики, иллюстрирующих значимость и преимущества описанного подхода.

Пример 1: активное водопонижение на алмазном руднике Victor

Itasca стала гидрогеологическим консультантом проекта Victor с первых дней его существования. Рудник Victor – карьер на севере канадской провинции Онтарио, требовавший активного водопонижения по периметру и в чаше карьера. По периметру карьера на глубину около 220 м были пробурены водоотливные скважины диаметром 610 мм и производительностью от 3,8 до 9,5 м³ в минуту. Их общая производительность составила около 80 тыс. м³ в сутки.

На ранних этапах проекта Itasca разработали трехмерную модель движения подземных вод и концептуальную гидрогеологическую модель. Эта модель использовалась для прогнозирования требований к системе водоотведения с учетом плана горных работ. По мере накопления данных в процессе эксплуатации модель корректировалась на ежегодной основе. Затем та же модель использовалась для прогнозирования состояния подземных вод после завершения добычи. Некоторые из важнейших сведений в отношении этого проекта приведены ниже.

1. Для получения исходных гидрогеологических данных для проектирования системы водоотведения выполнены пробные испытания продолжительностью 10 и 60 суток.

2. Создана сеть контрольных скважин разной глубины для мониторинга поведения подземных вод под воздействием горных работ с учетом водоотведения и корректировки модели движения подземных вод.

3. Создана надежная концептуальная гидрогеологическая модель, которая была использована при моделировании движения подземных вод и разработке проекта водоотведения. Как показано на рис. 2, система водоотведения состоит из водоотливных скважин по периметру и в чаше карьера. Концептуальная модель также позволила выявить ключевые проблемы в части водоотведения после вскрытия толщи аргиллитов.

4. Разработана достоверная трехмерная модель движения подземных вод для прогнозирования режимов водоотведения на весь срок эксплуа-

тации рудника. Она калибровалась по накопленным данным измерений уровней подземных вод. Степень достоверности моделирования достигла 90%. Рис. 3 иллюстрирует процесс калибровки. На рис. 4 показаны прогнозируемые требования к системе водоотведения по нескольким вариантам плана горных работ.

5. На рис. 5 представлена динамика образования карьерного озера после прекращения добычи и работы системы активного водоотведения.

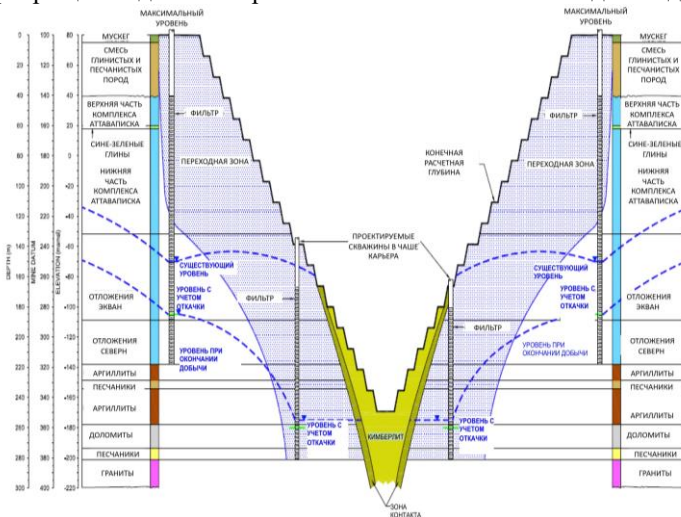


Рисунок 2 – Концептуальная гидрогеологическая модель для расчета режимов водоотведения

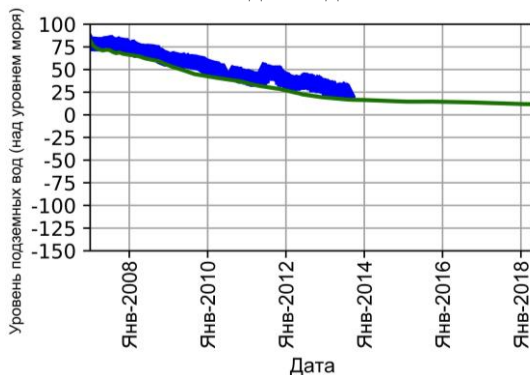


Рисунок 3 – Калибровка модели нестационарных режимов по данным измерений и моделирования уровней подземных вод



Рисунок 4 – Результаты моделирования режимов водоотведения на полный срок эксплуатации рудника

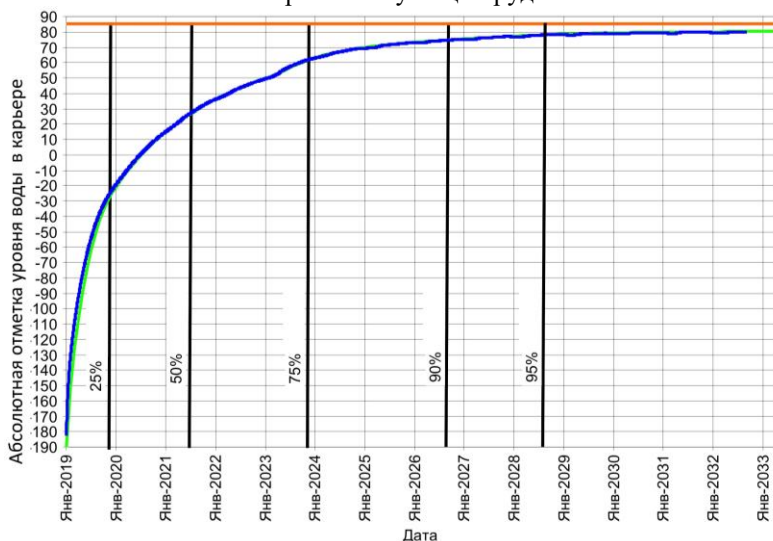


Рисунок 5 – Результаты моделирования изменения уровня воды в карьерном озере после прекращения работ по водоотведению

Пример 2: осушение прибортового массива на алмазном руднике Jwaneng

С 2013 года Itasca является стратегическим партнером ботсванской алмазодобывающей компании Debswana в решении задач осушения и водоотведения на четырех рудниках (Jwaneng, Orapa, Letlhakane и Damtshaa). Ниже приведены сведения об осушении прибортового массива крупнейшего из них, т. е. карьера Jwaneng.

Рудник Jwaneng расположен в 120 км западнее г. Габороне (Ботсвана) на высоте около 1175 м над уровнем моря. Добыча ведется открытым способом (один карьер) с 1982-го года.

Разработка ведется и планируется в несколько очередей (этапов). На

рис. 6 показаны запланированные на будущее очереди 6, 7, 8 и 9. Конечная расчетная глубина карьера к 2033-му году составит около 850 м (350 м над уровнем моря). С учетом глубины карьера для его эксплуатации необходима эффективная система водоотведения и осушения, позволяющая снижать поровые давления в прибортовом массиве и обеспечивать требуемый коэффициент запаса устойчивости.

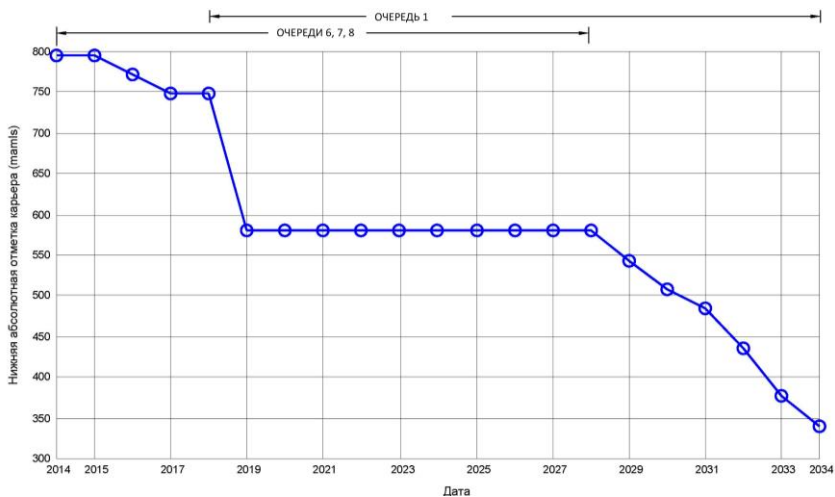


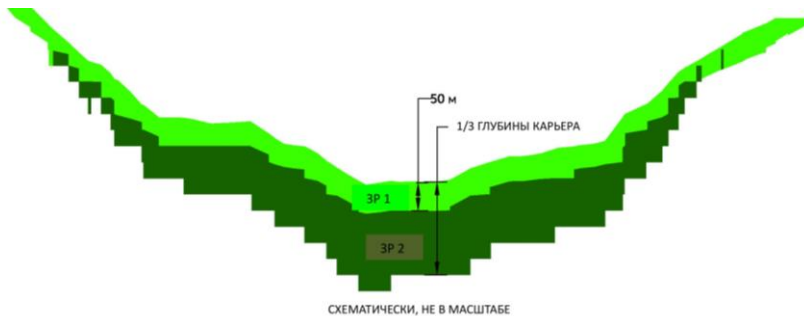
Рисунок 6 – Динамика углубления карьера

Специалисты Itasca изучили имеющиеся данные, подготовили концептуальную гидрогеологическую модель, трехмерную модель движения подземных вод, проект системы осушения и расчет поровых давлений для геомеханического моделирования устойчивости бортов карьера. Основные сведения в отношении этого проекта приведены ниже.

1. Наиболее эффективным стратегическим решением в части предупреждения притока, водоотведения и осушения с целью снижения порового давления в прибортовом массиве была признана система, состоящая из относительно неглубоких водоотливных скважин по периметру карьера и скважин с горизонтальными стволами в его чаше.

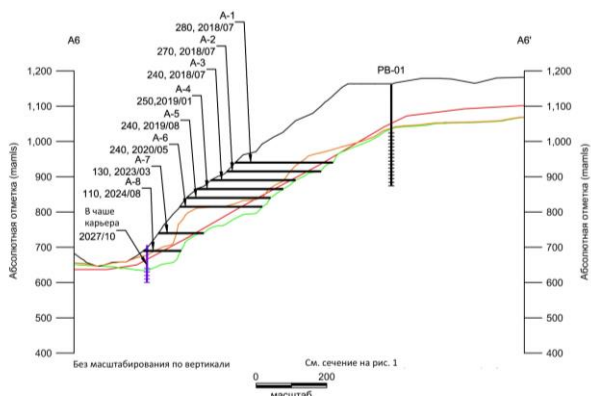
2. При этом важно обратить внимание на то, что в числовой модели было учтено влияние зоны релаксации. Как видно из рис. 7, ее мощность была принята равной одной трети глубины карьера (исходя из накопленного Itasca практического опыта).

3. График работ по осушению должен составляться с учетом расчетного уровня подземных вод, определяемого по результатам геотехнических расчетов устойчивости бортов карьера. На рис. 8 приведен пример моделирования графика осушения для последующих геотехнических расчетов.



- ПРИМЕЧАНИЯ:
- ПРИНЯТЫЙ РАЗМЕР ЗР ПО ВЕРТИКАЛИ 1/3 ОТ ГЛУБИНЫ КАРЬЕРА
 - ЗНАЧЕНИЕ К ДЛЯ ЗР СКОРРЕКТИРОВАНО С УЧЕТОМ РАЗМЕРОВ ЗР В ПРИБОРТОВОМ МАССИВЕ
 - ЗОНА 1 (< 50 м): УВЕЛИЧЕНИЕ К В ДЕСЯТЬ РАЗ
 - ЗОНА 1 (> 50 м): УВЕЛИЧЕНИЕ К В ДВА РАЗА

Рисунок 7 – Моделирование зоны релаксации



УСЛОВНЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ

- | | | | | |
|---|------------------------------------|------------------------|---|--|
| Борт карьера | Расчетное записи $K3 = 1,2$ | Модель | Водоподливная скважина | Горизонтальная водоподливная скважина |
| Окончательные контуры на январь 2030 года | Водотведение на этапе 8 | Водотведение в 2017 г. | (дата ввода в эксплуатацию)
существующая / новая | (длина, дата ввода в эксплуатацию) |

Рисунок 8 – Моделирование осушения для геотехнических расчетов

ОГРАНИЧЕНИЯ ПО СЕЙСМИЧЕСКОМУ ВОЗДЕЙСТВИЮ ВЗРЫВА В ПРИКОНТУРНОЙ ЗОНЕ КАРЬЕРА ПРИ ОТКРЫТОЙ И КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ*

Аннотация. При комбинированной разработке месторождения с условием проведения подземных горных выработок в законтурном массиве бортов карьера остро встаёт вопрос совместного производства буровзрывных работ (БВР). Обычно строительство подземного рудника начинается с приближением глубины карьера к конечным отметкам. В этой ситуации объём под разноску бортов если и есть, то весьма незначителен и взрывные работы подходят вплотную к предельному контуру карьера, за которым расположен охраняемый массив и в дальнейшем предполагается проведение подземных горных выработок. Основная задача при производстве БВР в таких условиях сводится к сохранению устойчивости этого массива. Своевременное экранирование взрыва и создание поверхностей разрыва путём контурного взрывания снижают негативное воздействие взрыва на борт, но не всегда предотвращают распространение по массиву волн напряжений, вызванных сейсмическим эффектом. Поэтому ограничение сейсмического действия взрыва в приконтурной зоне имеет столь же важное значение для устойчивости массива, как и профессиональная заоткоска.

Ключевые слова: взрыв, взрывные работы, сейсмическое действие взрыва, открытая и комбинированная разработка месторождения, допустимая скорость смещения массива, динамический предел прочности, сейсмостойчивость выработок, сохранность выработок.

Введение

При одновременном ведении горных работ в карьере и подземном руднике в одной вертикальной плоскости должны соблюдаться следующие условия: оставление предохранительного целика, обеспечивающего устойчивость массива и бортов карьера; применение систем разработки, исключающих сдвигание (разрушение) массива предохранительного целика; ограничение мощности массовых взрывов и их сейсмического воздействия на целики, потолочины и уступы бортов.

При комбинированной разработке месторождения, когда подземные выработки находятся в законтурном от борта карьера массиве, фронт ведения горных работ в карьере располагается в направлении навстречу фронту развития подземных очистных работ. При подземных очистных

* Исследования выполнены в рамках Государственного задания №075-00581-19-00, темы №0405-2019-0005 (2019 – 2021 гг.), а также при дополнительном привлечениихоздоговорных средств

работах фронт развивается в направлении от массива к карьере [1, 2].

Теория и результаты

Взрывные работы в карьере необходимо вести таким образом, чтобы скорость сейсмических колебаний пород в районе подземной выработки не превышала предельно допустимых по устойчивости значений. Для определения допустимого значения скорости сейсмических колебаний необходимо установить допустимое динамическое напряжение в массиве. Допустимый динамический предел прочности находится в соответствии с условием сейсмоустойчивости выработки [3]:

$$[\sigma_{ст}] + [\sigma_{дин}] \leq \sigma_{дин}, \quad (1)$$

где $[\sigma_{ст}]$ – статическое напряжение в массиве, окружающем выработку;

$[\sigma_{дин}]$ – динамическое напряжение в массиве (около выработки);

$\sigma_{дин}$ – допустимый динамический предел прочности около выработки.

Величины пределов прочности на растяжения для образца и массива пород существенно отличаются (в 5 – 10 и более раз). Достоверно оценить величину статического предела прочности массива можно только экспериментально, что невозможно на начальных стадиях проектирования. В некоторых случаях возможен приближённый расчёт с учётом среднего коэффициента структурного ослабления и на основе паспорта прочности горных пород. В грубом приближении за допустимый динамический предел прочности пород $\sigma_{дин}$ можно принимать статический предел прочности пород на растяжение σ_p увеличенный на 10 - 30% [4].

Согласно [3] допустимая скорость смещения массива может быть определена по выражению:

$$v_d = \frac{2\sigma_{дин}}{\gamma C} 981 \cdot 10^3, \text{ см/с}, \quad (2)$$

где $\sigma_{дин}$ – допустимый динамический предел прочности пород, кгс/см²;

γ – плотность пород, т/м³;

C – скорость звука в породе, см/с.

Придерживаясь значений показателей согласно системе СИ выражение (2) можно записать в следующей форме:

$$v_d = \frac{\sigma_{дин}}{\gamma C} 2604,1, \text{ м/с}, \quad (3)$$

где $\sigma_{дин}$ – допустимый динамический предел прочности пород, МПа;

γ – плотность пород, т/м³;

C – скорость звука в породе, м/с.

Скорость сейсмических колебаний в зависимости от массы ВВ в ступени и расстояния от взрыва до охраняемого объекта может быть определена согласно [5]

$$v = K(\sqrt[3]{Q} / R)^m, \text{ см/с}, \quad (4)$$

где Q – масса одновременно взрываемых зарядов (масса ВВ в ступени

замедления), кг;

R – расстояние до объекта, м;

K – коэффициент, зависящий от условий взрывания. Значение K изменяется в зависимости от пород в месте взрыва и от пород, окружающих выработку. При взрыве скальных пород и окружающих выработку скальных породах $K = 200$. При взрыве скальных пород и окружающих выработку полускальных породах $K = 400$. При взрыве полускальных пород и окружающих выработку полускальных породах $K = 600$;

m – показатель затухания сейсмических волн. Для расстояний до 1500 м показатель затухания сейсмических волн может быть принят равным 1,5.

Тогда зависимость (4) может быть представлена в виде

$$v = K \sqrt{\frac{Q}{R^3}}, \text{ см/с.} \quad (5)$$

Установив допустимую скорость сейсмических колебаний для охраняемого участка пород, можно определить расстояния, на которых взрывные работы своим воздействием не приведут к потере устойчивости горного массива около подземных выработок.

Для определения допустимых расстояний от контура карьера до подземных выработок, путём преобразования формулы (5), можно выразить R , где v_d вычислена по формуле (3) и получить выражение следующего вида

$$R = \sqrt[3]{\frac{Q K^2}{v_d^2}}, \text{ м.} \quad (6)$$

В процессе проектирования массовых взрывов на определенном участке карьера масса ВВ в ступени замедления должна рассчитываться с учетом свойств горного массива и характеристик защищаемых выработок. Скорость колебаний при этом следует рассчитывать по формулам (3) - (4), коэффициент K и показатель затухания сейсмических колебаний m определяются инструментальными замерами. При отсутствии последних можно использовать усредненную зависимость

$$v = 225 (\sqrt[3]{Q} / R)^{1,6}, \text{ см/с,} \quad (7)$$

полученную обобщением результатов исследований параметров сейсмических волн в скальных массивах крепостью f по шкале Протодяконова от 8 до 16 [4].

Сохранность уже пройденных выработок обеспечивается, если фактическая скорость смещения v не превысит допустимую величину v_d с учётом вида крепи. Сама крепь существенно повышает сейсмоустойчивость выработок и может быть отражена коэффициентом K_{cy} . Допустимая скорость колебаний для выработок различного назначения представлена в таблице.

Тогда

$$v_d = v / K_{cy}, \text{ см/с.} \quad (8)$$

Значения K_{cy} при различных видах крепи находятся в следующих пределах:

Без крепи	–	1,0
Набрызг-бетон	–	1,2 - 1,6
Анкерная или штанговая	–	1,6 - 2,0
Бетонная	–	2,2
Металлическая арочная	–	2,5 - 3,0

Таблица – Допустимая скорость колебаний для выработок различного назначения [5]

Тип выработки	Допустимая скорость колебаний, см/с	
	Множественные взрывы	Однократные взрывы
Особо ответственные выработки (срок службы более 10 лет): железнодорожные тоннели, стволы шахт, капитальные штольни.	6	12
Ответственные выработки (срок службы до 10 лет): околоствольные дворы, главные квершлагги, главные штреки	12	24
Выработки с ограниченным сроком службы (до 3 лет): откаточные орты и штреки	24	48
Выработки со сроком службы до 1 года: доставочные и буровые орты и штреки, восстающие, выпускные дучки	48	96

Сейсмический эффект короткозамедленного взрыва при достаточной величине интервалов замедления эквивалентен действию мгновенного взрыва одной ступени короткозамедленного взрывания. В этом случае на общую массу зарядов, ограничение не накладывается. В большинстве случаев достаточным является интервал взрывания 20 - 40 мс.

Выводы

Исходя из ограничения по сейсмике, определяются и другие параметры массовых взрывов в карьере. Величина подземных технологических взрывов в период работы карьера ограничивается параметрами БВР при проходке выработок и практически не должна превышать нескольких килограмм на ступень замедления. Вследствие чего данные взрывы не оказывают сейсмического влияния на откосные сооружения карьера.

В настоящее время средства взрывания могут обеспечить независимую работу каждого заряда ВВ в скважине, то есть с применением указанного подхода можно оптимизировать параметры буровзрывных работ и добиться значительного снижения эффекта сейсмического воздействия

взрыва на охраняемый массив и объекты карьера при совместном ведении взрывных работ на поверхности и подземных выработках в рамках комбинированной разработки месторождения.

Список литературы

1. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при взрывных работах». Утверждены Приказом Ростехнадзора от 16.12.2013 №605. – Екатеринбург: ТД «УралЮрИздат», 2018. – 244 с.
2. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твёрдых полезных ископаемых». Утверждены Приказом Ростехнадзора от 11.12.2013 №599. – Екатеринбург: ТД «УралЮрИздат», 2018. – 208 с.
3. Щелканов В. А. Влияние массовых взрывов на устойчивость подземных выработок при комбинированной разработке железорудных месторождений / В. А. Щелканов, П. С. Миронов // Труды ИГД МЧМ СССР. Буровзрывные работы на рудных карьерах. – Свердловск, 1972. – Вып. 36. – С. 91-97.
4. Картузов М. И. Прогнозирование сейсмобезопасности подземных выработок при взрывах / М. И. Картузов, Н. В. Паздников // Труды ИГД МЧМ СССР. – Свердловск, 1982. – Вып. 68. – 79 с.

Картузов М. И. Методика обеспечения сейсмобезопасной технологии ведения взрывных работ / М. И. Картузов, Н. В. Паздников // – Свердловск: ИГД МЧМ СССР, 1984. – 12 с

621.396.6-027.31; 621.396.933:527.8

В.Е. Махонин, Д.О. Чулков, Е.А. Шабельников
ИГД им. Д. А. Кунаева, г. Алматы, Казахстан

КОНЦЕПЦИЯ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ПРОГРАММНО-АППАРАТНОГО КОМПЛЕКСА АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ ПОЗИЦИОНИРОВАНИЯ ПЕРСОНАЛА И ПОДВИЖНОЙ ТЕХНИКИ В ШАХТАХ

Исходя из анализа существующих систем обеспечения промышленной безопасности и появления на рынке новых электронных компонентов определяются требования к основным сегментам и подсистемам системы позиционирования персонала и подвижной техники в шахтах.

Концепция функционирования системы сводится к построению высоко надежной безотказной адаптивной системы сбора, обработки, передачи, отображения данных и управления процессами.

Система позиционирования персонала и подвижной техники в шахтах представляет собой аппаратно-программный комплекс, обеспечивающий непрерывный мониторинг местонахождения персонала и внутри-

шахтной техники на территории рудника, а также выполняющий ряд вспомогательных функций, отвечающих за безопасность персонала и организацию коммуникаций в подземных выработках.

Ключевые слова: Система позиционирования, радиочастотные технологии, MESH-сеть, Wi-Fi, Time of Arrival, Time of Flight, RTLS, WPAN.

Вопросы обеспечения промышленной безопасности на шахтах чрезвычайно актуальны и с каждым годом эти требования все более возрастают и ужесточаются. Автоматизированная система позиционирования персонала и подвижной техники, оповещения персонала и поиска людей под завалами на горнодобывающем предприятии является одной из ключевых в комплексе задач обеспечения промышленной безопасности.

В Республике Казахстан в настоящее время действуют Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы [1]. В соответствии с этими Правилами основной целью промышленной безопасности является предотвращение или минимизация последствий аварий на опасных производственных объектах. В частности, п. 54 содержит требования по оборудованию опасных производственных объектов, ведущих подземные горные работы системами наблюдения, оповещения об авариях, позиционирования и поиска персонала, прямой телефонной и дублирующей ее альтернативной связью.

В России и других странах, ведущих горные работы, так же существуют аналогичные требования и правила к промышленной безопасности и поэтому разработка и производство оборудования для реализации систем обеспечения промышленной безопасности безусловно ведется во всех развитых горнодобывающих странах.

Основная задача позиционирования персонала и подвижной техники в подземных условиях сводится к определению с достаточной точностью положения в горных выработках метки, закрепленной на человеке или на технике, передаче информации о текущем месторасположении на сервер, обработке и отображению на мониторах диспетчерских служб. Время от момента фиксации метки до ее отображения на мониторах зависит от идеологии системы, применяемых аппаратных и программных средств. Отображение информации с минимальной задержкой до нескольких секунд, называется позиционирование в реальном времени (RTLS – Real Time Location System).

Толчком развития систем позиционирования в закрытых помещениях, так называемых систем локального позиционирования, послужило отсутствие спутникового сигнала глобального позиционирования (ГЛОНАСС/GPS) в закрытых помещениях. Системы локального позиционирования реального времени интенсивно развиваются для применения на опасных объектах, при спасательных операциях, в медицинских учреждениях, для решения задач логистики, на подземных объектах и т. д.

Концепция функционирования комплекса обеспечения промышленной безопасности сводится к построению высоко надежной безотказной

адаптивной системы сбора, обработки, передачи, отображения данных и управления процессами.

Комплекс обеспечения промышленной безопасности представляет собой аппаратно-программный комплекс, обеспечивающий непрерывный мониторинг местонахождения персонала и внутришахтной техники (ВШТ) на территории рудника, а также выполняющий ряд вспомогательных функций, отвечающих за безопасность персонала и организацию коммуникаций в подземных выработках.

Программно-аппаратный комплекс должен состоять из основных подсистем:

- подсистема внутришахтной сети передачи данных;
- подсистема хранения данных;
- подсистема обработки и анализа данных;
- подсистема определения местоположения;
- подсистема визуализации;
- подсистема оповещения.

Структурная схема программно-аппаратного комплекса представлена на рис. 1.

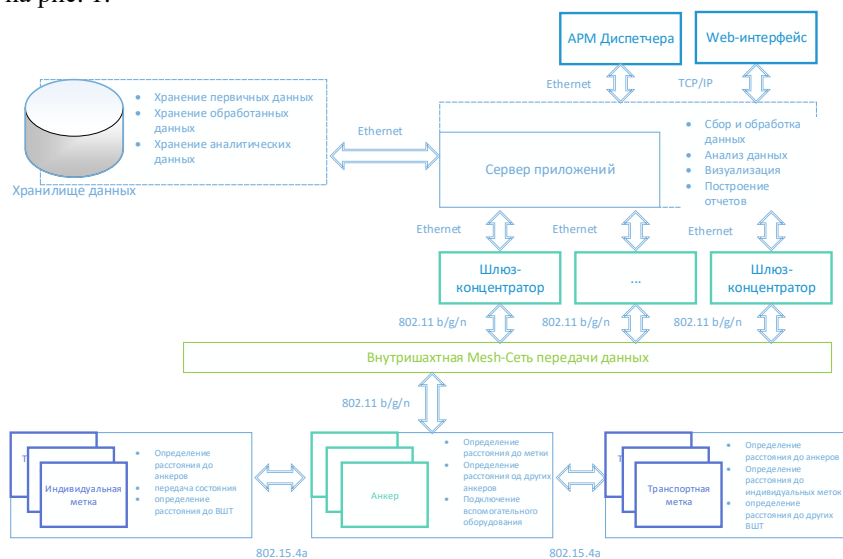


Рисунок 1 – Структурная схема программно-аппаратного комплекса.

Программно-аппаратный комплекс должен позволять наращивать мощность (увеличивать производительность) за счет горизонтального и вертикального масштабирования. Должна быть предусмотрена возможность масштабирования, если в будущем, планируется существенное увеличение нагрузки на систему:

- Вертикальное масштабирование – за счет увеличения аппаратной мощности серверов, среды передачи данных, каналов передачи данных.

– Горизонтальное масштабирование – за счет увеличения количества работающих компонентов системы (стационарных и мобильных устройств).

При выборе сети передачи данных основными критериями являются скорость передачи данных, надежность функционирования сети, возможность наращивания и возможность быстрого изменения конфигурации сети, рабочая частота оборудования, использование нелицензируемых частот и мощностей. Подобную сеть можно построить как с помощью проводных, так и беспроводных каналов связи.

Разработка программно-аппаратного комплекса должна производиться с учетом использования существующих телефонных проводных каналов связи, Ethernet, оптоволоконных линий связи. Для обеспечения мобильности сети основной упор должен делаться на беспроводные каналы связи.

Для шахты с количеством одновременно определяемых меток позиционирования до 2000шт, до 30 видеоканалов, одновременной работы 50 каналов аудиосвязи (в перспективе) и системы сбора данных до 100 устройств, ширина канала связи должна составлять не менее 33.4 Мбит/с. С учетом ресурсного резервирования ширина каналов связи (коэффициент 1.5) должна быть не менее 50Мбит/с.

Необходимо также предусмотреть увеличение пропускной способности каналов связи при использовании дополнительного оборудования и дублирования каналов связи.

В качестве основного беспроводного канала передачи данных предполагается использование Wi-Fi 2.4 ГГц. При существующих недостатках Wi-Fi 2.4 ГГц, такими как сильное затухание сигнала и ограниченная дальность передачи в условиях выработок, несомненным преимуществом является доступность решений и низкая стоимость при широком выборе готового оборудования, нелицензируемый диапазон передачи, возможность подключения большого числа мобильных устройств, открытость стандартов и протоколов передачи данных, высокая скорость передачи данных, что позволяет осуществлять передачу предполагаемого объема данных.

При передаче данных на большие расстояния с большим количеством хопов, для исключения задержек на протяженных участках, необходимо использовать телефонные проводные линии в качестве каналов связи, а также высокоскоростные оптоволоконные каналы, как наиболее защищенные и помехоустойчивые.

Для увеличения надежности беспроводной Wi-Fi сети необходимо использовать технологии Mesh сети. При топологии «Mesh», в отличие от топологии «Звезда», реализуется более высокая отказоустойчивость беспроводной Wi-Fi сети.

Mesh сеть, учитывая непрерывные подключения и изменения конфигурации при возникновении проблем (неисправный узел или заблокированный путь), выбирает оптимальный путь (переключаясь от узла до узла, пока не будет достигнут адрес назначения).

Благодаря такой организации сети передачи данных, при выходе из

стройка одного из узлов сети, маршруты передачи динамически перестраиваются и сеть остается работоспособной.

Подсистема определения местоположения предназначена для определения локальных координат каждого устройства относительно друг друга и передачи этой информации посредством подсистемы внутришахтной сети передачи данных в подсистему обработки и анализа данных.

Некоторые технологии оценивают дальность по мощности принимаемого сигнала (RSSI). В этом случае стационарное и мобильное оборудование может оснащаться Bluetooth либо Wi-Fi-приемопередатчиком. Этот подход удобен, когда в качестве меток выступают различные абонентские устройства: смартфоны, планшеты и т. д. Но RSSI метод определения расстояния не подходит для точного определения местоположения при постоянно меняющейся радиообстановке в условиях подземных выработок.

При выборе методов работы подсистемы определения местоположения также были отвергнуты такие распространенные разностно-дальномерные методы определения местоположения (TDOA, MLAT) ввиду аппаратной сложности реализации.

Метод AOA требует определения точного направления на источник сигнала. В условиях подземных выработок этот метод невозможно использовать.

Метод CoO по определению не позволяет достичь нужной точности в подземных выработках и предназначен только для систем зонирования.

Для вычисления текущего местоположения метки чаще всего используется метод, от метки до якорей.

Наиболее подходящими методами для определения местоположения в условиях протяженных подземных выработок являются методы Time of Arrival (ToA) и Time of Flight (ToF), основанные на измерении дальности между объектами.

Данные методы (ToA, ToF) подходят для создания локальной радионавигационной системы малого радиуса действия, работающая в режиме реального времени (RTLS). Такая навигационная система обычно состоит из стационарных объектов с известными координатами и мобильных объектов, координаты которых неизвестны.

При анализе существующих систем позиционирования были выявлены несколько поставщиков чипов, поддерживающих технологии ToA и ToF для построения системы точного позиционирования в реальном времени (RTLS). Такие компании, как Nanotron, Time Domain и Decawave позволяют разработчикам построить RTLS на базе интегральных приемопередатчиков либо модулей-микросборок и используют метод, основанный на измерении времени прохождения сигнала от передатчика к приемнику (ToA, ToF) [2].

При рассмотрении производителей был выбран лидер среди сетей класса WPAN для определения местоположения на расстояниях до 1 км - компания Nanotron (Германия), на чипах которой будет базироваться подсистема определения расстояния между объектами.

Чипы nanoLOC компании Nanotron поддерживают определение расстояния методом ToF. Данные чипы работают в диапазоне 2,4 ГГц и используют CSS кодирование. Кодирование CSS базируется на внутриимпульсной линейно-частотной модуляции (ЛЧМ), которая позволяет наиболее эффективно использовать частотный спектр. Приемники чипа nanoLOC, используя согласованный фильтр на входе, преобразуют ЛЧМ-импульсы в очень узкие по времени SYNC-импульсы и определяют время поступления входного сигнала с наносекундной точностью, что позволяет измерять расстояния на открытых пространствах с точностью до 30 см. Однако в шахтах из-за многолучевого распространения сигналов погрешность будет увеличиваться до 1 – 3 м.

При выборе чипов и модулей компании Nanotron одним из критериев также являлась доступность компонентов и технической поддержки на рынке ЕАЭС.

Подсистема визуализации должна отвечать за визуальное отображение всей необходимой информации для пользователей комплекса.

Необходимо предусмотреть WEB интерфейс для визуализации и доступа к оперативным данным комплекса при использовании удаленного рабочего места.

Для решения навигационных задач в системе позиционирования реального времени в условиях подземных горных выработок можно использовать метод определения координат мобильных абонентов на основе распространенных алгоритмов псевдодальностей [3].

На рис. 2 показаны результаты моделирования алгоритма для случая движения метки по замкнутой круговой траектории в пространстве и четырех якорей. Всего используется 200 измерений дальностей, СКО измерения дальности 1м.

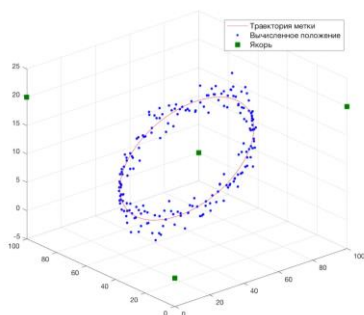


Рисунок 2 – Результат вычисления координат метки в пространстве.

Данная работа выполнена в рамках ПЦФ BR05236712 «Технологическая модернизация горных производств на основе перехода к цифровой экономике» на 2018-2020 годы.

Список литература

1. Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы /Утверждены Приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 30 декабря 2014 года №345.

2. Махонин В.Е., Чудников В., Рудаков И.В. Метод определения координат мобильных абонентов в RTLS системах // Беспроводные технологии, №1, 2018. –С. 12-14.

N. Rahemi, M. R. Mosavi, A. A. Abedi, and S. Mirzakuchaki. Accurate Solution of Navigation Equations in GPS Receivers for Very High Velocities Using Pseudorange Measurements. Advances in Aerospace Engineering. Volume 2014 (2014), Article ID 435891, 8 pages <http://dx.doi.org/10.1155/2014/435891>

УДК 622.831; 622,2; 622.235

Нгуен Ван Минь

*Университет транспортных технологий, г. Ханой, Вьетнам
Горный институт НИТУ «МИСиС», г. Москва, Россия*

В.А. Еременко

Горный институт НИТУ «МИСиС», г. Москва, Россия

А.Р. Умаров, М.А. Косырева

Российский университет дружбы народов, г. Москва, Россия

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ФОРМЫ ВЫРАБОТКИ И ДЕЙСТВУЮЩИХ НАПРЯЖЕНИЙ НА ФОРМИРОВАНИЕ ЗОН НЕЛИНЕЙНЫХ ДЕФОРМАЦИЙ В МАССИВЕ ГОРНЫХ ПОРОД НА ГЛУБИНЕ СВЫШЕ 1,5 КМ

Аннотация. Показан подход к оценке зон нелинейных деформаций, которые формируются при проходке горных выработок во вмещающем их массиве при разработке рудных месторождений на глубинах свыше 1,5 км. Исследования проводятся на основе численного моделирования в программе Map3D и калибруются натурными измерениями наведенной трещиноватости массива. Первые трещины обнаруживаются при уровне деформаций растяжения 250–350 мк. Критическое значение объемного трещинообразования составляет примерно 400 мк - данное значение используется в дальнейшем для оценки глубины зоны нарушенности приконтурного массива выработок.

Ключевые слова: зоны нелинейных деформаций и нарушенности пород, массив горных пород, трещина, напряжения, выработка, кровля, бока.

Увеличение глубины горных работ – общемировая реальность. Это влечет за собой усложнение горно-геологических условий, что, в свою очередь, оказывает негативное влияние на устойчивость элементов горных конструкций. Глубина горных работ, например, на Таймырском руднике и шахте Скалистая уже превысила отметку 1,5 км. Зоны нелинейных деформаций, которые формируются при проходке и поддержании горных

выработок влияют также на устойчивость массива, параметры крепи и систем крепления выработок и, как следствие, на безопасность горных работ.

Размеры зоны нелинейных деформаций зависят от физико-механических свойств горных пород, действующих напряжений в массиве, размера и формы выработки и др. Характеристики массива и его напряженно-деформированное состояние значительно изменяется, особенно на больших глубинах в зоне влияния очистных работ.

В статье представлены результаты исследований формирования зон нелинейных деформаций при проходке горных выработок на глубине свыше 1,5 км, которые определялись с помощью имплицитного численного моделирования в программе Map3D [1].

Свойства породного массива, необходимые для введения в численную модель, очень сложно определить с приемлемой точностью вследствие большого количества погрешностей, например, на дискретную, неоднородную, анизотропную, неупругую природу массивов горных пород, или на величину и направления действия главных природных напряжений, что значительно снижает достоверность результатов моделирования. Общая погрешность определяется через коэффициент вариации из выражения:

$$C = \sqrt{C_1^2 + C_2^2 + C_3^2 + C_4^2 + C_5^2 + C_6^2}, \quad (1)$$

где C — суммарный вариационный коэффициент; C_1, C_2, C_3, C_4, C_5 и C_6 — соответственно, коэффициенты погрешности, учитывающие геометрию выработки, геологические параметры, природное напряженное состояние, свойства горных пород, вид моделирования (линейное или нелинейное), а также разрешающую способность модели.

Коэффициент вариации обычно находится в пределах от 40% (при высокой достоверности данных о свойствах горных пород и напряжениях) до 60% (в обычном случае).

В натуральных условиях на руднике, как правило, недостаточно финансовых и человеческих ресурсов для проведения необходимого количества испытаний горных пород и анализа ухудшения их состояния для определения параметров необходимых для проведения сложного нелинейного численного моделирования. Альтернативой детальной количественной оценки входных параметров модели является ретроспективный анализ отклика массива на проведение выработки. Основан данный анализ на так называемом наблюдательном методе Терцаги [2] с использованием линейного (упругого) моделирования методом граничных элементов с применением, например, программы Map3D. По мере развития горных работ модель становится все более и более откалиброванной. Традиционно отклик горных пород на проведение выработки наблюдают визуально или с помощью инструментов. Хорошо откалиброванная модель позволяет осуществлять обоснованно достоверный прогноз поведения массива горных пород.

Недостатком известных в настоящее время классических [3, 4 и др.] и недавно разработанных [5, 6 и др.] критериев разрушения нетронутых

горных пород состоит в том, что они учитывают только максимальные и минимальные главные напряжения, что определяет преимущественно сдвиговый механизм разрушения. В натуральных же условиях, особенно на больших глубинах, вокруг выработок наблюдаются возникшие слои параллельных трещин. Данный тип разрушения называют растрескиванием (рис. 1). В настоящее время общепризнанным является тот факт, что эти трещины, называемые трещинами растяжения, возникают под действием очень высоких сил сжатия. Данный вид разрушения относится не к сдвигу, а к растяжению [7-9]. Происходит процесс второстепенного растяжения, даже при условии, что все три главные компоненты напряжения сжимающие. Этот процесс определяется критерием растягивающей деформации [10], согласно которому: «Порода начинает разрушаться при всестороннем сжатии, когда вторичное растягивающее напряжение превышает определенный предел свойственный данной породе», т.е.

$$\varepsilon_3 \geq \varepsilon_c, \quad (2)$$

где ε_3 — растягивающая деформация; ε_c — предельное (критическое) значение растягивающей деформации.



Рисунок 1 – Дугообразные трещины растяжения (растрескивание) в своде очистной выработки

Растягивающая деформация возникает в направлении действия минимального главного напряжения и описывается следующим уравнением:

$$\varepsilon_3 = \frac{1}{E} [\sigma_3 - \nu(\sigma_1 + \sigma_2)], \quad (3)$$

где $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ — главные напряжения, E — модуль Юнга нетронутых пород, ν — коэффициент Пуассона.

Трещины растяжения образуются в плоскостях, перпендикулярных направлению действия минимального главного напряжения. Критерий растягивающей деформации применим для горных пород от очень крепких и хрупких до мягких.

При наличии крепи растрескивание не представляет значительной угрозы для вывалов. Но в зонах нарушенности пород трещины растяжения вступают во взаимодействие с природными нарушениями сплошности массива и могут вызвать значительный вывал. При выборе типа крепи для выработок в условиях повышенных напряжений необходимо определять глубину зоны нелинейных деформаций для обеспечения про-

ектной несущей способности анкеров в массиве за пределами разрушенной трещиноватой зоны.

При проведении натуральных исследований составляются планы измеренных трещин в массиве. В скважинах обнаруживаются кольцевые трещины вблизи устья, при этом с приближением к контуру выработки раскрытие трещин увеличивается. Планы измеренных расстояний до трещин совмещают с контурами растягивающей деформации, полученными трехмерным моделированием. Путем варьирования упругих свойств горных пород (E и ν) достигается соответствие между контурами деформаций растяжения и планами расстояний до трещин.

В результате проведения подобной калибровки определяется критерий разрушения по механизму растяжения для конкретного участка рудника. Для примера в таблице показана интенсивность трещинообразования относительно соответствующих значений растягивающих деформаций, откалиброванных на глубоких рудниках, и рекомендуется вид крепи для каждого уровня повреждений. Первые трещины обнаружены при уровне деформаций растяжения 250–350 $\mu\epsilon$ (таблица 1). Критическая деформация растяжения в этом случае принимается приблизительно 150 $\mu\epsilon$, т.е. примерно $\frac{1}{2}$ значения деформации, при которой наблюдались первые трещины. Критическое значение объемного трещинообразования составляет примерно 400 $\mu\epsilon$ - данное значение используется в дальнейшем для оценки глубины зоны нарушенности приконтурного массива выработок. Микродеформация ($\mu\epsilon = \epsilon \cdot 10^{-6}$) – единица измерения относительной деформации растяжения, рассчитываемой путем деления величины абсолютной деформации ΔL на исходную длину объекта L : $\epsilon = \frac{\Delta L}{L}$.

Таблица 1 – Откалиброванные значения критерия растягивающей деформации растяжения для рудников глубиной свыше 1,5 км

Состояние массива горных пород	Деформация растяжения ϵ_3	Раскрытие трещин	Рекомендации по установке крепи
Раздробленный (смятый)	>500 $\mu\epsilon$	>5 мм	Своды выработок следует укрепить тросовыми анкерами
Сильно нарушенный	450–500 $\mu\epsilon$	до 5 мм	Если контур 500 $\mu\epsilon$ находится на расстоянии 0,5–1,5 м от сечения выработки, необходимо установить анкера длиной 2,4 м, с торкретбетоном толщиной не менее 50 мм. При длине свыше 1,5 м (500 $\mu\epsilon$) необходимо дополнить основную крепь тросовыми анкерами.
Нарушенный	350–450 $\mu\epsilon$	до 2 мм	Условия типичные для большинства подготовительных выработок на глубине свыше 1,5 км. Крезь состоит из анкеров

			длиной 2,4 м и сетки. Сетку заменяют армоторкретбетонном в выработках с длительным сроком эксплуатации.
Трещиноватый	250–350 мк	~ 0–1 мм	Крепь состоит из анкеров длиной 2,4 м и сетки.
Зарождение трещины = предельная деформация растяжения	$\varepsilon_c = 150 \text{ мк}$	Неразличимы	Крепь состоит из анкеров длиной 2,4 м и сетки.

Для расчетов и анализа использовался программный пакет Map3D, встроенный САПР для построения сложных трехмерных моделей, анализ и визуализация горного давления и упругих деформаций на контуре выработок (камер) при различных критериях нарушенности массива каменной соли.

Для оценки степени нарушенности массива в результате действия избыточного напряжения (т.е. напряжения, превышающего предельное) при упругом анализе использовался критерий прочности Хука-Брауна, который является функцией максимального и минимального главных напряжений, а также прочностных свойств массива горных пород.

Прочность исследуемого массива горных пород определялась с использованием программы RocData. При расчетах задавался исходный параметр GSI (индекс геологической прочности массива), а также параметр D (индекс техногенной нарушенности массива).

При расчетах задавалось несколько сценариев: 1) максимальные главные напряжения действуют по направлению оси выработки; 2) перпендикулярно оси выработки и 3) под углом 45° к оси выработки. Формы выработок принимались – квадратная, круглая и арочная (рис. 2); длина выработок 100 м; зоны нелинейных деформаций оценивалась на среднем пролете выработки 50 м.

Анализ поведения массива горных пород определялся через индекс DI для оценки распространения микротрещин в неповрежденных породах:

$$DI = \frac{\sigma_{\max}}{\sigma_c} \quad (4)$$

где σ_c - предел прочности горной породы на сжатие образца, МПа; σ_{\max} - максимальные напряжения на контуре выработки, полученные с помощью численного моделирования.

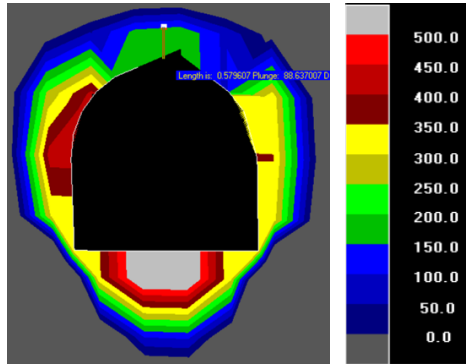


Рисунок 2 – Зоны нелинейных деформаций в выработке арочного сечения, пройденной на глубине 1,5 км, при условии действия главного напряжения перпендикулярно оси выработки. 0-500 $\mu\epsilon$ - микродеформация ($\mu\epsilon = \epsilon \cdot 10^{-6}$)

На рис. 3 показаны параметры DI в кровле и боках выработок. Установлено, что индекс DI уменьшается, когда отношение H/a увеличивается (H – расстояние от центра выработки до границы зоны нелинейных деформаций, a – полупролет выработки).

На основании проведенных исследований установлено, что при круглой и арочной формах выработок на глубине свыше 1,5 км формируются наименьшие размеры зон нелинейных деформаций в кровле при всех трех сценариях напряженно-деформированного состояния массива. Формирование зон нелинейных деформаций в боках выработок не связано с их формой. В большей степени формирование зон зависит от того, как расположены выработки относительно действия главного напряжения. Рекомендуется на больших глубинах использовать арочную форму выработок, которая способствует эффективному снижению распространения участков деформирования вокруг выработок и по всей их длине.

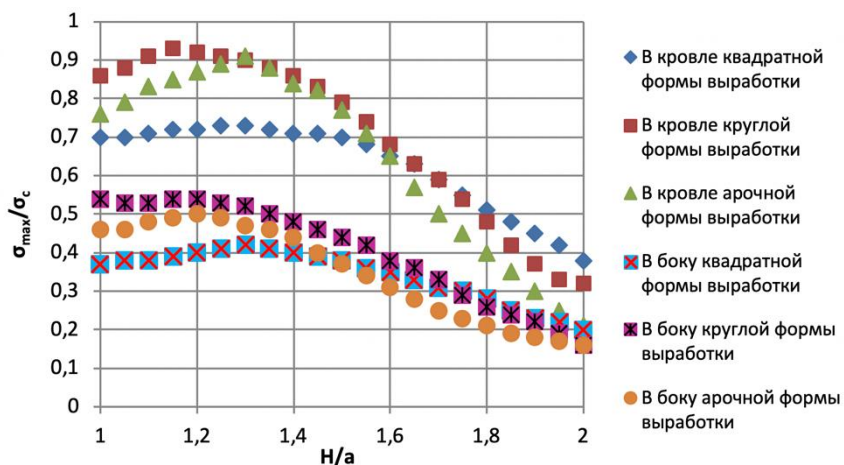


Рисунок 3 – Индекс DI в боках и кровле выработки по сценарию 2. σ_c – предел прочности на сжатие образца, МПа; σ_{\max} – максимальные напряжения на контуре выработки, полученные с помощью численного моделирования; H – расстояние от центра выработки до границы зоны нелинейных деформаций; a – полупролет выработки

Список литературы

1. Лушников В. Н., Сэнди М. П., Еременко В. А., Коваленко А. А., Иванов И. А. Методика определения зоны распространения повреждения породного массива вокруг горных выработок и камер с помощью численного моделирования // Горн. журнал. — 2013. — № 12. — С. 11-16.
2. Terzaghi K. and Peck R.B. Soil mechanics in engineering practice. Wiley, New York. – 1967.
3. Coulomb C.A. Essai sur une application des règles de maximis et minimis à quelques problèmes de statique, relatifs à l'architecture, Mémoires de mathématique et de physique, présentés à l'Académie Royale des Sciences par divers savans, Vol. 7. – 1779. – pp. 343-382.
4. Griffith A.A. Theory of rupture, in Proceedings 1 st International Congress of Applied Mechanics, (Delft Biezeno, C. B. and Burges, J. M., eds). – 1924. – pp. 55-63.
5. Hoek E. and Brown E.T. Underground excavations in rock, London: Institute of Mining and Metallurgy. – 1980.
6. Sheorey P.R., Biswas A.K. and Choubey V.D. An empirical failure criterion for rocks and jointed rock masses, Engineering Geology, Vol. 26. – 1989. – pp. 141-159.
7. Fairhurst C. and Cook N.G.W. The phenomenon of rock splitting parallel to the direction of maximum compression in the neighbourhood of a surface, in Proceedings 1st Congress of the International Society for Rock Mechanics, Lisbon, September 25 – October 1, Vol. 1. – 1966. – pp. 687-692.

8. Kuijpers J. Fracturing around highly stressed excavations in brittle rock, Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, Vol. 100. – 2000. – pp. 325–332.

9. Ndlovu X. and Stacey T.R. Observations and analyses of roof guttering in a coal mine, Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, Vol. 107. – 2007. – pp. 477–491.

10. Stacey T.R. A simple extension strain criterion for fracture of brittle rock, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, Vol. 18. – 1981. – pp. 469–474.

Д. Бекбергенов

ИГД им. Д.А. Кунаева, г. Алматы, Казахстан

Г. Янгулова, Х.К. Касымханова

*Казахский национальный университет им. Аль-Фараби,
г. Алматы, Казахстан*

Б. Бектур

КазНИТУ им К.И. Сатпаева, г. Алматы, Казахстан

КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ДЛЯ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ ДОБЫЧИ ХРОМИТОВ НА БОЛЬШИХ ГЛУБИНАХ ШАХТ ДОНГОКА

Abstract. В статье освещаются вопросы рационального управления технологическими процессами, обеспечения надежных конструктивных элементов системы разработки выбора способов и средств крепления горных выработок и обеспечение эффективной и безопасной системы отработки рудных залежей. Реализация предлагаемой технологии предусматривает проведение комплекса работ разработанной комбинированной геотехнологии на глубоких горизонтах структурнонарушенных массивов и сложных горнотехнических условиях, для обеспечения безопасности и устойчивого развития добычи хромитов при совместном порядке и последовательности ведения горных работ системами с самообрушением руды с нисходящими горизонтальными слоями закладкой. Разработка методических рекомендаций в производственных условиях существенно повысит эффективность работы горных предприятий. Все это позволит повысить безаварийность и безопасность эксплуатации месторождения, уменьшить затраты на их поддержание и исключить затраты на дорогостоящие работы по креплению. Данный способ разработан для месторождения Хромтау и может быть применен при разработке рудных месторождений Республики Казахстан с аналогичными горно-геологическими условиями.

1 Introduction

В условиях ограниченности и невосполнимости запасов полезных ископаемых при их разработке особое значение приобретает задача бережливого отношения к богатствам недр, что требует совершенствования и применения новых вариантов подземной геотехнологии.

С развитием фронта очистных работ в указанных условиях, выполнением большого объема горно-подготовительных и нарезных выработок, а также созданием закрытых выемочных пространств возникает необходимость более рационального управления технологическими процессами, обеспечения надежных конструктивных элементов системы разработки выбора способов и средств крепления горных выработок для обеспечения эффективной и безопасной системы отработки рудных залежей.

Поэтому возникает необходимость вскрыть природу этих осложнений и на основе закономерностей горнотехнических процессов, сопутствующих отработке, обоснованно выбрать способы технологических схем отработки, определить их параметры, чтобы исключить аварии и обеспечить рациональное недропользование.

На данном этапе, на шахте «Десять лет независимости Казахстана» («ДНК») ДонГОКа, в условиях возникшего высокого горного давления требуются значительные затраты на поддержание, крепление и перекрепку выпускных горных выработок, при этом возникает повышенная опасность ведения подземных горных работ. Существующая технология с самообрушением руды исчерпала свои технические возможности и недостаточно соответствует новым горнотехническим условиям. Дальнейшая добыча хромитов будет отрабатываться в глубокозалегающих структурнонарушенных массивах, а также в техногенно-опасных горнотехнических условиях. На сегодняшний день, не разработана методика и не обоснованы конструкции и параметры технологии добычи с самообрушением руды, позволяющие оценить экономическую эффективность и рентабельность.

Поэтому реализация исследований должна производиться проведением комплекса работ с полученными положительными результатами внедрения разработанной комбинированной геотехнологии на глубоких горизонтах структурнонарушенных массивов и сложных горнотехнических условиях. Все это обеспечит безопасность и устойчивое развитие добычи хромитов при совместном порядке и последовательности ведения горных работ системами с самообрушением руды и нисходящими горизонтальными слоями закладкой, с разработкой технологического регламента и методических рекомендаций в производственных условиях донских хромитов. Решение этих задач позволит существенно повысить эффективность работы горных предприятий при улучшении использования недр и охраны окружающей среды.

2. Materials and methods

Система разработки с самообрушением руды длительное время традиционно считается основной технологией добычи руд на шахтах ДонГОКа (Рис. 1). Эффективность этой системы связана с решением задач геомеханического обеспечения устойчивости горных выработок в днище блока, снижением опорного давления возрастающего с началом очистных работ, выбором и обоснованием оптимальной конструкции днища блока, порядка отработки смежных добычных единиц и составлением планаграммы выпуска руды.

Горно-геологические и горнотехнические условия разработки хромитового месторождения относятся к разряду весьма сложных ввиду неустойчивости и сильной трещиноватости руд и вмещающих пород. Инженерно-геологическое описание месторождения, разрабатываемое шахтой «ДНК», характеризуется коэффициентом крепости вмещающих пород порядка $8 \div 10$, и руд — $6 \div 8$, за счет структурного ослабления и явления объемного масштабного эффекта, фактически коэффициент крепости руд и пород не превышает 4-6.

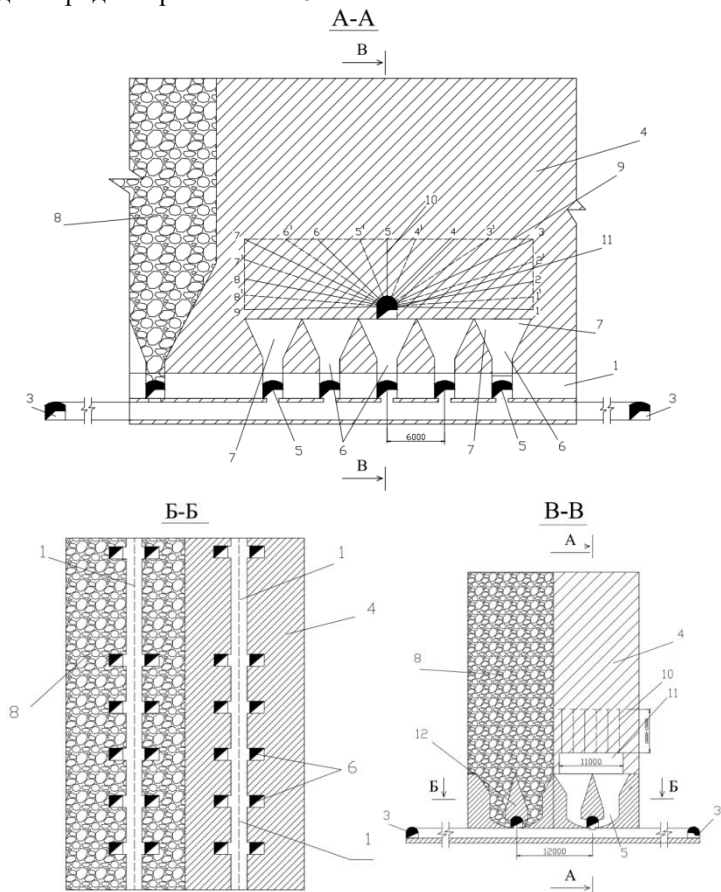


Рисунок 1 – Способ подземной разработки системой с самообрушением руды

1 – штрек скреперования; 2 – погрузочный орт; 3 – откаточный штрек; 4 – рудное тело; 5 – ниша; 6 – дучка; 7 – воронка; 8 – самообрушенная рудная масса; 9 – контуры подсеченного объема к самообрушению; 10 – веера скважин для взрывания подсеченного объема; 11 – подсечной штрек; 12 – надштрековый целик.

Эти свойства горного массива создают определенные предпосылки для применения системы разработки самообрушения руды, однако эта

неустойчивость и склонность к самообрушению являются источником постоянного сильного проявления горного давления при всех горных работах на шахтах ДонГОКа. В большинстве случаев крепи подготовительных и очистных выработок, несмотря даже на двойную подкрепку разрушаются и выходят из строя задолго до окончания очистных работ. Надштрековые целики являющиеся элементами днища блока, фактически эту функцию не выполняют из-за того, что, они находятся в некоем сыпучем состоянии ввиду изначальной интенсивной трещиноватости массива и динамического воздействия на него взрывных работ. Таким образом, эти целики всем своим весом, весом всей толщи обрушенных руд и налегающих пород, как бы «лежат» на крепи очистных выработок и деформируя их практически вдавливают в почву. Поэтому, для того чтобы осуществить выемку оставшейся рудной массы, приходится идти на крайне нежелательные, но вынужденные дополнительные затраты по перекрепке (а иногда и неоднократной) задавленных выработок. Эти мероприятия негативно сказываются на цикличности горных работ и ритмичности деятельности рудника.

Следовательно, можно констатировать тот факт, что при всех своих преимуществах в максимальной производственной мощности и наиболее низкой себестоимости, применение технологии с самообрушением руды и вмещающих пород на шахтах ДонГОКа, за неимением своевременной достойной альтернативы, является скорее вынужденной необходимостью, нежели эффективным техническим решением рациональной устойчивой добычи.

Кроме вышеперечисленных основных проблем, есть и не менее актуальные вопросы, возникающие непосредственно при ведении подготовительных и очистных работ в блоке. Такие, например, как борьба с вывалами породы (руды) при проходке выработок, преждевременный прорыв налегающих пород в выпускные дучки из так называемых «труб», возникающих из-за неравномерного оруденения и в результате свойств слеживаемости, влажности и сыпучести руд. Решение проблем, связано с потерей времени при ликвидации завесаний негабарита, трудности в соблюдении планаграммы выпуска руды, неудовлетворительная точность оценки потерь и разубоживания руды по отработанному блоку.

По выбору технологических вариантов разработки месторождения, изыскания путей преодоления негативных сторон горно-геологических условий и повышению общей эффективности подземной добычи хромитов были выполнены работы многими институтами и лабораториями — ИГД им. ДА. Кунаева, ИГД Уро РАН, Усть-Каменогорским Институтом «КАЗГИПРОЦВЕТМЕТ», Институтами ВИОГЕМ и ВСЕГИНГЕО, а также собственными силами научно-исследовательской группы комбината ДонГОК. Эти исследования принесли ожидаемые результаты, и в соответствующем периоде отвечали предъявляемым требованиям. В настоящее время дальнейшая добыча хрома и наращивание производственных мощностей на шахтах ДонГОКа связаны с вовлечением в эксплуатацию

все более глубоких залежей. Переход на большие глубины несет за собой ужесточение горнотехнических условий, главным образом геомеханических и также технологических. Это, в свою очередь, вызывает новые трудности в обеспечении безопасных условий труда, еще более негативно сказывается на трудоемкости работ и на показателях качества и полноты извлечения, и в итоге влечет за собой рост себестоимости добычи. Таковы основные насущные проблемы разработки хромитовых месторождений Кемпирсайского массива.

Новым техническим решением института КАЗГИПРОЦВЕТМЕТА стало применение технологии добычи с твердейшей закладкой при переходе горных работ на более глубокие горизонты шахты «ДНК». Проектом были скорректированы [1,2] схема вскрытия, порядок подготовки и отработки запасов месторождений «Миллионное» и «Алмаз-Жемчужина». Применение комбинированной геотехнологии предполагает разделение рудного поля для отработки одной части запасов горизонтальными нисходящими слоями с закладкой (Рис. 2, скорректированный вариант ВНИИЦветмета) и в другой части месторождения параллельно с системой разработкой с самообрушением руды (Рис. 1).

Поэтому, нами исследованы вопросы комбинированной системы разработки для устойчивого развития добычи хромитов на больших глубинах шахт ДонГОКа, преимущественно к разработке сильно трещиноватых и неустойчивых руд [3-5].

Для предложения разработанной нами технологии, рассмотрены несколько вариантов разработки рудного тела, одним из них является способ, включающий разбивку вкрест простирания на выемочные блоки, проведение откаточных ортов-заездов по одному под каждый блок, выработок горизонтов подсечки, выпуска и доставки руды, последовательную отработку блоков в направлении от одного фланга к другому флангу рудного тела с обрушением руды и вмещающих пород, при этом длину фронта очистных работ (ФОР) выдерживают равной ширине рудного тела [6].

Для наших условий данный способ неприемлем из-за расположения выемочных блоков поперек рудного тела и последовательная их отработка неизбежно предопределяет образование геомеханической ситуации, в которой откаточный орт-заезд обрабатываемого блока будет находиться в зоне повышенного (опорного) давления, возникающего впереди ФОР и нарастающего с увеличением глубины разработки и длины ФОР, что усложнит и удорожает поддержание и эксплуатацию откаточных выработок, ограничивая область применения данного способа малой и средней глубиной залегания рудного тела и только в устойчивом и средней устойчивости горном массиве. На большой глубине (например, 1000-1500 м) и при значительной длине ФОР опорное давление может возрасти до таких величин (в несколько раз больше давления в массиве, расположенном вне зоны влияния очистных работ), что в условиях неустойчивого горного массива сделает невозможным сохранение в рабочем состо-

нении орта-заезда при любом его креплении.

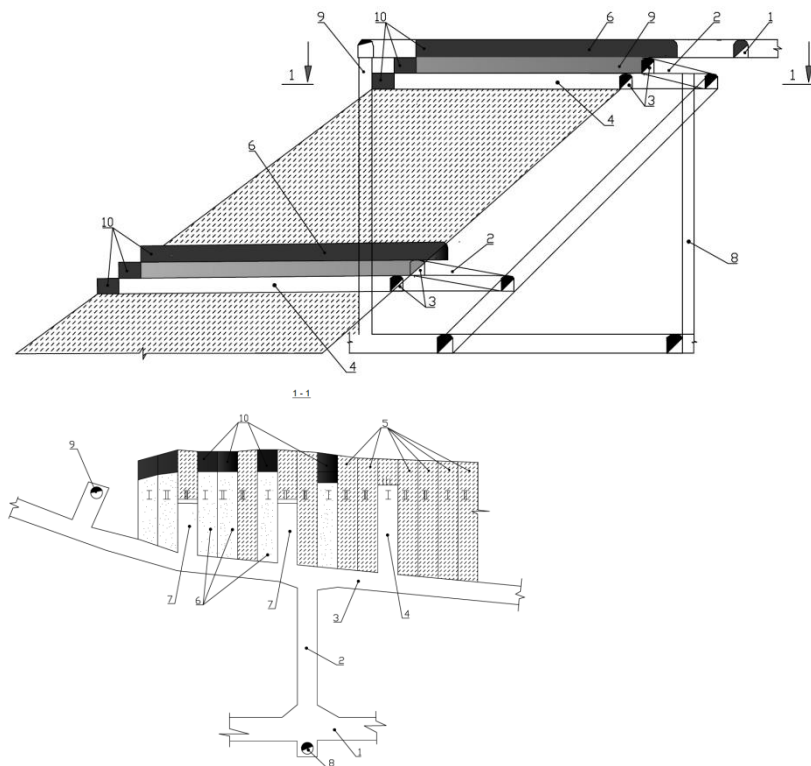


Рисунок 2 – Горизонтальная нисходящая слоевая система разработки с закладкой выработанного пространства под перекрытием искусственного перекрытия

1 – транспортный штрек; 2 – наклонный съезд для въезда на каждый слой; 3 – разрезной слоевой штрек; 4 – заходки; 5 – рудопуск; 6 - искусственное перекрытие; 7 - рудные целики; 8 - заходки второй очереди; 9 – заложённые заходки; 10 – вентиляционно-ходовая восстающая (ВХВ)

Рассмотрение способа разработки мощного пологого рудного тела, включающий его разбивку на продольные ленты показало, что данный способ применим при любой глубине залегания, но только в устойчивом или средней устойчивости горном массиве, так как для осуществления закладочных работ необходимо иметь открытое выработанное пространство, которое технически весьма сложно и дорого создавать в неустойчивом горном массиве при высоком уровне вероятности внезапных неуправляемых обрушений его бортов и кровли, характеризуется большими затратами на добычу руды, значительную долю в которых составляют расходы на закладочные работы. [6].

Из известных способов снижения ресурсоемкости закладочных работ при освоении крутопадающего рудного тела закладкой разработки является технология расположения очистных камер вкрест простирания рудного тела. Развитие фронта горных работ в пределах подэтажа – от центра к флангам, общий порядок разработки – восходящий. Первоначально обрабатывается центральная камера, имеющая форму трапеции, с углом наклона стенок 70–80° (стремится к углу естественного откоса, что повышает устойчивость закладочного массива). Далее выработанное пространство камеры заполняется пустой породой. Подача цементного раствора производится по скважинам из выработок вышележащего подэтажа. Количество скважин рассчитывается исходя из радиуса проникновения раствора в породу. Обработка соседних камер производится в сплошном порядке на оба фланга подэтажа сразу после формирования закладочного массива предшествующих камер. Отбойка запасов ведется в зажимающей среде, обеспечивая тем самым уплотнение не потерявшего подвижность закладочного массива соседней камеры [8-10].

Как показала практика, способ применим только при освоении крутопадающих рудных тел с принудительным обрушением руды и вмещающих пород, что в условиях обработки запасов руд сильнотрещиноватых и неустойчивых массивах с системой самообрушения руды, и характеризуется большими затратами на добычу руды, значительную долю в которых составляют расходы на закладочные работы.

В связи с этим требовалось разработать способ технологии в подземных сильно-трещиноватых и неустойчивых рудных залежах на больших глубинах шахт с комбинированной геотехнологией, для повышения экономической эффективности очистных работ за счет снижения себестоимости закладочных работ без ухудшения товарной ценности добытой руды.

3. Result and discussion

Соответствующий комплекс процессов для устойчивого развития комбинированной геотехнологии зависит от большого количества факторов. Рассмотрение работ современных авторов свидетельствует о наличии различных подходов к выделению факторов устойчивого развития геотехнологии подземной добычи. Совокупность факторов определяющих степень устойчивости развития геотехнологии подземной добычи руд по отдельным видам, которые являются системообразующими и только при системном, комплексном учете влияния данных факторов может быть достигнуто устойчивое развитие подземной добычи руд с комбинированной геотехнологией.

Поэтому, предлагаемая нами технология достигается путем разделения обрабатываемых залежей на участки с ведением фронта горных работ в шахматном порядке в пределах этажа системой нисходящей горизонтальной слоевой, совместно с закладкой выработанного пространства под искусственным перекрытием (Рис. 2) и технологией с самообрушением руды (Рис. 1) для повышения эффективности очистных работ с применением комбинированной подземной геотехнологии, обеспечивающей ра-

циональное освоение запасов из недр в условиях глубоких рудных залежей с мощностью до и более 80 м и сильно-трещиноватыми и неустойчивыми рудными запасами и вмещающими породными массивами (иногда в виде обособленной залежи).

В данном варианте комбинированной подземной геотехнологии с высокой полнотой выемки руды и рационально-эффективной отработкой в глубоких и сложно-обособленных рудных залежах очистные камеры располагаются вкрест простирания рудного тела (Рис. 3, предлагаемая типовая схема).

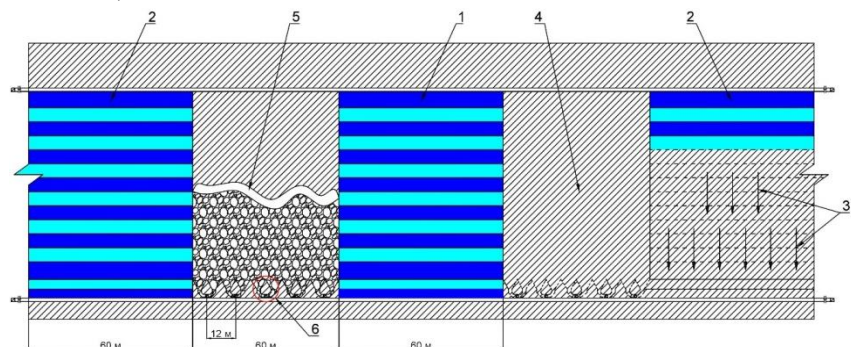


Рисунок 3 – Предлагаемая типовая схема и порядок отработки в глубоких хромитовых залежах подземной комбинированной геотехнологии от центра (1) этажа к флангам (2) в горизонтальном и нисходящем порядке (3)

С развитием фронта горных работ в пределах этажа разработка производится от центра к флангам в горизонтальном и нисходящем порядке. В первую очередь отрабатывается центральный блок (1, Рис. 3) системой разработки с закладкой выработанного пространства под искусственным перекрытием, имеющую форму трапеции (Рис. 4) отличающиеся от типового варианта (Рис. 3), с углом наклона стенок боковых границ блока $70-80^{\circ}$ от верхнего слоя отработки под углом естественного откоса. Это повышает устойчивость закладочного массива при отработке запасов первичного блока (1 и 2, Рис. 3) и улучшает процесс самообрушаемости массива сильнотрещиноватых руд при отработке запасов соседних блоков (4, Рис. 3) технологией с самообрушением руды (5, Рис. 3) в этаже сразу после формирования закладочного массива в шахматном порядке в предшествующих блоках.

Для увеличения производительности добычи руды отработка запасов первичных блоков (Рис. 4) производится сверху вниз несколькими слоями закладки, согласно технологической схеме представленной на Рис. 2, от центра до флангов несколькими блоками по этажу с оставлением участков запасов соседних блоков к вторичной их отработке. Соответствующие параметры днища блоков рассчитываются исходя из техноло-

гических выработок оптимальных для выпуска самообрушенного рудного массива из эксплуатационных блоков технологией с самообрушением руды (3, Рис. 4) на данном горизонте выпуска.

После формирования закладочного массива в первичных блоках, в оставленных между ними участках, из днища соседнего вторичного блока (Рис. 4) производится выпуск самообрушенного рудного массива технологией с самообрушением руды (согласно технологической схеме представленной на Рис. 1).

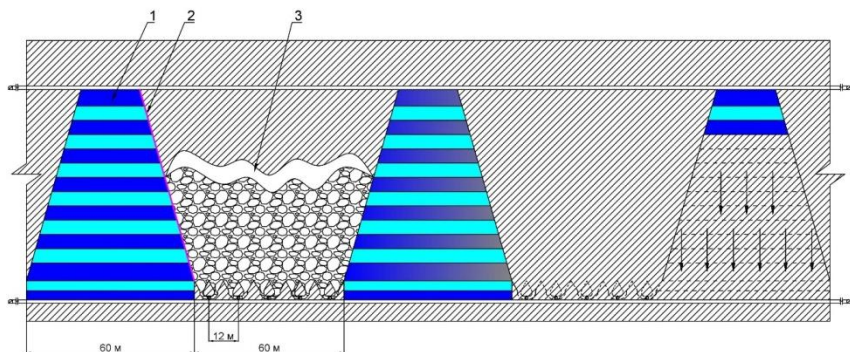


Рисунок 4 – Предлагаемая схема, отличающаяся от типового варианта трапециевидной формой (1) с углом наклона стенок (2) боковых границ блока $70-80^{\circ}$ от верхнего закладочного слоя отработки под углом естественного откоса при подземной комбинированной системе с самообрушением руды (3) с рационально-эффективной отработкой в глубоких и сложно-обособленных рудных залежах

Принятый порядок ведения очистных работ на этаже с комбинированной геотехнологией (Рис. 4), связанный с закладочной работой (Рис. 2 и самообрушением руды (Рис. 1) обеспечит дополнительную устойчивость наклонного обнажения искусственного массива за счет наклона стенок (Рис. 4) первичного блока при уменьшении твердеющей смеси до 40% от объема закладки, а также на этаже в соседнем блоке подготовительно-нарезные работы остаются без изменения к увеличенному объему самообрушения рудного массива в комбинации с технологией с самообрушением руды.

4. Conclusion

Таким образом, одним из достоинств данного способа является повышение экономической эффективности очистных работ в условиях глубоких и сложно-обособленных рудных залежах с мощностью до 80 м, с сильно-трещиноватыми и неустойчивыми рудными запасами и вмещающими породными массивами, за счет снижения себестоимости закладочных работ без ухудшения товарной ценности добычи, с комбинацией технологии с самообрушением руды, путем разделения обрабатываемых

залежей на участки с ведением фронта горных работ в шахматном их порядке в пределах этажа, имеющую форму блока из закладки в виде трапеции с углом наклона стенок боковых границ блока 70-80° от верхнего закладочного слоя отработки под углом естественного откоса.

Технико-экономический анализ показал целесообразность перехода и порядок ведения очистных работ с комбинированной геотехнологией (Рис. 4), где при годовой добыче подземного рудника 1,0 млн. тонн хромитовой руды, экономия составит 183 млн. тенге.

Все это позволит повысить безаварийность и безопасность эксплуатации месторождения, уменьшить затраты на их поддержание и исключить затраты на дорогостоящие работы по креплению. Данный способ комбинированная система разработки для устойчивого развития добычи хромитов на больших глубинах месторождения и может быть применен при разработке рудных месторождений Республики Казахстан с аналогичными горно-геологическими условиями.

Список литературы

1. Bekbergenov, D.K., Dzhangulova, G.K. & Kabdeshev, A.N.. The method of calculating lining level colliery workings during underground mining of chromite deposits (2013).

2. Kasymkanova, K. M., Jangulova, G. K., Turekhanova V.B. Express-assessment of geomechanic condition of the rock massive and development methods of its strengthening and reinforcing for safe ecological developing of the fields of mineral resources in hard mountain-geological and mining engineering conditions News of the National Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan-Series of Geology and Technical Sciences (2018)

3. Bekbergenov D.K., Dzhangulova G.K., Aimbetov M.M., Tretyak A.V., Kabdeshev A.N. Problems and Outlooks of Uncontrolled Caving Technology with Artificial Stope Sill in the Conditions of Deep Horizons of mines of the Donskoy mining and processing plant // Mining Magazine of Kazakhstan. (2014).

4. Bekbergenov D.K., Dzhangulova G.K., Kasymhanova K.M., Toktarov A.A., Bektur B.K. Perspective Technology of Developing Ore Reserves at Kazakhstan Mines Using the System of Uncontrolled Caving // Bulletin of the RK National Academy of Sciences.(2016).

5. Bekbergenov D.K., Jangulova G.K., Study of the effect of refining on the sustainability of the level of the system with ore self-mining on the deep levels of the “DNK” colliery/ International Journal of Civil Engineering and Technology (IJCIET) (2019)

6. В.И. Бояркин, Б.В. Шрепп и др. Исследование проявления горного давления на призабойный массив при одностадийной выемке// Горный журнал. (1972)

7. В.В. Аршавский, В.И. Хуцишвили и др. Опыт управления горным давлением на подземных рудниках Талнаха // Горный журнал. (2001)

8. Correction of the Project: Explanatory Note. Vol. 2, Book 3, Part – Technological Solutions (mining, mining mechanical).

KAZGIPROTCVETMET. Ust-Kamenogorsk, (2011).

9. Проблемы комплексного освоения суперкрупных месторождений стратегического сырья // Трубецкой К.Н., Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В., Радченко Д.Н. и др. / Под редакцией академика РАН К.Н. Трубецкого, член-корреспондента РАН Д.Р. Каплунова / Москва, 2006.

10. • Рыльникова М.В., Горбатова Е.А., Емельяненко Е.А. Условия и процессы вторичного минералообразования при эксплуатации медно-колчеданных месторождений. – М.: УРАН ИПКОН РАН, 2009. – 185 с.

УДК 622.1:528.7:528.9

Д.В. Дорохов, С.Б. Ожигина, О.В. Старостина, С.Г. Ожигин
КарГТУ, г. Караганда, Казахстан

ОЦЕНКА ТОЧНОСТИ ТРЕХМЕРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ПО АЭРОФОТОСЪЕМКАМ ДЕФОРМАЦИЙ НА ШАХТНОМ ПОЛЕ

Аннотация. В исследовании выполнен анализ источников погрешностей измерений и предложена методика оценки точности данных, получаемых от аэрофотосъемок квадрокоптером при позиционировании относительно пунктов съемочной сети рудника электронным тахеометром. Данная методика съемки позволяет безопасно для исполнителя, не находясь в опасной зоне возможного обрушения, определять координаты снимков, с необходимой точностью. В статье приводятся примеры экспериментальных съемок и результаты оценки точности координат полученных трехмерных моделей предлагаемой методикой.

Ключевые слова: геомеханический мониторинг, маркшейдерская съемка, сдвигение горных пород, просадки дневной поверхности, подземные горные работы, фотограмметрия, квадрокоптер, трехмерная модель, погрешность, оценка точности измерений.

Сложные инженерно-геологические и гидрогеологические условия широко распространены на многих месторождениях, что при разработке подземным рудником с системой с обрушением породного массива приводит к образованию на поверхности посадок и воронок от выхода пустот отработываемых и отработанных добычных панелей.

Наибольшее негативное техногенное воздействие возможно в районе разрывных тектонических нарушений в зоне влияния горных разработок. Реализация пустот в границах очистной выработки для более слабых пород, особенно при их выносе под влиянием притока воды, может привести к проявлению дополнительных максимальных оседаний [1].

Согласно инструкции по производству маркшейдерских работ объектов, подлежащие охране от вредного влияния горных работ, вновь построенные объекты, провалы, воронки и крупные трещины, а также границы подрабатываемых участков местности наносят на планы земной поверхности по мере их появления [2]. При этом среднеквадратическая погрешность в положении на планах изображений предметов и контуров

местности с четкими очертаниями относительно ближайших точек съёмочного обоснования при топографо-геодезических изысканиях на горных предприятиях в масштабах – 1:5000, 1:2000, 1:1000, 1:500 не должна превышать 0,5 мм в установленном масштабе [3]. Таким образом, для создания трехмерных моделей в масштабе 1:1000 координаты точек должны определяться с точностью 0,5 м в плане и 0,2 м [2, 3]. Погрешности определения высот точек не должны превышать 1/5 принятой высоты сечения рельефа [4]. Исходя из высоты сечения сильно пересеченного рельефа техногенного характера равной 2 м, в качестве предельно допустимых значений погрешности высот точек принимается 0,4 м.

Аэрофотосъемки являются безопасным решением сложностей в применении других методик съемок на шахтном поле. Например, технология лазерного сканирования позволяет проводить измерения с миллиметровой точностью, достаточной для обнаружения сдвижений [5]. Результаты лазерного сканирования дают возможность выявить системы трещин на поверхности горного массива и их ориентирование в пространстве [6]. Однако сканирование на изучаемых участках проводится перекрестно с нескольких точек [7]. Это вызвано препятствиями видимости, и приводит к большому количеству дополнительных стоянок. Высокую производительность и значительный охват территории обеспечивает использование технологий LIDAR (англ. Light Identification Detection and Ranging – Обнаружение, идентификация и определение дальности с помощью света) [8], спутниковая интерферометрия [9], но по причине непрерывности геомеханического мониторинга потребуют значительных затрат. Сочетание фотограмметрии, дополненное технологией GPS, рассматривается в [10, 11]. Недостатком аэрофотосканирования с БПЛА является необходимость размещения на поверхности снимаемой территории специальных знаков, что на шахтном поле небезопасно [12].

Целью данного исследования является разработка методики оценки точности результатов аэрофотосъемки квадрокоптером без закрепления маркеров с координатами на шахтном поле или использования неточных данных от навигационного GPS блока. Положение фотокамеры в этом случае определяется с безопасного расстояния электронным тахеометром. Для повышения точности с одной позиции квадрокоптера фотокамерой делается несколько снимков, впоследствии будет позиционироваться каждая серия снимков и всем снимкам в одной серии присваиваются одинаковые координаты. Обработка снимков выполняется в программах для цифровой фотограмметрии, в которых система координат задается по положению в пространстве минимум 3 фотокамер [13]. Для установления точности данной методики аэрофотосъемки и объективности методики оценки точности проводились экспериментальные съемки в условиях шахты «Соколовская» АО «ССГПО».

Основным источником ошибок при определении положения объектов по снимкам с квадрокоптера является процесс определения координат оптического центра фотокамеры и следствие следующих факторов:

1. Погрешности фотограмметрии и законов оптических искажений [14]
2. Нестабильность квадрокоптера во координирования тахеометром.
3. Визирование на корпус квадрокоптера, на крепление камеры.
4. Определение планового положения фотокамеры тахеометром.

В первом эксперименте была закреплена маркером точка и проводилась аэрофотосъемка и съемка GPS-измерениями в режиме кинематики с точностью от 0.01 до 0.03 м [15]. Повышение точности измерений достигалось применением стационарного штатива для установки GPS-приемника и увеличения времени наблюдения спутников до 5 мин [16]. Сопоставление результатов оценки точности по предлагаемой методике и выражениям 1 и 2 приводятся на графике, отображенном на рисунке 1 [12].

$$m_{пл.аэроф}^2 = \left(\frac{2 \cdot m_{пл.к.} \cdot L_M}{B_T + 2 \cdot m_{пл.к.}} \right)^2 + \left(\frac{2 \cdot m_{пл.к.}}{L_M} \right)^2 + \sqrt{2 \cdot \left[H_k \cdot tg \left(\frac{\varphi}{B_{сн}} \right) \right]^2}, \text{ м} \quad (1)$$

$$m_{выс.аэроф}^2 = m_{z.к.}^2 + \left(\frac{2 \cdot m_{z.к.} \cdot L_M}{B_T} \right)^2, \text{ м} \quad (2)$$

где $m_{пл.аэроф}$ – точность получения плановых координат точек по снимкам, м;

$m_{выс.аэроф}$ – точности определения высотных отметок точек по снимкам, м;

L_M – протяженность участка подлежащего моделированию, м;

B_T – базис между двумя сериями снимков, определенный исходя из координат квадрокоптера на основе измерений электронным тахеометром, м;

$m_{z.к.}$ – максимальная ошибка определения высотной отметки фотокамеры, м, определяется при обработке фотографий и построении модели;

H_k – высота фотокамеры на шахтном поле, м;

φ – угол обзора фотокамеры квадрокоптера, ° (рисунок 2) [17];

$B_{сн}$ – разрешение снимка в пикселях, ° [17];

$m_{пл.к.}$ – ошибка определения положения фотокамеры в плане, м, вычисляется из выражения (3) исходя из ошибок определения X и Y координат фотокамеры – m_{Xk} и m_{Yk} , установленных при обработке для двух максимально отдаленных друг от друга положений фотокамеры.

$$m_{пл.к.}^2 = (m_{Xk,i}^2 + m_{Xk,i+1}^2) + (m_{Yk,i}^2 + m_{Yk,i+1}^2), \text{ м} \quad (3)$$

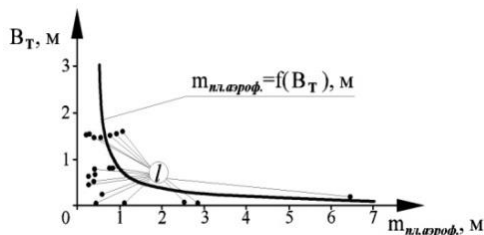


Рисунок 1 – График теоретической зависимости точности $m_{пл.аэроф.}$ и фактические данные l [12]

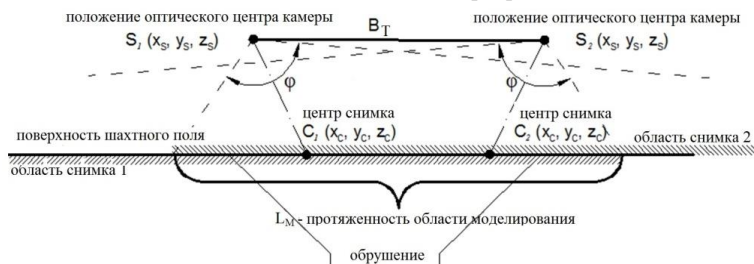


Рисунок 2 – Схема базиса при съемке воронок на шахтном поле

Причина возникновения погрешностей согласно рисунку 2 заключается в том, что два оптических центра камеры S_1 и S_2 образуют базис - В, в котором положение каждой камеры определено с погрешностями в плане $m_{пл.к.}$ и по высоте $m_{z.к.}$. Координаты x_i, y_i, z_i точки оптического центра камеры S_i , определенные тахеометром, принадлежат не истинному оптическому центру, а области, ограниченной значением $m_{пл.к.}$ и содержит также неизвестную точку истинного положения оптического центра камеры. Из выполненных исследований и графика на рисунке 1 следует, что установленная зависимость, описываемая выражениями 1 и 2, и методика оценки точности обладают достаточной достоверностью [12].

В последующих экспериментах выполнялись съемки фактических положений просадок на шахтном поле, одна из полученных моделей приводится на рисунке 3.

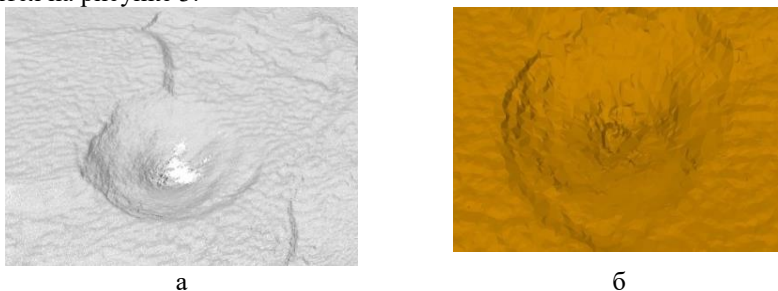


Рисунок 3 – Модель воронки обрушения: а – облако точек; б – поверхность

На рисунке 4 приводится отображение трехмерной модели воронки обрушения на шахтном поле в виде поверхности с горизонталями. Размеры участка смоделированного по аэрофотосъемке дополненной измерениями тахеометром составляют 100 м.

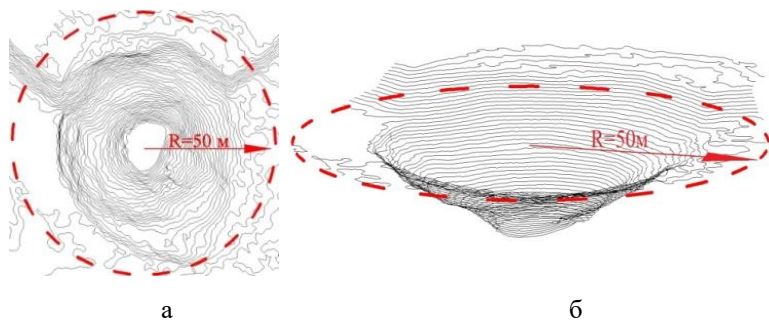


Рисунок 4 – Модель воронки обрушения: а – вид в плане; б – изометрия

По данным обработки снимков ошибки определения положения двух максимально удаленных друг от друга снимков составляют $m_{X_{k,i}} = -0.427$ м, $m_{X_{k,i+1}} = -0.056$ м, $m_{Y_{k,i}} = 0.966$ м, $m_{Y_{k,i+1}} = -1.062$ м, $m_{Z_{k,i}} = 0,149$ м. Выполнив вычисления по выражениям 1 и 2, можно установить, что точность съемки и трехмерного моделирования данной воронки обрушения в пределах 100 м составляет $m_{пл.аэроф.} = 0,340$ м, $m_{выс.аэроф.} = 0,153$ м, положение остальных объектов за пределами участка в 100 м определено с ошибкой, увеличивающейся согласно зависимости на графике, отображенной на рисунке 5.

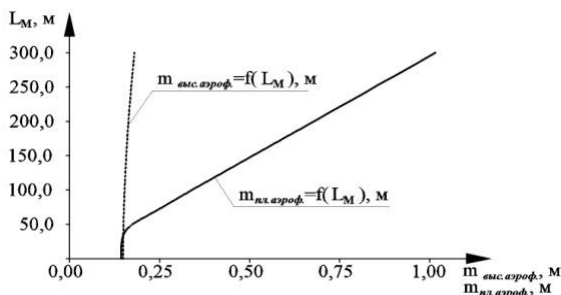


Рисунок 5 – Зависимость точности моделирования от размера модели L_M

Выводы

Предложена методика оценки точности трехмерных моделей поверхности шахтного поля по результатам дистанционной аэрофотосъемки с дополнением измерениями электронным тахеометром. Выполнен анализ погрешностей измерений и приведены графики зависимостей, позволя-

ющие оценить точность работ. Приведены результаты экспериментального применения методики. Предложенный метод определения погрешностей в определении положения и моделировании воронки обрушения обеспечивает достоверность оценки точности измерений.

Список литературы

1. Барсуков И. В., Морин С. В. Геомеханическое и маркшейдерское обеспечение безопасной эксплуатации зданий и сооружений, возводимых на подработанных территориях ликвидированных шахт // Горная геомеханика и маркшейдерское дело: сб. науч. тр. — СПб.: ВНИМИ, 2009. — С. 198 – 203.

2. Охрана недр и геолого-маркшейдерский контроль. Инструкция по производству маркшейдерских работ / Федеральный горный и промышленный надзор России. — М.: ФГУП НТЦ Промышленная безопасность, 2004. — 120 с.

3. Попов В.Н., Ворковастов К.С., Столчнев В.Г., Руденко В.В., Алферов А.Ю., Макурин А.Б. Маркшейдерские работы на карьерах и приисках: справочник. М.: Недра, 1989, 424 с.

4. Инструкция по топографической съемке в масштабах 1:5000, 1:2000, 1:1000 и 1:500 / ГУГК. М.: Недра, 1983, 98 с.

5. Желтышева О.Д. Применение технологии лазерного сканирования для мониторинга деформаций зданий и сооружений // Геомеханика в горном деле: докл. науч.-техн. конф. (Екатеринбург, 12 – 14 октября 2011 г.). — Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012. — С. 189 – 194.

6. Ожигин Д.С. Обеспечение устойчивости откосов борта разреза в зоне бестранспортной отработки вскрыши // Труды КарГТУ (научно-технический журнал). — 2017. — №4(69). — С. 68 – 72.

7. Токунжин Е.Н., Ростов С.А., Ожигин С.Г., Ожигина С.Б. Геомеханический мониторинг с использованием современных методов измерений // Труды междунар. форума. Инновационные технологии в геодезии, маркшейдерии и геотехнике: сб. науч. тр. (Караганда, 14 – 15 сентября 2017 г.). — Караганда: Изд-во КарГТУ. — 2017. — С. 103 – 109.

8. Meng X., Wang L., Silván-Cárdenas J.L., and Currit N. A multi-directional ground filtering algorithm for airborne LIDAR, ISPRS J. of Photogrammetry and Remote Sensing, 2009, Vol. 64. — P. 117 – 124.

9. Sanchez F., Royo B., and Meloni F. InSAR ground motion monitoring for mining areas // Труды междунар. форума. Инновационные технологии в геодезии, маркшейдерии и геотехнике: сб. науч. трудов (Караганда, 14 – 15 сентября 2017 г.). — Караганда: Изд-во КарГТУ, 2017. — С. 15 – 21.

10. Daakir M., Pierrot-Deseilligny M., Bosser P., Pichard F. UAV onboard photogrammetry and GPS positioning for earthworks, Proc. ISPRS Geospatial Week (La Grande Motte, France, 28 Sep. – 03 Oct. 2015), The Int. Archives of the Photogrammetry, Remote Sensing and Spatial Information Sciences, 2015, Vol. XL-3/W3. — P. 293 – 298.

11. Blaha M., Eisenbeiss H., Grimm D., and Limpach P. Direct georeferencing of UAVs, The Int. Archives of the Photogrammetry, Remote Sensing and Spatial Information Sciences, 2011, Vol. XXXVIII-1/C22. — P. 131 – 136.

12. Дорохов Д.В., Низаметдинов Ф.К., Ожигин С.Г., Ожигина С.Б. Методика маркшейдерской съемки деформаций земной поверхности шахтного поля // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых — Новосибирск: Изд-во СибО РАН (научно-технический журнал). — 2018. — №5. — С. 191 – 200.

13. Руководство пользователя Agisoft PhotoScan: Professional Edition, версия 1.2. Agisoft LLC, 2016. - 113 с. http://www.agisoft.com/pdf/photoscan-pro_1_2_ru.pdf (дата обращения 20.03.2018).

14. Teeuw R., Whiteside M., McWilliam N., and Zukowskyj P. Field Techniques: GIS, GPS and Remote Sensing, London: Geography Outdoors Royal Geographical Society (with IBG), 2005, 368 с.

15. Ожигин С.Г., Низаметдинов Ф.К., Ожигина С.Б. Маркшейдерское обеспечение устойчивости прибортовых массивов. Система мониторинга состояния устойчивости карьерных откосов. Саарбрюккен: LAP LAMBERT Academic Publishing, 2015, 316 с.

16. Низаметдинов Ф.К., Ожигин С.Г., Ожигина С.Б., Долгоносов В.Н., Радей К., Станькова Г. Мониторинг состояния откосов уступов и бортов карьеров. Здибы.: Научно-исследовательский геодезический, топографический и картографический институт, 2015, 350 с.

17. PHANTOM 4 Инструкция по эксплуатации V1.2 // DJI, 2016. — 65 с. — (https://dl.djicdn.com/downloads/phantom_4/en/Phantom_4_User_Manual_ru_v1.2.pdf) (дата обращения 20.03.2018)

УДК 622.7'17:622:271.45

О.В. Зотеев

ИГД УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

С.Е. Гавришев, И.А. Пыгалев, В.В. Якшина

ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия

И.В. Гапонова

ООО «Маггеопроект», г. Магнитогорск, РФ

ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПО СОЗДАНИЮ И ЭКСПЛУАТАЦИИ ТЕХНОГЕННОЙ ЕМКОСТИ, ФОРМИРУЕМОЙ НА БАЗЕ ВНЕШНИХ ОТВАЛОВ ДЛЯ РАЗМЕЩЕНИЯ ОБЕЗВОЖЕННЫХ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ В УСЛОВИЯХ ГАЙСКОГО ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНОГО КОМБИНАТА

Аннотация. В статье обосновано техническое решение, обеспечивающее формирования приемных емкостей для размещения продуктов сгущения хвостов обогащения с использованием существующих внеш-

них отвалов вскрышных пород. Разработана конструкция и технология формирования ограждающих дамб по периметру создаваемого техногенного объекта обеспечивающего удержание сгущенного продукта и контролируемый переток поверхностных вод. Предложены варианты водоотведения в пределах техногенной емкости и за ее границами. Обоснован календарный план эксплуатации техногенного пространства.

Ключевые слова: внешний отвал, техногенное пространство, ограждающая дамба, шандорный колодец, накопительный пруд, водоотводная канава, хвосты обогащения, продукт сгущения, вскрышная порода.

Введение

В настоящее время Гайский горно-обогатительный комбинат в рамках проведения горнотехнической рекультивации выработанного пространства карьера №2 осуществляет складирование текущих хвостов обогащения. Емкости данного карьера с учетом интенсивности проведения технического этапа рекультивации, реконструкции обогатительной фабрики и интенсивности сброса хвостов, а также утвержденный план увеличения производительности обогатительной фабрики до 9 млн. т руды в год полезная емкость рассчитана не более чем на 4 года. В качестве альтернативного решения складирование хвостов обогащения предложено формирование техногенного пространства с использованием существующего внешнего отвала вскрышных пород для размещения сгущенных продуктов обогащения, при этом предусматривается строительство комплекса сгущения хвостов обогащения.

Произведя анализ, прилегающие территорий к промышленной площадке Гайского горно-обогатительного комбината выявлен земельный участок за восточным внешним отвалом, пригодный для формирования техногенного пространства (открытый склад) с целью размещения хвостов обогащения. В результате анализа положительного опыта складирования хвостов обогащения рассмотрен вариант обезвоживания текущих хвостов, с целью изменения физико-механических свойств складированного продукта, а также снижения количества воды непосредственно в процессе складирования хвостов обогащения.

Для формирования техногенного пространства в виде открытого склада и дальнейшего его использования для размещения продукта сгущения хвостов обогащения предусматриваются следующие мероприятия:

1. Удаление почвенного грунта с территории открытого склада и ограждающих дамб;
2. Создание водоотводных канав для перехвата и перенаправления свободной воды от продукта сгущения и поверхностных вод с территории склада в систему оборотного водоснабжения обогатительной фабрики, в том числе за счет формирования шандорных колодцев;
3. Формирование ограждающих дамб из материалов пород внешних отвалов;
4. Гидроизоляция откоса с внутренней стороны техногенного про-

странства за счет формирования изоляционного экрана;

5. Размещение продукта сгущения в пределах открытого склада.

Использование техногенного пространства возможно только после строительства и запуска в эксплуатацию комплекса сгущения хвостов обогащения.

Формирование техногенного пространства

Открытый склад продукта сгущения представляет собой искусственно сформированную емкость, примыкающую к существующему восточному отвалу, который является с западной стороны склада подпорной стенкой и ограниченную по внешнему контуру создаваемыми дамбами из вскрышных пород. Для сокращения сроков на подготовку территории к складированию продукта сгущения хвостов обогатительной, уменьшения расстояния транспортирования продукта сгущения, а также для распределения затрат на возведение дамб во времени, предусматривается формирование склада в виде двух отсеков, условно – Центрального и Северного.

Для организации надежной и безопасной эксплуатации открытого склада продукта сгущения хвостов обогащения, предусматривается система водоотведения. На основе зарубежного и отечественного опыта существующих способов водоотведения, наиболее эффективны, являются следующее:

-формирование изоляционного экрана на внутренней поверхности откоса дамбы;

-строительство шандорных колодцев.

Первый вариант предусматривает формирование ограждающей дамбы открытого склада с применением изоляционного экрана, который обеспечивает переток поверхностных и свободных вод с территории техногенного пространства и препятствует распространению за его пределы продукта сгущения. В качестве изоляционного материала обосновано использовать на внутреннем откосе ограждающей дамбы лежалые хвосты обогащения, мощностью 1м. План ограждающей дамбы открытого склада представлен на рисунке 1.

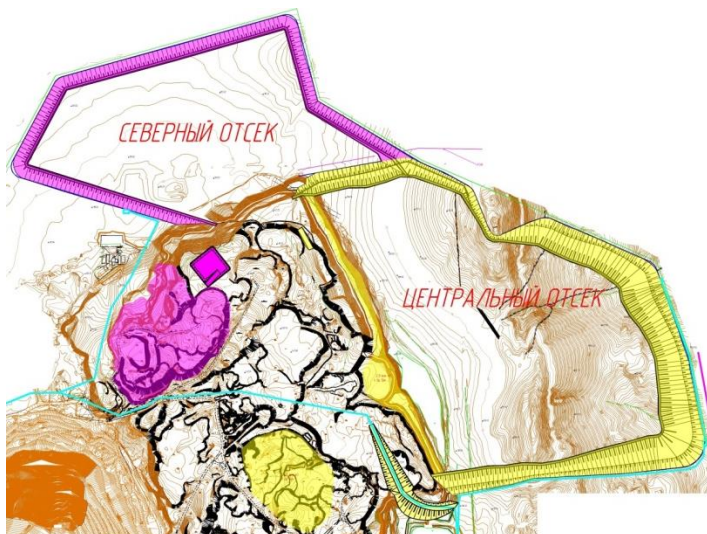


Рисунок 1 – Положение ограждающей дамбы Центрального и Северного отсеков открытого склада

Второй вариант предусматривает формирование ограждающей дамбы открытого склада с организацией системы водоотведения посредством формирования шандорных колодцев, обеспечивающий управляемый отвод воды из открытого склада. В связи с тем, что высота ограждающей дамбы достигает 78 м, обоснована целесообразность строительства шандоров не на всю мощность складирования материала, а секциями по 20 м. При этом каждый новый шандорный колодец располагается над нижележащим по мере его замыва. С целью возведения шандорных колодцев и их обслуживания предусматривается отсыпка автомобильных съездов с гребня ограждающей дамбы в сторону открытого склада.

За пределами ограждающих дамб, напротив каждого шандорного колодца, предусматривается формирование накопительных прудков с целью перехвата и перенаправления свободной воды от продукта сгущения и поверхностных вод с территории склада в систему оборотного водоснабжения обогатительной фабрики. Модель ограждающей дамбы открытого склада и местоположение прудков накопителей представлены на рисунке 2.

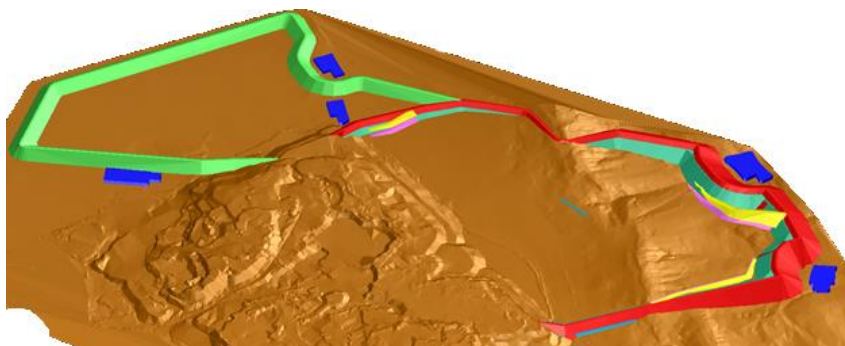


Рисунок 2 – Положение Центрального и Северного отсеков ограждающей дамбы открытого склада с местами расположения шандорных колодцев и прудков накопителей

С целью возврата перехваченной воды в систему оборотного водоснабжения предусматривается формирование водоотводных канав и зумпфов, из которых накопленная вода будет перекачиваться в систему оборотного водоснабжения обогатительной фабрики. Водосборная канава формируемая экскаватором типа «обратная лопата» с погрузкой пород в автосамосвалы и транспортировкой ее в тело дамбы.

В качестве материала для возведения фильтрующих дамб предусматривается использовать породы западного отвала скальной вскрыши, расположенные в восточной части отвала и на его поверхности при дальности транспортирования не более 8 км. Места забора материала для формирования указаны соответствующими цветами на рисунке 1. Для сокращения расстояния транспортирования пород отвала, в северной и южной его частях предусматривается создание съезда с продольным уклоном 100%. Северный съезд будет пройден с отметки 432 м до отметки 424 м и, помимо доступа к материалу для формирования дамбы, обеспечит монтаж и обслуживание трубопроводов продукта сгущения хвостов обогащения и дренажных вод. Южный съезд обеспечит доступ с отметки 428 м до отметки 390 м, соответствующей естественному рельефу местности.

Эффективность формирования и использование техногенных пространств определяется очередностью возведения ограждающих дамб и заполнением созданных емкостей.

Строительство дамб идет очередями и этапами. Сначала отсыпаются ограждающие дамбы по Центральному отсеку (в 2 очереди), затем отсыпаются ограждающие дамбы по Северному отсеку (в 2 очереди). Отсыпка дамб разбита на очереди в связи с длительным временем эксплуатации открытого склада.

Дамбы 1-ой очереди Центрального отсека открытого склада возводятся в 2 этапа. Первый этап 1-ой очереди Центрального отсека предусматривает формирование дамб с отметкой гребня +394 м. Для этого в центре

и по периметру Центрального отсека с северной и южной сторон предусматривается отсыпка дамб до указанной отметки. В течение этого периода времени производится строительство второго этапа дамбы 1-ой очереди с отметкой гребня 405 м. Далее ведется эксплуатация Центрального отсека в течение 23 лет.

Оценка устойчивости ограждающих дамб

Устойчивость ограждающих дамб следует рассматривать по подобию устойчивости отвалов скальных пород. Единственное отличие от стандартных схем расчета состоит в том, что нижняя часть отвала (на 2 – 3 м от подошвы) будет обводнена. Отсыпка дамб производится из скальной наброски с прочностью пород в куске 30 – 80 МПа и более, то есть оползневые деформации возможны исключительно за счет выдавливания слабых грунтов основания, либо по контакту отвальной массы с основанием [12].

Основание дамб сложено, в основном, суглинками коричневого цвета твердыми и полутвердыми, на глубине 11 – 12 м встречается прослой мягкопластичного суглинка, а также появляется суглинок со щебнем. На возвышенностях (вершинах холмов) к поверхности земли подходят скальные грунты, сложенные, в основном, яшмами.

Физико-механические свойства суглинков характеризуются следующими величинами: плотность в естественном залегании $1,95 \text{ т/м}^3$, минеральная плотность $2,64 \text{ т/м}^3$, пористость 0,408, сцепление 0,096 МПа, угол внутреннего трения 25° .

Характеристики отвальной массы могут быть оценены только косвенно. Для прочных скальных пород с размером кусков более 0,4 м секущий угол внутреннего трения покоя составляет обычно $48\text{--}58^\circ$. Величина угла естественного откоса $36\text{--}38^\circ$ объясняется тем, что откос формируется под углом трения качения, а не под углом внутреннего трения покоя. При разборке же отвалов снизу углы заоткоски забоев достигают $55\text{--}60^\circ$.

Высота дамб меняется от 10 м до 78 м в зависимости от отсека и стадии строительства. При средней насыпной плотности скальных пород $1,8 \text{ т/м}^3$ максимальное сжимающее напряжение в нижней бровке будет меняться от 0,06 МПа для высоты 10 м до 0,48 МПа при высоте дамбы 78 м. Соответственно угол внутреннего трения будет меняться от 57° до 47° .

Результаты расчетов (рис. 3) показывают, что достаточно прочное основание (сцепление 0,096 МПа, угол внутреннего трения 25°) обеспечивают избыточную устойчивость дамб высотой до 80 м: при сцеплении отвальной массы 0,04 МПа и угле внутреннего трения 47° коэффициент запаса устойчивости равен 1,56 (при нормативном значении 1,20), а при свойствах, заданных в соответствии с [12], коэффициент запаса устойчивости равен 1,35 (рис. 3). Полученный результат подтверждается фактом существования отвала вскрышных пород, к которому примыкает проектируемый склад продукта сгущения.

Таким образом, с точки зрения устойчивости дамба может быть отсыпана на всю высоту под углом естественного откоса одним ярусом. Количество ярусов и ширина берм между ними могут определяться исходя

из технологических соображений.



Рисунок 3 – Наиболее опасная поверхность скольжения в дамбе высотой 80 м при отвальной массе со сцеплением 0,04 МПа и углом внутреннего трения 35°

Технология и последовательность отсыпки дамбы

Формирование техногенного пространства достигается отсыпкой ограждающих дамб очередями на всю высоту складирования продукта сгущения, то есть строительство склада по принципу наливного хвостохранилища. При этом нижняя бровка верхового откоса пионерной дамбы располагается на внутренней границе общей дамбы. Это обеспечивает минимальные объемы и сроки ввода в эксплуатацию техногенного пространства и возможность наращивания дамбы по мере увеличения объема складированного материала.

Первым этапом предусматривается формирование в пределах Центрального отсека дамбы с отметкой гребня дамбы +394 м для обеспечения складирования продукта сгущения до отметки +393,4 м, сроком до одного года. Для этого в центре отсека, а также с северной и южной его сторон предусматривается отсыпка дамб, максимальная высота которых не превышает 10 м. Объем дамб с севера на юг соответственно составляет $60\,398\text{ м}^3$, $43\,856\text{ м}^3$, $4\,266\text{ м}^3$, суммарный объем дамб $108\,520\text{ м}^3$. С целью строительства и обслуживания шандорных колодцев предусмотрено формирование автомобильных съездов в сторону открытого склада. Объем съезда к шандорному колодцу составит $34\,340\text{ м}^3$.

На следующем этапе строится дамба первой очереди, позволяющая складировать продукт сгущения с доставкой его самотеком вдоль восточного откоса отвала в пределах отм. +421 м. За время заполнения техногенного пространства первой очереди строится дамба второй очереди. Объем дамбы первой очереди с отметкой гребня 405 м составит $8\,900\,256\text{ м}^3$, в том числе северная ее часть $394\,587\text{ м}^3$, южная – $8\,505\,669\text{ м}^3$. Объемы съездов при применении шандорных колодцев составят: северного – $88\,754\text{ м}^3$, восточного – $596\,276\text{ м}^3$, южного – $95\,630\text{ м}^3$, всего $780\,660\text{ м}^3$.

На завершающем этапе строится дамба второй очереди, позволяющая складировать продукт сгущения с доставкой его не только вдоль восточного откоса отвала, но и по ранее складированному массиву в пределах

отм. +436 м. Объем дамбы второй очереди с отметкой гребня 421м составит 8 495 290 м³, суммарно с учетом объема дамбы I очереди – 17 954 066 м³. Возведение каждой секции шандорных колодцев, достигается отсыпкой съездов в сторону открытого склада параллельно выведенных из эксплуатации нижележащих шандорных колодцев. Объем съездов для монтажа и обслуживания шандорных колодцев второй очереди составит: северного – 19 335 м³, восточного – 1 764 425 м³, южного – 200 510 м³, всего 1 984 268 м³.

С целью снижения материальных затрат, времени на строительство и ввод в эксплуатацию дамбы Северного отсека предусматривается формирование ограждающих дамб в две очереди при обеспечении отметок гребня дамбы соответственно 405м и 421м. Объем дамбы первой очереди с отметкой гребня 405м составит 4 106 160 м³, объем дамбы второй очереди с отметкой гребня 421м составит 5 847 480 м³ суммарно с учетом объема дамбы I очереди – 6 506 840 м³. Объем съездов системы шандорных колодцев составит: северного – 336 110 м³, южного – 318 935 м³, всего 655 045 м³.

Использование техногенного пространства

При составлении календарного плана эксплуатации техногенного пространства учтена последовательность и объем формирования ограждающих дамб, создание изоляционного слоя и обустройства водоотводной канавы. На основе компрессионных испытаний и часовой производительности сгустителей принята годовая производительность складирования с учетом водоотдачи равная 2,54 млн. м³ продукта сгущения. Согласно исследованиям продукта сгущения величина угла его растекания составляет 3 градуса.

Вывод

Таким образом, формирование техногенного пространства с использованием внешних отвалов, обеспечивает создание приемной емкости для размещения продукта сгущения хвостов обогащения на территории, изначально не предназначенной для строительства хвостохранилища. При этом в условиях Гайского ГОКа полезная емкость техногенного объекта сопоставима с объемом выработанного пространства карьера №1. Исходя из площади открытого склада продукта сгущения хвостов обогащения, высотных отметок и рельефа, объем материалов необходимый для формирования ограждающей дамбы составляет 25 млн м³, что составляет 20% от объема складированного продукта сгущения хвостов обогащения Гайского горно-рудного комбината в количестве 126 млн м³. При этом, коэффициент использования емкости составляет 0,8, а срок эксплуатации открытого склада 50 лет. Данное техническое решение рассмотрено в качестве альтернативного варианта и буферной емкости для размещения хвостов обогащения в период осуществления технического этапа рекультивации земель, нарушенных горными работами.

Список литературы

1. Специальные технические условия (СТУ) использования продукта сгущения хвостов обогатительной фабрики при горнотехнической рекультивации карьеров № 1-3 АО «Гайский ГОК» /ЗАО «ПТУР», ЗАО «Маггеоэксперт», 2015.
2. Отчет о лабораторных испытаниях по пастовому сгущению хвостов обогащения медьсодержащей руды АО «Гайский ГОК». Транс-Текникк, 2015.
3. СП 103.13330.2012– Защита горных выработок от подземных и поверхностных вод. Актуализированная редакция СНиП 2.06.14-85.
4. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» Зарегистрировано в Минюсте России 02.07.2014 №32935.
5. Пособие по проектированию гидравлического транспорта (к СНиП 2.05.07-85) / Промтрансниипроект. – М.: Стройиздат, 1988. С. 40.
6. Инструментальные наблюдения за сохранностью зданий и сооружений в зоне влияния подземных и открытых горных работ: Отчет о НИР /ОАО «Уралмеханобр». Рук. Кольцов П.В. – Екатеринбург, 2012.
7. Калмыков Е.П. Борьба с внезапными прорывами воды в горные выработки. – М.: Недра, 1973. – 240 с.
8. Калмыков В.Н., Зубков А.А., Гоготин А.А., Зубков А.Е., Ахмедьянов И.Х., Бондаренко Д.А. Рекультивация карьера "учалинский" с использованием сгущенных отходов обогащения. В сборнике: I международная научно-техническая конференция "Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений" сборник докладов. Валиев Н.Г., (отв. ред.).– Екатеринбург, 2012. – 74-76 с.
9. Калмыков В.Н., Зотеев О.В., Зубков Ан.А., Гоготин А.А., Зубков А.А. Опытно-промышленные испытания технологии закладки выработанного пространства учалинского карьера отходами обогатительного передела. Известие вузов. Горный журнал. – 2013. №7. – С.4-9.
10. СП 34.13330.2012. Автомобильные дороги. Актуализированная редакция СНиП 2.05.02-85* (с Изменением №1). – М.: Госстрой России, 2013 г.
11. СП 103.13330.2012– Защита горных выработок от подземных и поверхностных вод. Актуализированная редакция СНиП 2.06.14-85.
12. Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах. – С.-Пб, ВНИМИ, 1998. – 207 с.
13. Sadeghiyan R., Hashemi M., Moloudi E. Determination of longitudinal convergence profile considering effect of soil strength parameters // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2016. Vol. 82. P. 10–21

ОПЫТ ВНЕДРЕНИЯ КАМЕРНЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ НА РУДНИКЕ «АЙХАЛ»

В течение 2015-2016 годов на СВРТ были полностью отработаны запасы трапецевидных камер переходной зоны высотой 10 метров. Конструктивное оформление системы разработки при выемке запасов трапецевидных камер переходной зоны представлено на рис. 1.

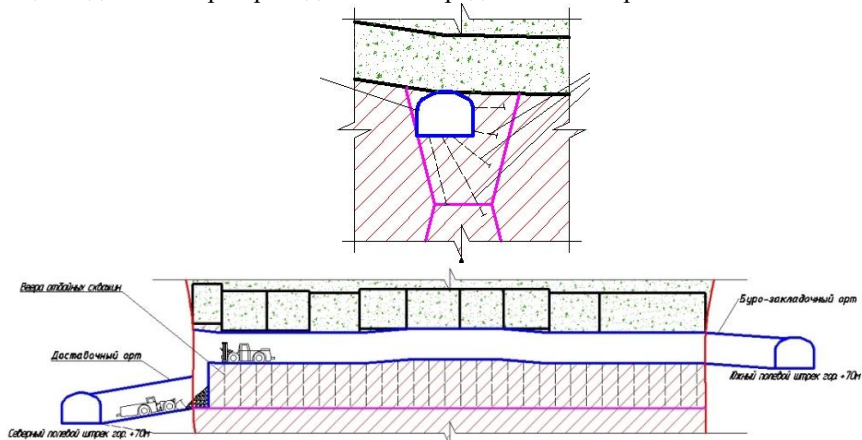


Рисунок 1 – Конструктивное оформление системы разработки при выемке запасов трапецевидными камерами

Устойчивость выработанного пространства данных камер обеспечилась на всех стадиях их выемки.

Кровля камер, представленная закладочным массивом, сформированным в выработанном пространстве ранее отработанных слоёв, сохраняла устойчивость и имела плоскую форму без формирования свода или каких-либо значительных отслоений закладки (рис. 2 и 3).



Рисунок 2 – Очистное пространство трапециевидной камеры гор.+70м



Рисунок 3 – Очистное пространство трапециевидной камеры гор.+70м.

При выемке запасов трапециевидных камер переходной зоны, за счёт значительной усадки закладочной смеси, в кровле выработанного пространства сформировались пустоты от 0,2 до 0,7 метров. Фото данных пустот (недозакладов) представлены на рис. 4 ÷ 6.



Рисунок 4 – Фото пустот (недозакладов) в выработанном пространстве трапециевидных камер переходной зоны.



Рисунок 5 – Фото пустот (недозакладов) в выработанном пространстве трапециевидных камер переходной зоны.



Рисунок 6 – Фото пустот (недозакладов) в выработанном пространстве трапециевидных камер переходной зоны.

Для ограничения отрицательного воздействия недозакладов на дальнейшее ведение горных работ разрабатывались и реализовывались мероприятия по дозакладке пустот, образующихся после усадки закладочной смеси.

С 2016 года на СВРТ приступили к выемке запасов ромбовидных камер переходной зоны высотой 20 метров. Конструктивное оформление системы разработки при выемке запасов трапецевидных камер переходной зоны представлено на рис. 7.

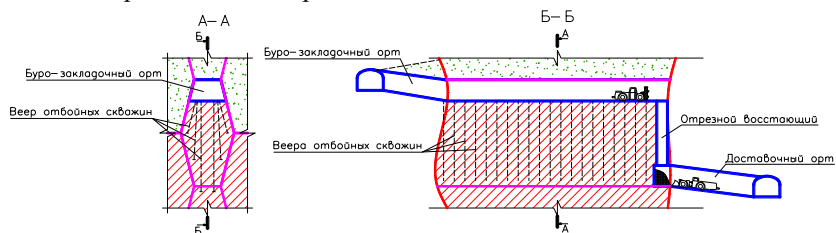


Рисунок 7 – Конструктивное оформление системы разработки при выемке запасов ромбовидными камерами

Вышеуказанные пустоты (недозаклады), сформировавшиеся в кровле трапецевидных камер переходной зоны оказывали отрицательное влияние на выемку запасов первоочередных ромбовидных камер высотой 20 метров, примыкающих к отработанным трапецевидным камерам. Согласно данным визуальных и инструментальных наблюдений при ведении буровзрывных работ за счёт сейсмического воздействия взрывов происходила частичная деформация закладочного массива в сторону образованных пустот (недозакладов). Деформации выражаются в откольных явлениях закладки, появлению трещин, которые раскрываются при многократном сейсмическом воздействии (рис. 8 ÷ 10).



Рисунок 8 – Заколообразование закладочного массива при наличии недозаклада в трапецевидных камерах переходной зоны



Рисунок 9 – Заколообразование закладочного массива при наличии недо-
заклада в трапециевидных камерах переходной зоны



Рисунок 10 – Заколообразование закладочного массива при наличии
недозаклада в трапециевидных камерах переходной зоны

Отколовшаяся закладка поступала в очистное пространство ромбовидных камер и за счёт этого происходило дополнительное (сверхнормативное) разубоживание рудной массы.

При отсутствии недозакладов в смежных камерах деформации (заколообразование и растрескивание) закладки незначительны и визуально не фиксируются. То есть, при отсутствии свободной поверхности над закладкой сейсмические волны не создают откольных явлений.

Учитывая вышеизложенное, можно сделать вывод о том, что выемка ромбовидных камер переходной зоны, примыкающих к недозаложённым

трапециевидным камерам является наиболее сложным этапом выемки руды.

Грамотное ведение взрывных работ в ромбовидных камерах позволяет обеспечить устойчивость камер на всех стадиях их отработки. Фото выработанного пространства ромбовидных камер представлены на рис. 11 ÷ 12.



Рисунок 11 – Выработанное пространство ромбовидной камеры (верхние борта)

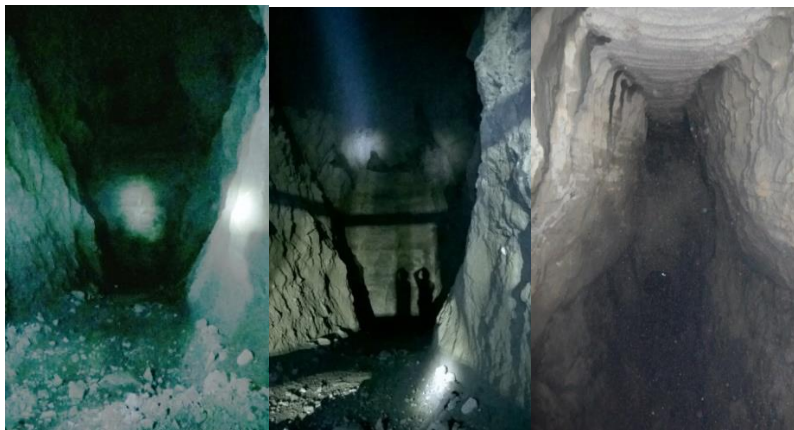


Рисунок 12 – Выработанное пространство ромбовидной камеры



Рисунок 13 – Выработанное пространство ромбовидной камеры



Рисунок 14 – Выработанное пространство ромбовидной камеры

В первоочередных ромбовидных камерах высотой 20 метров при использовании проектной схемы разбуривания фиксировалась так называемая «затяжка» концов скважин, пробуренных в почву камеры. При этом формировалась наклонная почва камеры с поднятием её уровня в направлении от отрезной щели на высоту. Отмечался незначительный выход негабарита, особенно в нижней части камер. В зависимости от длины камеры поднятие почвы составляло до 2-3 метров (рис. 15).

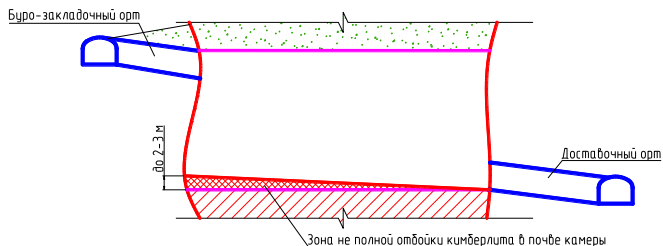


Рисунок 15 – Формирования «затяжки» почвы в ромбовидных камерах при проектной схеме разбуривания камеры

Для качественной отбойки руды была изменена схема расположения скважин (рис. 16).

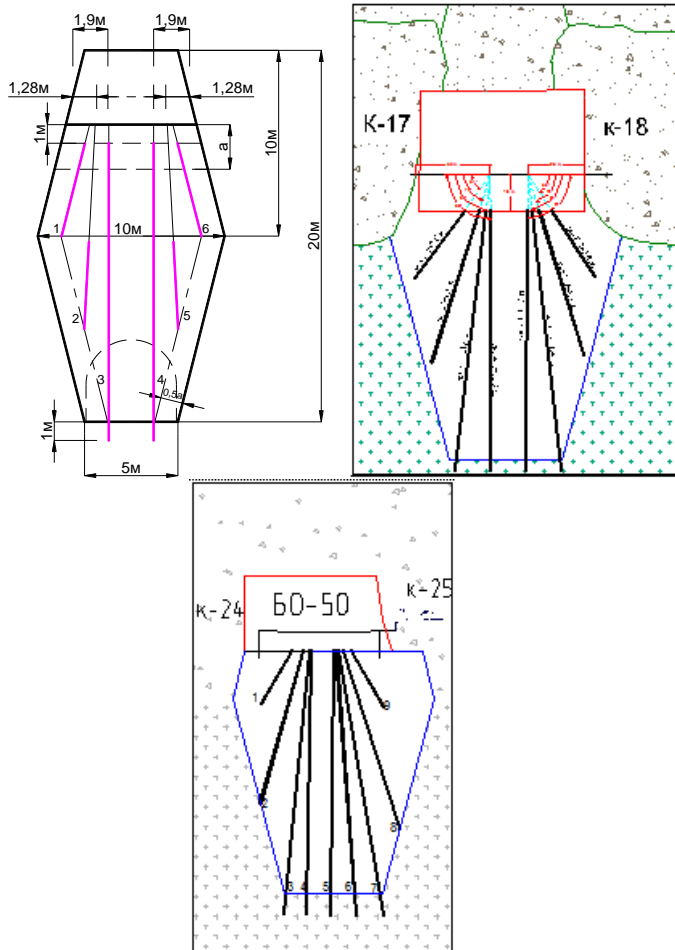


Рисунок 16 – Корректировка схемы разбуривания камер

Применяемые технологические решения и схемы взрывания способствовали созданию четкого контура ромбовидной камеры, ликвидировав тем самым зону неполной отбойки кимберлита в почве камеры. Выход негабарита практически исключён.

Проблемой закладочных работ является формирование несущего слоя с разделением на несвязные слои малой толщины в камерах длиной более 40 метров. При подаче закладочной смеси без использования пластификатора из-за недостаточной подвижности смеси формируется конус закладки на одном из флангов камеры. Распределение смеси по камере

осуществляется порциями только после набора определённого объёма конуса. За временной промежуток между порциями уже распределённая по камере закладка успевает потерять подвижность. За счёт этого снижается сцепление между порциями закладки при их растекании. Схема формирования слоистости массива закладки в камерах представлена на рис. 17.

Минимальная толщина слоёв закладки (0,2-0,4 метра) формируется на противоположном фланге камеры в месте примыкания буровой выработки для нижерасположенной камеры. При выемке нижерасположенной камеры для обеспечения безопасности персонала требуется вынужденная установка арочной металлической крепи на участке бурового орта длиной 5÷10 метров.

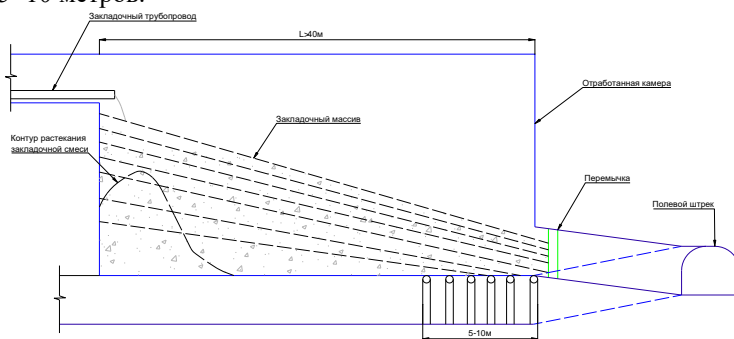


Рисунок 17 – Схема формирования слоистости массива закладки в камерах

Слоистость несущего слоя и установка рамного крепления на первых метрах буровой выработки показана на рис. 18. По мере проходки буровой выработки толщина слоёв закладки над её кровлей постепенно увеличивается и необходимость в установке рам отпадает.



Рисунок 18 – Слоистость несущего слоя и установка рамного крепления на первых метрах буровой выработки

В настоящее время закладочные работы осуществляются с использованием пластификатора ЛСТ. Его использование должно обеспечить неслоистую структуру закладочного массива, так как данный пластификатор увеличивает её подвижность и увеличивает срок схватывания. Подтвердить данные положения будет возможно позднее при вскрытии закладочного массива заложенных с пластификатором камер.

Текущее положение горных работ на Северо-восточном рудном теле представлено на рис. 19, горные работы на Юго-западном рудном теле – на рис. 20.

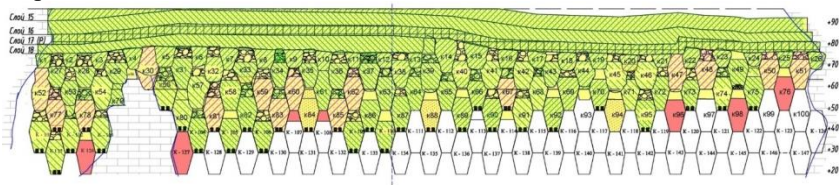


Рисунок 19 – Текущее положение горных работ на Северо-восточном рудном теле

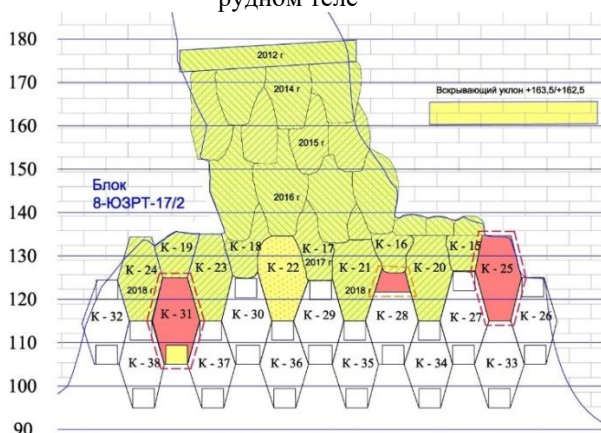


Рисунок 20 – Текущее положение горных работ на Юго-западном рудном теле

В настоящее время на руднике осуществляется успешная добыча руды ромбовидными камерами.

В апреле-мае 2019 года на СВРТ работы (ПНР и добыча) ведутся в четырех подэтажах: +50 м, +40 м, +30 м, +20 м. Среднемесячный объем добычи на СВРТ составляет около 30 тыс. тонн руды. На ЮЗРТ работы (ПНР и добыча) ведутся в трех подэтажах: +125м; +115 м, +105 м. Среднемесячный объем добычи на ЮЗРТ составляет 11-12 тыс. тонн. Общий объем добычи на руднике составляет 41-42 тыс. тонн в месяц или 500000 тонн в год.

На руднике Айхал сдерживающим фактором для увеличения годового объема добычи, является производительность скипового подъема (500 тыс. тонн в год), а не производительность применяемой системы разработки.

ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ УГЛОВ ЗАОТКОСКИ БОРТОВ КАРЬЕРА НА ОСНОВЕ РЕЙТИНГОВОЙ СИСТЕМЫ ОЦЕНКИ УСТОЙЧИВОСТИ МАССИВА MRMR

Аннотация. В работе описывается выполнение комплекса геомеханических исследований для обоснования углов устойчивых откосов карьера, включающих испытания физико-механических свойств горных пород, изучение структурного строения прибортового массива, определение значений рейтинговой оценки массивов горных пород MRMR, районирование поверхности карьера по классификации профессора Лобшира. На основании полученных результатов рекомендованы значения углов откосов уступов карьера, а также разработаны мероприятия по обеспечению их устойчивости. В процессе классификации пород поверхности карьера были выявлены факторы, оказывающие наиболее негативное воздействие на прибортовой массив. Установлено, что влияние некоторых факторов может быть значительно снижено, позволяя повысить значения углов заоткоски уступов при сохранении должной степени безопасности ведения горных работ.

Ключевые слова: открытые горные работы, устойчивость бортов карьеров, заоткоска уступов, рейтинговые оценки, классификация Лобшира, MRMR, геомеханическое районирование, трещиноватость массива, фотограмметрия, беспилотный летальный аппарат

1 Введение

Проблема обеспечения устойчивости уступов является крайне актуальной для карьера Джетыгаринского месторождения хризотил-асбеста. Принятые проектом отработки значения углов погашения уступов на ряде участков не могут быть достигнуты по соображениям безопасности, что в свою очередь препятствует выходу на проектный контур борта карьера. Целью исследований, представленных в данной статье, являлось выявление основных факторов, приводящих к ослаблению устойчивости массива на локальных участках, а также разработка мероприятий по обеспечению их устойчивости.

Для оценки геомеханического состояния массивов горных пород в мировой практике активно применяются рейтинговые классификации, основанные на эмпирических данных. В настоящее время разработано значительное количество рейтинговых систем оценки, каждая из которых имеет свои специфические особенности и определенную область применения [1]. В отечественной практике также появляется все больше примеров использования различных систем классификации для обоснования параметров ведения горных работ как при открытой [2, 3], так и при под-

земной системах разработки [4–7].

2 Определение рейтинга MRMR пород прибортового массива карьера

На сегодняшний день в широкое распространение получила рейтинговая классификация Д. Лобшира (MRMR – Mining Rock Mass Rating) [8]. Рейтинг MRMR позволяет дать количественную оценку устойчивости массива горных пород и рекомендовать значения конструктивных параметров бортов карьеров. Со времени разработки в 1977 г. данная система претерпела ряд изменений. Используемый в данной работе порядок определения рейтинга MRMR соответствует последней версии системы, опубликованной в работе [9].

Данная система классификации учитывает четыре базовых параметра [10]: прочность ненарушенной породы IRS (Intact Rock Strength), прочность породного блока RBS (Rock Block Strength), блочность породного массива JS (Joint Spacing) и состояние трещин JC (Joint Condition).

Сумма частных рейтингов – прочности породного блока, расстояния между трещинами и состояния трещин – позволяет вычислить рейтинг массива RMR:

$$RMR = R_{RBS} + J_S + J_C \quad (1)$$

Значение рейтинга MRMR определяется путем корректировки величины RMR соответствующими коэффициентами, учитывающими влияние выветривания, ориентации трещин, взрывных работ и водопритоков:

$$MRMR = RMR \times A_{\text{выв}} \times A_{\text{ор.т}} \times A_{\text{взр}} \times A_{\text{вод}} \quad (2)$$

Значения частных рейтингов, а также вышеуказанных поправочных коэффициентов, определяются по специальным таблицам и диаграммам, разработанным авторами данной системы и представленными в [9, 10].

Значения рейтинга MRMR варьируются в диапазоне от 0 до 100. Классификация пород по устойчивости согласно методике Д. Лобшира включает 5 классов по 20 единиц рейтинга (табл. 1).

Таблица 1 – Классификация пород по устойчивости по Д. Лобширу

Диапазон значений рейтинга MRMR	0-20	21-40	41-60	61-80	81-100
Класс	5	4	3	2	1
Устойчивость пород	Очень низкая	Низкая	Средняя	Высокая	Очень высокая

Определение значений рейтинга MRMR для массива Джетыгаринского карьера сопровождалось выполнением ряда натуральных и лабораторных исследований. По результатам лабораторных испытаний была определена прочность ненарушенной породы (IRS) как прочность образца при одноосном сжатии.

Для определения прочности породного блока RBS, а также для определения рейтинга расстояния между трещинами JS было выполнено исследование трещиноватости прибортового массива карьера, производив-

шея с помощью методов наземной фотограмметрической съемки локальных участков, а также с применением аэрофотосъемки высокого разрешения с помощью беспилотного летательного аппарата – квадрокоптера DJI Phantom 4.

Рейтинг состояния трещин JC определялся в зависимости от их формы, состояния стенок, прочности заполнителя и пр. Геомеханическое описание трещин было выполнено по данным натурных обследований, а также по результатам наземной фотосъемки, выполненной на локальных участках.

На основании полученных частных рейтингов по формуле 1 были определены значения RMR, которые затем были скорректированы понижающими коэффициентами (формула 2) для вычисления рейтинга MRMR.

Определение поправки за выветривание Авыв производилось по геологическим материалам, а также по результатам анализа развития горных работ, так как данный коэффициент зависит не только от текущей степени выветренности пород, но и от времени подверженности выветриванию. Снижение рейтинга RMR за счет поправки за выветривание составило от 0 до 10%.

Поправка за ориентацию трещин Aор.т, зависящая от количества систем трещин и их ориентации, была определена по результатам аэро- и наземной фотосъемки поверхности карьера. Снижение рейтинга для всего массива карьера за счет данной поправки составило 10%.

Месторождение приурочено к скальному комплексу пород, требующих при разработке применение буровзрывных работ. Фактические горно-геологические условия разрабатываемых участков массива месторождения не всегда соответствуют принятому паспорту БВР, в результате чего воздействие взрывных работ на массив можно охарактеризовать как чрезмерное. В связи с этим была выбрана максимальная величина понижающей поправки за воздействие БВР, составившая 20%.

Поправки за влияние подземных вод Авод вводились в зависимости от интенсивности водопритоков. Снижение величины рейтинга RMR за счет учета влияния подземных вод составило от 5 до 10%.

3 Геомеханическое районирование прибортового массива по классификации Лобшира

Классификация горных пород прибортового массива выполнялась для рабочей зоны карьера. В соответствии с геологической моделью было выделено 7 основных типов пород, участвующих в строении прибортового массива исследуемой части карьера, представленных в основном различными разновидностями перидотитов и серпентинитов, приуроченных к западному и восточному бортам соответственно.

Расчеты значений рейтинга MRMR были выполнены для всех возможных в условиях массива Джетыгаринского карьера вариантов геомеханической обстановки – для каждого типа породы, категории трещиноватости, степени обводненности и горизонта залегания. Полученные значения рейтинга MRMR находились в пределах от 17 до 40.

Районирование поверхности массива производилось по блокам 50×25 м. Общее количество блоков составило 1505. При наличии на одном блоке участков с различными показателями MRMR (например, пород различных типов или категорий трещиноватости и т. п.), их значения усреднялись в зависимости от площади, занимаемой каждым из данных участков. Схема районирования прибортового массива Джетыгаринского карьера по классификации Д. Лобшира представлена на рис. 1. Фактически полученные значения рейтинга MRMR составили от 20 до 40, что в подавляющем большинстве случаев соответствует 4 классу по Лобширу – то есть, породы низкой степени устойчивости. При этом значение рейтинга $MRMR=20$, соответствующее 5 классу (очень низкой степени устойчивости), было зафиксировано всего на двух блоках. Диаграмма распределения значений рейтинга MRMR представлена на рис. 2.

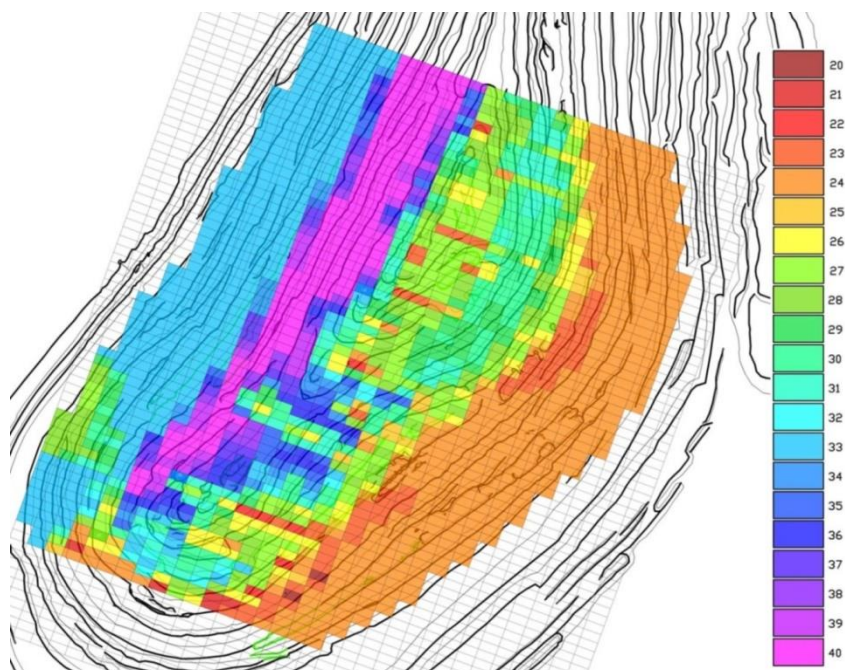


Рисунок 1 – Районирование поверхности карьера в зависимости от значений рейтинга MRMR.

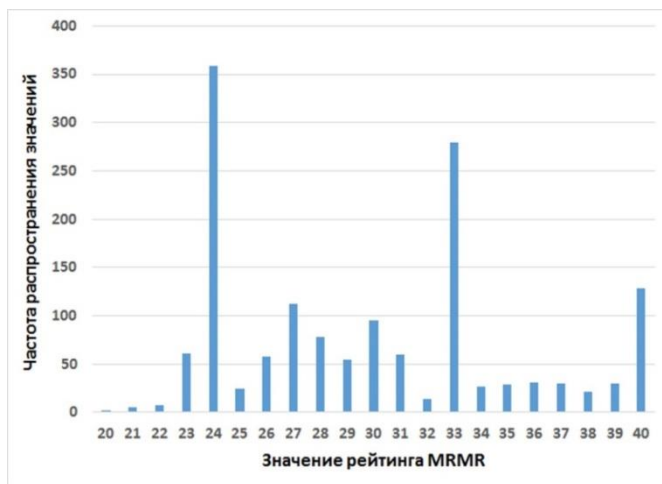


Рисунок 2 – Диаграмма распределения значений рейтинга MRMR.

Наиболее распространенные значения рейтинга, зафиксированные на серпентинитах восточного борта, составили 24 и 27 для верхних и нижних горизонтов соответственно, на перидотитах западного борта – соответственно 33 и 40.

При анализе результатов районирования можно сделать вывод о том, что восточный борт характеризуется более низкими значениями рейтинга MRMR по сравнению с западным. В первую очередь это обусловлено пониженными значениями прочностных характеристик некоторых видов серпентинитов, а также наличием на восточном борту участков повышенной трещиноватости, приуроченной к выходам тектонических нарушений. Участки выхода воды также фиксируются в основном на серпентинитах восточного борта.

Наиболее низкие значения зафиксированы преимущественно в южной части карьера на обводненных участках серпентинитов верхних горизонтов в зонах выхода тектонических нарушений (рис. 1). Участки с пониженными значениями рейтинга MRMR (20-22) составляют менее 1% от исследуемой площади поверхности карьера.

Для массивных перидотитов нижних горизонтов западного борта, обладающих повышенной прочностью и низкой трещиноватостью, в условиях невысокой обводненности величины рейтинга достигают значения 40 и находятся на границе с 3 классом по Лобширу, соответствующим средней степени устойчивости пород.

4 Рекомендации по выбору углов откосов карьера и обеспечению их устойчивости

Профессором Лобширом были разработаны рекомендации по выбору приблизительных значений углов откосов бортов карьеров на основе рассчитанного рейтинга MRMR в зависимости от класса устойчивости пород

[11]. На основе опыта исследований различных карьеров в Африке и Южной Америке исследователи А. Хайнс и П. Тербрюгге (Haines A. and Terbrugge P. J.) дополнили рекомендации Лобшира (табл. 2) [12].

Таблица 2 – Приблизительные значения углов откосов уступов в соответствии со значениями рейтинга горных пород по Лобширу.

Рейтинг MRMR	100	90	80	70	60	50	40	30	20	10	0
Угол откоса	>75°	75°	70°	65°	60°	55°	50°	45°	40°	35°	35°

В условиях массива Джетыгаринского карьера при достигнутых значениях рейтинга MRMR от 20 до 40 соответствующие углы откосов уступов составляют от 40° до 50°. Учитывая наиболее распространенные значения рейтинга, характерные для восточного и западного бортов, были рекомендованы величины углов откосов уступов, представленные в табл. 3.

Таблица 3 – Рекомендуемые значения углов откосов уступов Джетыгаринского карьера.

Борт	Горизонт, м	Текущие значения		Гладкое взрывание + осушение	
		Значение рейтинга MRMR	Углы откосов уступов, °	Значение рейтинга MRMR	Углы откосов уступов, °
Восточный	230-140	24	42	37	48
	140-0	27	43	41	50
Западный	230-140	33	46	42	51
	140-0	40	50	52	56

Необходимо отметить, что полученные результаты согласуются с фактическим состоянием устойчивости уступов карьера. Несмотря на принятый проектом отработки угол погашения уступов 60°, в настоящее время на восточном борту по соображениям безопасности уступы отстраиваются под углом 45°, так как иначе не обеспечивается их устойчивость.

Добиться повышения значений рейтинга MRMR, а следовательно, более высоких величин углов заоткоски уступов можно за счет повышения качества ведения взрывных работ, а также степени осушения массива.

В условиях Джетыгаринского карьера возможно применение альтернативных способов ведения БВР. Значительно меньшее негативное воздействие на массив оказывает метод так называемого гладкого или контурного взрывания. При этом повышение значения рейтинга произойдет не только за счет увеличения коэффициента Авзр (формула 2), но и за

счет снижения степени трещиноватости, вызванной взрывным воздействием.

Наиболее распространенные значения рейтинга MRMR при максимальной степени осушения массива и использовании метода гладкого взрывания повышаются на 9-14 единиц (табл. 3), составляя 37-52, что в большинстве случаев соответствует 3 классу по классификации Лобшира – то есть, породы средней степени устойчивости (значение 37 находится на верхней границе 2 класса, приближаясь к 3 классу). Соответствующие рекомендуемые значения углов откосов уступов для восточного и западного бортов представлены в табл. 3. По сравнению с текущими рекомендуемые значения углов заоткоски уступов могут быть увеличены на 5-7°, достигая величин 48–56°.

Необходимо отметить, что значения углов откосов уступов, представленные в табл. 2-3, основаны на результатах эмпирических исследований и носят рекомендательный характер.

5 Заключение

В ходе выполнения работы по геомеханическому обоснованию углов заоткоски бортов карьера Джетыгаринского месторождения хризотил-асбеста был выполнен комплексный анализ геологических, технологических и геомеханических условий месторождения, выделены основные факторы, приводящих к ослаблению устойчивости массива на локальных участках.

Натурные исследования трещиноватости прибортового массива, а также результаты лабораторных испытаний образцов горных пород, позволили определить значения рейтинга MRMR для всех возможных в условиях Джетыгаринского карьера вариантов геомеханической обстановки, которые в основном соответствуют породам низкой степени устойчивости. Выполнено районирование поверхности рабочей зоны карьера по классификации Д. Лобшира.

На основании полученных значений рейтинга MRMR были рекомендованы углы устойчивых откосов уступов. Анализ результатов сопоставления фактических углов наклона со значениями углов, определенными согласно рейтинговой системе оценки, показал их хорошую сходимость, что доказывает возможность использования рейтинга MRMR для более достоверной оценки устойчивости прибортового массива на проблемных участках.

В процессе классификации пород поверхности карьера были выявлены факторы, оказывающие наиболее негативное воздействие на прибортовой массив, снижая устойчивость отдельных уступов. При этом влияние некоторых факторов может быть значительно снижено, позволяя повысить значения углов заоткоски уступов на 5-7° при сохранении должной степени безопасности ведения горных работ.

Список литературы

1. Aksoy C. O. Review of rock mass rating classification: Historical developments, applications, and restrictions, *Journal of Mining Science*, vol.

44, No 51, p. 51 – 63, 2008.

2. Рыбин В. В., Каложный А. С., Потапов Д. А. Геомеханическое обоснование параметров борта карьера на месторождении «Олений ручей» и мониторинг его устойчивости // Мониторинг природных и техногенных процессов при ведении горных работ: сборник докладов Всероссийской научно-технической конференции с международным участием, 24–27 сентября, 2013 г. – Апатиты, 2013. – С. 180 – 187.

3. Рыбин В. В., Губинский Н. О. Определение рейтинга массива горных пород по классификации Д. Лобшира для условий карьеров ОАО «Апатит» // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2012. – № 3. – С. 140 – 143.

4. Козырев А. А., Губинский Н. О. Определение рейтинга вмещающих пород и руд алмазного месторождения в соответствии с классификацией Д. Лобшира // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – № 8. – С. 89 – 99.

5. Макаров А. Б. Обоснование допустимых параметров очистных камер и целиков // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2015. – № 2. – С. 261 – 267.

6. Макаров А. Б., Рассказов И. Ю., Саксин Б. Г., Ливинский И. С., Потапчук М. И. Геомеханическое обоснование параметров камерной системы разработки при переходе на подземный способ добычи руд // ФТПРПИ. – 2016. – № 3. – С. 27 – 38.

7. Еременко В. А., Айнбиндер И. И., Пацкевич П. Г., Бабкин Е. А. Оценка состояния массива горных пород на рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. – № 1. – С. 5 – 17.

8. Laubscher D. H. Geomechanics classification of jointed rock masses – mining applications, Transactions of Institute of Mining and Metallurgy, Section A: Mining Industry, vol. 86, A1-A8, 1977.

9. Laubscher D. H. and Jakubec J. The MRMR rock mass classification for jointed rock masses, In Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies (eds. W. A. Hustrulid and R. L. Bullok), pp. 475 – 481, Society of Mining Metallurgy and Exploration, SME, 2001.

10. Read J. R. L. and Stacey P. F. Guidelines for open pit slope design, CSIRO, Collingwood, Australia, 496 p., 2010.

11. Laubscher D. H. A geomechanics classification system for rating of rock mass in mine design, Journal South African Inst. of Mining and Metallurgy, 90, No. 10, p. 257 – 273, 1990.

12. Haines A. and Terbrugge P. J. Preliminary estimation of rock slope stability using rock mass classification systems, Proceedings of 7th Congress on Rock Mechanics, ISRM, Aachen, Germany, vol. 2, p. 887 – 892, 1991

ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ И СТРУКТУРЫ ПОРОДНОГО МАССИВА ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ И УСТУПОВ КАРЬЕРОВ*

Аннотация. В работе рассмотрена важная роль геомеханического обеспечения технологии разработки месторождений полезных ископаемых. Основным источником данных об исходном и техногенно измененном напряженно-деформированном состоянии массива горных пород являются натурные измерения параметров процесса сдвижения прибортового массива. Инструментальным путем возможно получение двух основных видов информации: параметров интегрального движения массива, вызванных природными и техногенными факторами, а также данных об иерархически блочной структуре горного массива и его изменениях во времени. Эти данные возможно получить как прямыми маркшейдерско-геодезическими методами, так и косвенными геофизическими. Среди прямых методов необходимо отметить дистанционные, при которых не происходит непосредственного контакта с исследуемым объектом.

1 Введение

Одним из приоритетных направлений развития горнодобывающего комплекса является повышение эффективности и безопасности извлечения полезных ископаемых, компенсирующее постоянное ухудшение горногеологических условий их добычи из недр. Важная роль в решении этой проблемы принадлежит геомеханическому обеспечению технологии разработки месторождений полезных ископаемых, поскольку от обоснованного выбора оптимальных параметров систем разработки и стратегии ведения очистных работ зависят и эффективность горного производства, и безопасность занятого на добыче персонала, а нередко и окружающего населения [1].

При этом основным, а зачастую единственным источником данных об исходном и техногенно измененном напряженно-деформированном состоянии массива горных пород являются натурные измерения параметров процесса сдвижения [2]. В данном случае под сдвижением горных пород - явлением, сопровождающее добычу полезного ископаемого, понимается весь комплекс деформационных процессов, протекающих в массиве горных пород, в данном случае в прибортовом массиве), при формировании исходного напряженно-деформированного состояния за пределами области влияния горных разработок и его трансформации внутри нее.

Основными факторами, определяющими формирование напряженно-деформированного состояния массива горных пород, являются:

* Статья подготовлена в рамках выполнения государственного задания по теме № 0328-2019-0005

- иерархически блочное строение;
- постоянная подвижность;
- вторичное структурирование;
- концентрация современных геодинамических движений на границах вторичных структурных блоков.

При разработке месторождений полезных ископаемых комбинированным способом необходимо учитывать влияние нарушения геодинамического равновесия, вызванное совместным воздействием факторов от открытого и подземного способа разработки [3].

2 Методы исследования

Под их воздействием в реальном массиве горных пород формируется мозаичное, относительно однородное по своим усредненным интегральным параметрам, напряженно деформированное состояние.

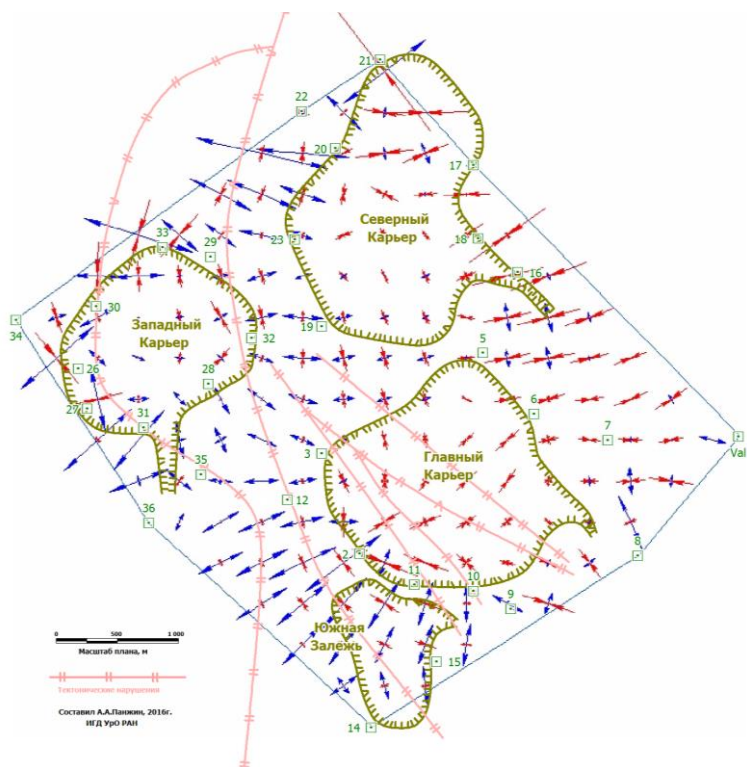


Рисунок 1 – Поле деформаций на Качканарском геодинамическом полигоне по результатам моделирования методом конечных элементов

Таким образом, для горнодобывающих предприятий актуальной проблемой геомеханического обеспечения эффективного и безопасного освоения месторождений твердых полезных ископаемых является выявление параметров и закономерностей формирования исходного напря-

женно-деформированного состояния массива горных пород, как это было реализовано при геодинамическом мониторинге современными геодезическими методами на карьерах Качканарского ГОКа, особенно при визуализации деформационных полей (рис. 1) геоинформационными методами [4, 5], а также в виде дивергенции – одной из дифференциальных характеристик векторного поля деформаций, определяемого аналитическим путем (рис. 2).

Для решения задачи обеспечения безопасности открытой и комбинированной геотехнологии необходимо:

- оценить экспериментально уровень современных геодинамических движений и параметры формируемого ими напряженно-деформированного состояния, изменяющегося во времени;
- исследовать степень неоднородности напряженно-деформированного состояния, обусловленную вторичным структурированием массива горных пород под влиянием современных геодинамических движений и формирования вторичного поля напряжений в области влияния горных работ.

Таким образом, необходимо получение инструментальным путем двух основных видов информации: параметров интегрального движения массива, вызванных природными и техногенными факторами, а также данных об иерархически блочной структуре горного массива и его изменениях во времени [6].

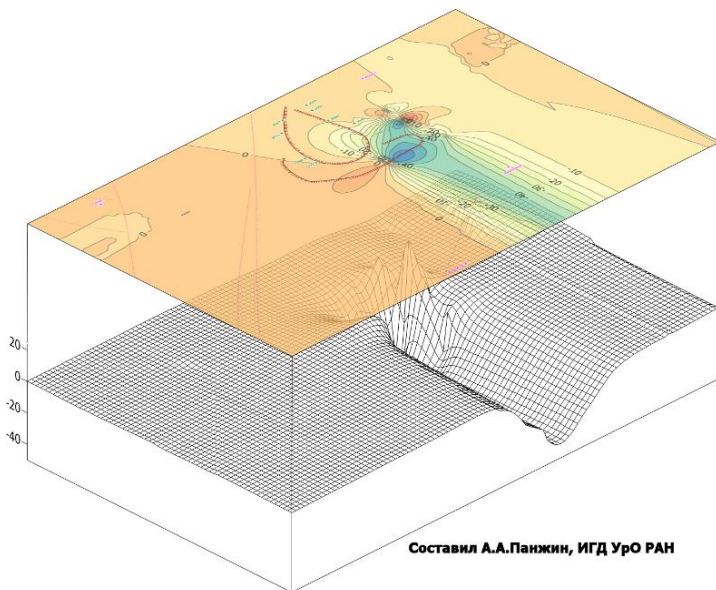


Рисунок 2 – Дивергенция поля деформаций в районе Киёмбаевского месторождения хризотил-асбеста

3 Результаты исследований

Данные о параметрах интегрального движения горного массива возможно получить только прямыми маркшейдерско-геодезическими методами с использованием комплексов спутниковой (ГНСС), традиционной (тахеометры и нивелиры) геодезии и комплексов трехмерного лазерного сканирования. При этом в основу методики заложены многократные мониторинговые измерения сдвижений: либо специально оборудованных реперов, включающих пункты ГГС (Государственной геодезической сети), ОМС (Опорной маркшейдерской сети) и наблюдательных станций, в том числе специальных (рис. 3), либо облака точек непосредственно поверхностей горного массива и охраняемых объектов (рис. 4).

Сопоставление исходных и переопределенных в результате мониторинга пространственных координат реперов и трехмерных поверхностей позволяет математически построить как векторы интегральных сдвижений, так поле главных деформаций в горизонтальной и вертикальной плоскостях. При этом охват измерениями маркшейдерско-геодезическими измерениями изменяется от десятков и сотен километров, до первых метров [7].

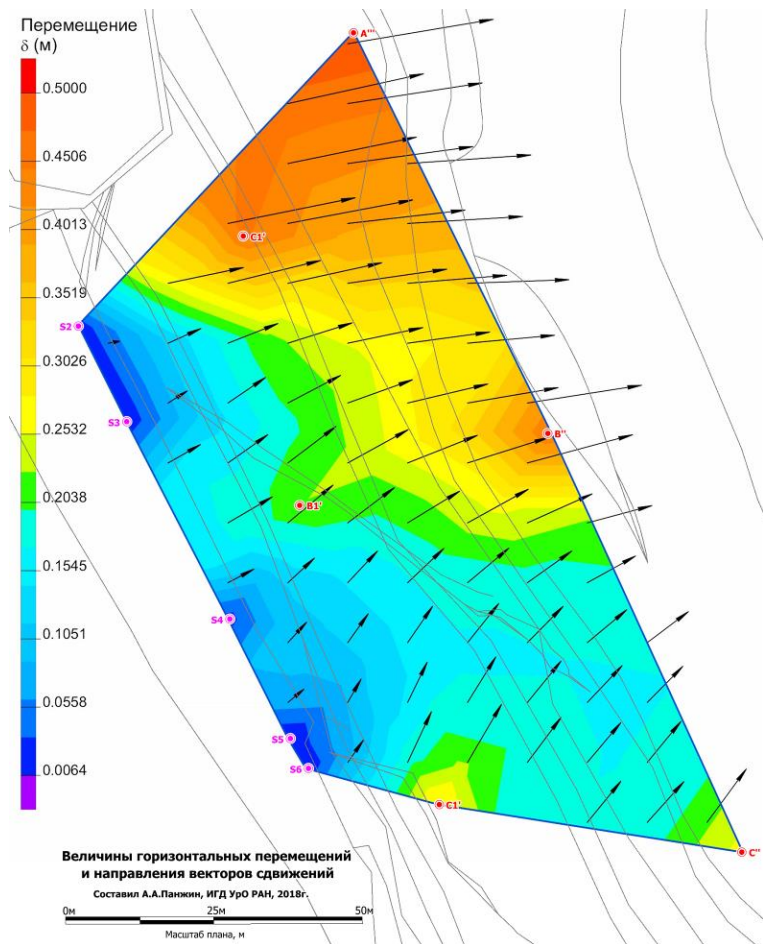


Рисунок 3 – Величины горизонтальных перемещений и их направления

Далее, путем группировки данных о процессе сдвижения выделяются основные кластеры деформируемых структурных блоков и определяются границы между ними. Также, по результатам геомеханического моделирования, производится сопоставление теоретической и фактической моделей деформирования массива, нарушенного техногенной выемкой и определяются параметры не только вторичного, но и исходного поля напряжений. Сопоставление моделей, в которых массив представлен упругой однородной средой с моделями МКЭ (метода конечных элементов) и фактическими данными, полученными прямыми деформационными измерениями, показало их адекватность для решения ряда геомеханических задач.

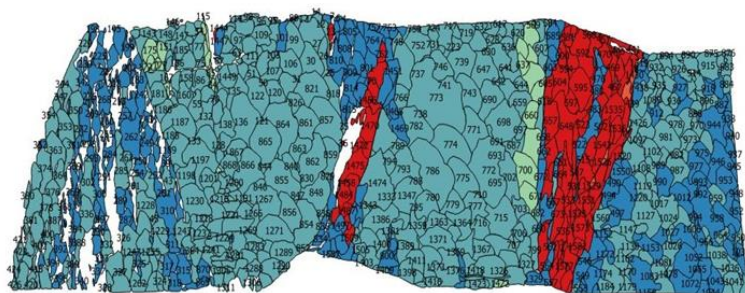
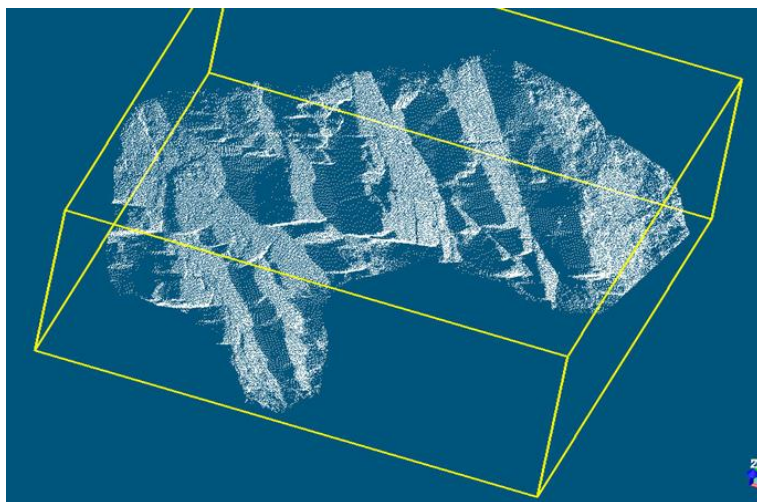


Рисунок 4 – Исследование на локальных участках сдвижений и структуры породного массива методами трехмерного лазерного сканирования

Поскольку при проведении маркшейдерско-геодезических измерений на первом этапе определяются вектора пространственных сдвижений, одной из важных задач является определение «условно неподвижных» пунктов, по которым центрируются и ориентируются в пространстве геометрические построения. В горном массиве, постоянная подвижность которого является одной из форм существования геологической среды, такие исходные пункты выделить невозможно [8]. Для решения задачи центрирования и ориентирования геодезических сетей применяется их привязка к сетям постоянно действующих станций IGS (International GNSS service) или CORS (Continuously operating reference station), что позволяет при многократных сериях мониторинговых измерений выявить трендовые движения реперов в общеземной системе глобальных координат ITRF (International terrestrial reference Frame) и выделить опорные

пункты, которые можно принять за «условно неподвижные» [9-10].

Другим путем решения указанной задачи, позволяющим произвести центрирование и ориентирование геодезической сети в условиях отсутствия многократных серий мониторинговых измерений, является формирование «равновесной системы» с соблюдением принципа МНК (метода наименьших квадратов) для векторов сдвижений. При этом в формировании «равновесной системы» принимаются пункты ГГС, расположенные на удалении от крупных геологических структур и, по результатам геомеханического моделирования техногенного воздействия, вне областей значительного нарушения изостатического равновесия.

Данные об иерархически блочной структуре горного массива и его изменениях во времени возможно получить как прямыми маркшейдерско-геодезическими методами, так и косвенными геофизическими. Среди прямых методов необходимо отметить дистанционные, при использовании которых не происходит непосредственного контакта с исследуемым объектом. Наиболее хорошо для решения указанной задачи себя зарекомендовали методы лазерного сканирования, локальных наземной и воздушной аэрофотоъемки.

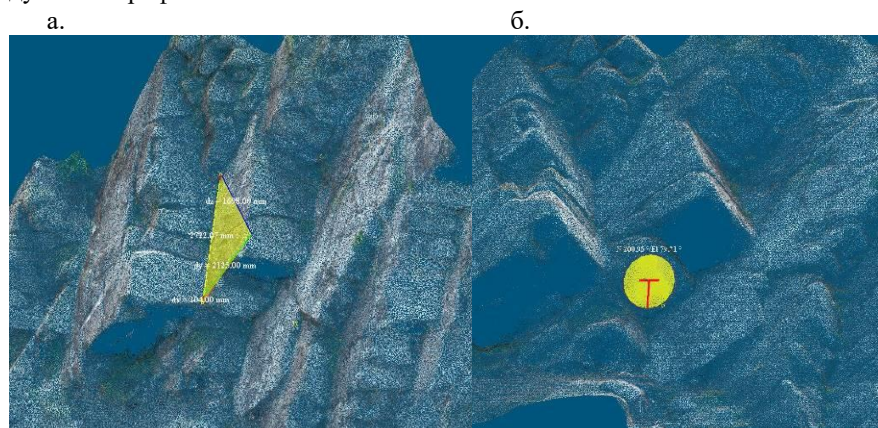


Рисунок 5 – Определение параметров иерархических блоков, слагающих породный массив, по результатам трехмерной съемки: *а* – определение размеров блоков; *б* – определение элементов залегания по отдельным блокам

В результате данных видов съемки формируется трехмерное облако точек заранее заданной плотности, каждая точка которого имеет определенные с высокой точностью пространственные координаты, цветовые и отражающие характеристики. При однократном получении трехмерной модели исследуемого объекта, который может быть представлен геологическим обнажением, карьером или его локальным участком, отвалом, зоной обрушения, охраняемым объектом и проч., выявляются графически или с помощью математических фильтров выделения граней и нарушения сплошности, элементы залегания и размеры иерархических блоков,

слагающих массив. (Рис. 5). При исследовании дистанционными методами состояния охраняемых объектов полученная фактическая трехмерная модель здания или сооружения сопоставляется с его исходными геометрическим параметрами, при этом проверяются размеры конструктивных элементов, их выдержанность в вертикальной и горизонтальной плоскостях и проч. Это позволяет определить значения коэффициентов трещиноватости и структурного ослабления породного массива, которые используются в качестве основных исходных данных при оценке устойчивости бортов и уступов карьеров аналитическими методами.

В случае организации мониторинговых исследований дистанционными методами, по результатам сопоставления трехмерных моделей выявляется динамика трансформации геологической и техногенной среды во времени, в том числе скорости и пространственные направления смещений иерархических блоков, раскрытие или смыкание трещин, закономерности формирования оползневых участков и проч.

4 Заключение

Таким образом, комплексные исследования условий отработки месторождений, выполненные с использованием геодезических и геоинформационных методов, позволяют повысить безопасность ведения горных работ приоткрытой и комбинированной геотехнологиях и сделать следующие основные выводы:

1. В структурном строении массива горных пород всегда имеет место значительная неоднородность, определяющее мозаичное формирование напряженно-деформированного состояния. В бортах карьера, как правило, присутствуют зоны с повышенной трещиноватостью пород, в подавляющем большинстве согласующиеся с тектоническими нарушениями.

2. Комплексное рассмотрение структурных особенностей массива горных пород и закономерностей распределения параметров вторичного напряженно-деформированного состояния позволяет провести теоретические расчеты устойчивости проектных параметров бортов карьера и выполнить их пространственное геоинформационное моделирование.

3. Для обеспечения устойчивости бортов карьеров и реализации имеющегося, как правило, резерва по устойчивости необходимо проведение действенного регулярного контроля за деформационными процессами современными методами инструментального контроля и геоинформационного моделирования.

4. Для обеспечения безопасности горных работ предполагается задействовать три уровня контроля за развитием деформационных процессов в прибортовом массиве и откосных сооружениях карьеров:

- Дискретные наблюдения за трендовыми смещениями реперов существующей наблюдательной станции, представленной, как правило, реперами ГГС и ОМС.

- Объемные наблюдения за деформированием откосных сооружений методом лазерного сканирования.

- Мониторинг изменений параметров среды прибортового массива

геофизическими методами.

- Геоинформационное моделирование геомеханической обстановки.

Приведенные выше комплексные методы исследования напряженно-деформированного состояния массива и его геоинформационного моделирования были апробированы и успешно внедрены на ряде горнодобывающих предприятий Урала и Казахстана: железорудных карьерах ССППО, асбестовых карьерах Урала и Казахстана (Киембаевском и Джигитгаринском).

Список литературы

1. Панжин А. Опыт решения задач геомеханики на горных предприятиях / Панжин А., Сашурин А. // Инженерная защита. - 2016. - № S2 (13). С. 88-99.

2. Панжин А.А. Устойчивость бортов карьеров в условиях формирования напряженно-деформированного состояния под воздействием современных геодинамических движений / Панжин А.А., Сашурин А.Д., Панжина Н.А. // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). - 2017. - № S24. С. 59-67. DOI: 10.25018/0236-1493-2017-11-24-59-67.

3. Сашурин А.Д. Особенности формирования напряженно-деформированного состояния породного массива при комбинированной разработке месторождений / Сашурин А.Д., Панжин А.А., Коновалова Ю.П., Панжина Н.А. // Горный журнал. - 2018. - № 5. С. 43-49. DOI: 10.17580/gzh.2018.05.05.

4. Панжин А.А. Методика и результаты геодинамического мониторинга на карьерах Качканарского ГОКа / Панжин А.А., Панжина Н.А. // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). - 2015. - № S30. С. 338-348.

5. Панжин А.А. Визуализация характеристик деформационных полей по данным геодезических наблюдений / Панжин А.А., Мазуров Б.Т., Силаева А.А. // Проблемы недропользования. - 2015. - № 3 (6). С. 13-18. DOI: 10.18454/2313-1586.2015.03.013.

6. Панжин А.А. Геодезическое обеспечение геодинамического мониторинга объектов недропользования / Панжин А.А., Сашурин А.Д., Панжина Н.А., Мазуров Б.Т. // Вестник СГУГиТ (Сибирского государственного университета геосистем и технологий). - 2016. - № 4 (36). С. 26-39.

7. Ефремов Е.Ю. Исследование геомеханических условий разработки Киембаевского месторождения открытым способом / Ефремов Е.Ю., Панжин А.А., Харисов Т.Ф., Харисова О.Д. // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. - 2018. - № 4. С. 35-45. DOI: 10.21440/0536-1028-2018-4-35-45.

8. Кузьмин Ю. О. Современная геодинамика опасных разломов // Физика Земли. 2016. № 5. С. 87–101. DOI: 10.7868/S0002333716050070.

9. Панжин А.А. Исследование геодинамических движений CORS для обоснования методики контроля процесса сдвижения на месторождениях

Уральского региона // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2015. № 1 (49). С. 22-26.

10. Gao Jing-Xiang, Hu Hong Advanced GNSS technology of mining deformation monitoring // Procedia Earth and Planetary Science. 2009. Vol. 1. Iss. 1. P. 1081-1088.

УДК 622.002

М.В. Рыльникова, Н.А. Митишова
ИПКОН РАН, г. Москва, Россия

МЕХАНИЗМ РАСПРОСТРАНЕНИЯ ВЗРЫВНОЙ ВОЛНЫ В УСЛОВИЯХ ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА ПРИ РАЗРАБОТКЕ КОЛЧЕДАНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ*

Устойчивая тенденция возрастающих объемов добычи минерального сырья и интенсификация горных работ в России приводит к значительному загрязнению среды обитания человека, увеличению контакта с загрязняющими веществами природных экосистем: атмосферы, гидросферы и литосферы. В связи с этим, особую значимость приобретает контроль объектов окружающей среды и, в первую очередь, состояния воздушной атмосферы на поверхности и в самих горно-технических системах. В решении этой проблемы важную роль играет, прежде всего, оценка вида и концентрации рудничной пыли, присутствующей в атмосфере подземного рудника. В горном деле для предотвращения пылеобразования, как правило, применяют мокрое бурение шпуров, скважин с орошением массива. Однако, эти методы не позволяют в полной мере улавливать и осаждать рудничную пыль. На сегодняшний день очевидным является факт, что проблема пылеобразования с изучением условий формирования и свойств рудничной атмосферы, включая оценку состава и размера техногенных наночастиц, находится на стадии накопления информации и поиска новых идей [1-2].

Согласно Горной энциклопедии [3], под производственной пылью понимают дисперсную систему, состоящую из частиц твердых веществ разнообразной формы, размера и физико-химических свойств, образующихся в результате производственной деятельности. Размер частиц рудничной пыли изменяется от долей мкм до 100 мкм. В зависимости от размеров частиц производственных пылей их подразделяют на: грубые (от 10 до 100 мкм), заметные невооруженным глазом и оседающие достаточно быстро; микроскопические (от 0,25 до 10 мкм), видимые в обычные оптические микроскопы и оседающие в неподвижном воздухе с постоянной скоростью; субмикроскопические (менее 0,25 мкм), обнаруживаемые только при помощи электронных микроскопов, постоянно находящиеся в состоянии хаотичного движения и практически не оседающие. Наличие производственной пыли в горных выработках приводит к необходимости

* Исследования выполняются в рамках темы ИПКОН РАН 0138-2014-0001

ведения и соблюдения пылевзрывобезопасного режима в подземных выработках рудника, разрабатывающих месторождения колчеданных руд. Известно, что отложившаяся на поверхности выработок и витающая в атмосфере рудника сульфидная пыль является потенциально взрывоопасной средой. Это обуславливает необходимость проведения оценки взрывоопасности формируемого пылевого облака, изучения закономерностей распространения сульфидной пыли по горным выработкам.

Важно отметить, что при разработке колчеданных месторождений взрывы сульфидной пыли являются особенно опасными. Рудничная пыль – это объект, требующий особого аналитического контроля. Немаловажными факторами, влияющими на состояние рудничной атмосферы, являются не только химический состав частиц, но и их размер. Для сульфидосодержащих пород предельный максимальный диаметр минеральных зерен составляет 300 мкм [3], и именно частицы такого и меньшего диаметра наиболее взрывоопасны.

Специфичность условий ведения взрывных работ на колчеданных рудниках определена, прежде всего, взрывоопасностью образовавшегося облака сульфидной пыли. Безопасность производства взрывных работ при проведении горных работ в забоях, опасных по взрыву пыли, обеспечивается осуществлением ряда специальных мероприятий, выбор которых в современных условиях требует проведения серьезного фундаментальных и экспериментальных исследований, в том числе в промышленных условиях.

Чтобы обеспечить пожаро- и взрывобезопасность таких технологических процессов, как бурение, зарядание и взрывание сульфидных руд, при отработке колчеданных месторождений были изучены характеристики процессов распространения взрывной волны и горения сульфидной пыли, формирующейся при проведении технологических процессов, как основа для рассмотрения механизма и критических условий взрыва сульфидной пыли в условиях подземной разработки месторождений колчеданных руд.

Для разработки методов предотвращения, обеспечения безопасного и продуктивного функционирования горно-технических систем были выбраны приоритетные направления исследований:

- изучен механизм распространения сульфидной пыли;
- выполнен анализ критических условий возникновения взрыва сульфидной пыли с оценкой наличия тонкодисперсных частиц;
- усовершенствованы методы контроля содержания в атмосфере рудника пылевого аэрозоля с присутствием наночастиц, непрерывно находящихся во взвешенном состоянии и не оседающих на поверхности стенок выработки.

Основным сырьем для получения цветных металлов служат многокомпонентные колчеданные (сульфидные) руды. Около 75% всего мирового производства меди обеспечивается переработкой именно колчеданных руд [4]. Колчеданные руды разделяют на серно-колчеданные, медно-колчеданные, медно-цинково-колчеданные, и полиметаллические. В ру-

дах медно-колчеданных месторождений присутствуют минералы меди – халькопирит, борнит, халькозин и др. Кроме того, в них преобладают сульфиды железа – пирит, пирротин, марказит. Месторождения полиметаллических руд включают сульфиды цинка, свинца, меди, олова, серебра и др. Следует отметить, что разработка таких месторождений осложнена тем, что колчеданные руды обладают высокой способностью к окислению, особенно в раздробленном и аэрозольном состоянии [5], а при известных условиях [6] могут быть и неоднократно являлись причиной возникновения взрывов сульфидной пыли в горных выработках.

Опираясь на полученные ранее результаты исследований [7-11], оценены риски реализации технологических процессов горного производства в части формирования взрывоопасных концентраций сульфидных аэрозолей в рудничной атмосфере. В этой связи установлено, что наибольшая опасность формирования взрывоопасного пылевого облака связана с процессами бурения и взрывания массива сульфидных пород, так как при этом пылеобразование происходит с наибольшей интенсивностью.

Сформировавшаяся в ходе бурения и взрывания пород сульфидная пыль образует пылевое облако с повышенным содержанием соединений серы, в том числе в виде тонкодисперсных аэрозолей, что является необходимым условием возникновения распространения фронта пламени. Пылевое облако отбрасывается на значительное расстояние вентиляционной струей по длине горной выработки. Пыль, осаждаясь, накапливается на стенках выработки, оборудований, трубопроводах и иных конструкций. После взрыва в результате воздействия воздушной и сейсмической волны пыль переходит во взвешенное состояние с образованием взрывоопасной концентрации тонких образований сульфидов.

Механизм возникновения взрыва сульфидной пыли связан с распространением по локальным источникам фронта открытого огня, либо продуктов горения к зоне, в которой накоплена в воздухе или на стенках выработки предельная концентрация сульфидной пыли, способная привести к мгновенному распространению фронта пламени с образованием газобразных продуктов взрыва и динамичным развитием процесса в ближайших слоях рудничной атмосферы, имеющих высокую температуру.

Учитывая большую теплопроводность сульфидов, значительно превосходящую теплопроводность безрудных пород, механизм воспламенения и распространения фронта пламени характеризуется стремительной, практически мгновенной динамикой развития процесса и определяется перманентной передачей энергии воспламенения ближайшему слою сульфидной пыли, имеющему высокую температуру, передаваемую газобразными продуктами взрыва. Затем, от воспламенённых частиц пыли взрывной импульс передается смежному слою негорящих частиц, и далее – к очередному.

Механизм воспламенения и распространения фронта пламени следующий [12-14]: тепловая энергия, выделяющаяся в процессах горения,

расходуется на нагрев смежного слоя более холодных частиц пыли, а также стенок выработки и газо-пылевой смеси. При этом протекание химических реакций интенсифицируется, а рост температуры носит адиабатический характер и повышается до температуры горения, сопровождаемой быстрым окислением сульфидов с выделением значительного количества тепла, что повышает взрывоопасную температуру смеси. Процесс окисления имеет скачкообразный характер и переходит из кинетического в диффузионный режим, при этом момент перехода определяется температурой воспламенения сульфида.

Проведенный анализ и выполненные исследования позволили определить, что необходимыми и достаточными условиями безопасности для исключения воспламенения сульфидной пыли в рудничной атмосфере являются:

- количество и плотность распределения сульфидной пыли в горной выработке не должны приводить к формированию требуемого для теплообмена сближения пылевых частиц;

- исключение наличия в горной выработке проводников распространения фронта пламени или тепловых процессов – неизолированного кабеля, проводов, металлической крепи, оборудования, приводящих к расширению зоны воспламенения; при этом необходимо применять изолирующие вещества или элементы: орошение массива вокруг выработок и очистных забоев водой или негорючей жидкостью, формировать заслон, что сокращает, либо полностью препятствует распространению фронта пламени;

- методы пылеподавления должны препятствовать распространению по выработкам, в первую очередь, тонкодисперсной пыли, имеющей повышенную гидрофобность;

- температура источника воспламенения пылевого облака с высокой концентрацией сульфидов должна быть ниже критической;

- тепловая мощность источника горения должна быть невысокой и явно не достаточной для воспламенения пыли;

- в зоне горения количество выделяющегося тепла должно быть ниже тепловых потерь.

Накопленный опыт и проведенные ранее исследования [6-15] являются базовыми для дальнейшего развития основ пылевзрывобезопасности. Несмотря на полученные серьезные результаты исследований, проведенных в нашей стране и за рубежом, ученые до сих пор не решили проблему и не могут с высокой точностью прогнозировать риск возникновения взрывов сульфидной пыли, в том числе, с учетом содержания в воздухе, так называемой «нетрадиционной» тонкодисперсной пыли, наличие которой в атмосфере ранее не учитывалось.

Основной причиной этого является трудность выделения наночастиц из сложных полидисперсных образцов окружающей среды. Причем, используемые ранее методы разделения частиц не позволяли выделять весовые количества фракций, представленных наночастиц для их последующего изучения и количественного анализа. Данное направление исследу-

дований развивается в ИПКОН РАН и является актуальным и перспективным, поскольку наблюдается устойчивая тенденция увеличения в составе пыли тонкодисперсных частиц качественно изменяет условия взрывобезопасности в подземном руднике.

Авторами [2] отмечено, что ультрамелкие частицы материалов приобретают другие свойства. Они имеют повышенную способность сопротивления контакту с водой, т.е. гидрофобны, также имеют низкий коэффициент инерционного захвата и поэтому почти не выделяются в турбулентных потоках воздуха и не задерживаются инерционными пылеотделителями. Следовательно, в пыли, размер частиц которой составляет доли и десятки микрон, даже после орошения призабойного пространства водой продолжают находиться и непрерывно перемещаться во взвешенном состоянии, представляя собой пылевой канал, по которому при превышении предела концентрации сульфидов может распространяться фронт пламени.

Главной отличительно чертой современного обострения проблемы обеспечения пылевзрывобезопасности в подземном руднике являются произошедшие изменения в технологии бурения и взрывания при подготовке участка месторождения к выемке и добыче руд. С учетом уровня развития геотехнологий, а также с целью обеспечения пылевзрывобезопасности на рудниках, разрабатывающих колчеданные месторождения, важным является изучение образования и свойств ультрамелких частиц, разработка и внедрение геотехнологий, способствующих снижению образования тонких фракций пыли при разрушении массива горных пород. Это обуславливает выполнение исследования в части уточнения зависимости интенсивности пылеобразования, как фактора взрывоопасности, с учетом применения технологии бурения и взрывания в массиве колчеданных руд и вмещающих пород, а также разработки рекомендаций по обеспечению безопасных условий ведения подземных горных работ.

Внедрение в проектные решения установленных в ходе фундаментальных исследований и экспериментальных работ и приведенных по тексту статьи рекомендаций по обеспечению взрывобезопасности при разработке месторождений колчеданных руд позволит существенно улучшить состояние среды в горно-технической системе и будет способствовать сокращению травматизма и возникновению аварийных ситуаций при разработке таких месторождений.

Список литературы

1. Руководство по контролю вредных веществ в воздухе рабочей зоны: Справ. изд./ С.И. Муравьев, М.И. Буковский, Е.К. Прохорова и др. – М.: Химия, 1991. - 368 с.
2. Наночастицы в процессах разрушения и вскрытия геоматериалов. В.А. Чантурия, К.Н. Трубецкой, С.Д. Викторов, И.Ж. Бунин. – М., 2006. – 216 с.
3. Горная энциклопедия Т.4

4. Чернявский Э.И., Алешин А.С. и др. Взрывы сульфидной пыли и способы их предупреждения // Труды института УНИПРОМЕДЬ. 1967. Выпуск X. с. 89-95.

5. Рудничные пожары / А.А. Скочинский, В.М. Огиевский. – М.: изд., перераб. и доп.: Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», - 2011. – 376 с.

6. Инструкция по предупреждению взрывов сульфидной пыли на подземных рудниках, разрабатывающих пиритосодержащие колчеданные руды / СССР, 1991. - 26 с.

7. Огиевский В.М., Шапатын В.А. О воспламеняемости сульфидной пыли при разработке колчеданных руд // Цветные металлы. 1934. №8. С. 27-34.

8. Рыжков В.Н., Ягнышева Л.М. и др. Способы борьбы с пылью на медноколчеданных рудниках // Труды института УНИПРОМЕДЬ. 1970. Выпуск XIII, с. 119-123.

9. Chernobai, V.I., Moldovan, D.V. Model of formation of dust and gases in the explosion chamber of the blasthole charge in sulphur-containing ore // Journal of Industrial Pollution Control. 2017. Vol. 33(1). P. 804-808.

10. Рыльникова М.В., Радченко Д.Н., Митишова Н.А. Исследование условий и механизма взрыва пыле-воздушных смесей в горных выработках при подземной разработке колчеданных месторождений // Научные основы безопасности горных работ. – М.: ИПКОН РАН, 2018. – с.199-206.

11. Safety management of underground combustible sulphide dust // Guideline. Department of Industry and Resources / MOSHAB Approved. - December 1997. - Document No: ZMI578XC.

12. Смирнов В.И., Тихонов В.И. Обжиг медных руд и концентратов. - М.: Metallurgizdat, 1958. – 282 с.

13. Блох А.Г. Основы теплообмена излучением. – М.: Госэнергоиздат, 1962. – 331 с.

14. Жоров Г.А. Излучательная способность металлов // Теплофизика высоких температур. - № 3. – 1967. - С. 19-21.

15. Рыльникова М.В., Митишова Н.А., Гавриленко В.В. Разработка условий безопасности по фактору воздействия сульфидной пыли на среду обитания в горнотехнической системе // Проблемы создания экологически рациональных и ресурсосберегающих технологий добычи полезных ископаемых и переработки отходов горного производства: сб. тез. 4-ой Междунар. конф. по проблемам рационального природопользования. – Тула: ТулГУ, 2018. С. 99-104.

ОБОСНОВАНИЕ СТРУКТУРЫ ГОРНОТЕХНИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ С ВОЗМОЖНОСТЬЮ ПРЕОБРАЗОВАНИЯ ПОТЕНЦИАЛЬНОЙ ЭНЕРГИИ ПЕРЕТОЧНЫХ ШАХТНЫХ ВОД РУДНИКА В ЭЛЕКТРИЧЕСКУЮ*

Аннотация. Одно из основных направлений развития научно-методических основ проектирования подземных рудников – является повышение энергоэффективности горного производства, включая возможность генерации электроэнергии от сторонних источников в ходе реализации геотехнологических процессов. В работе представлены результаты исследований по обоснованию структуры горнотехнической системы (ГТС) с учетом преобразования потенциальной энергии переточных вод рудника в электрическую.

Введение

Возрастающие затраты на добычу полезных ископаемых на фоне увеличения глубины и протяженности выработок, роста объемов добычи, ухудшения природных качеств полезных ископаемых указывают на необходимость проведения мероприятий по повышению энергоэффективности горных предприятий. Существуют два направления повышения энергоэффективности [1]:

- снижение себестоимости единицы выпускаемой продукции путем реорганизации рабочего времени, переноса энергоёмких процессов на темное время суток, модернизацией оборудования и т. д.;
- поиск новых, более дешёвых источников электрической энергии.

Актуальность исследований заключается в перспективном использовании энергетического потенциала потоков шахтных вод, как интегрированного в ГТС источника электрической энергии [2-5].

Исследование влияния структуры ГТС на возможность производства электрической энергии

В 2018 году сотрудниками ИПКОН РАН на шахте «Центральная» АО «ЮГК» в условиях подземного рудника проведена апробация возможности преобразования потенциальной энергии шахтных вод, перепускаемых самотёчно по межгоризонтным скважинам [6]. В роли преобразователя энергии потока выступила гидротурбинная установка малой мощности (рис.1).

* Исследования выполняются в рамках темы ИПКОН РАН 0138-2014-0001

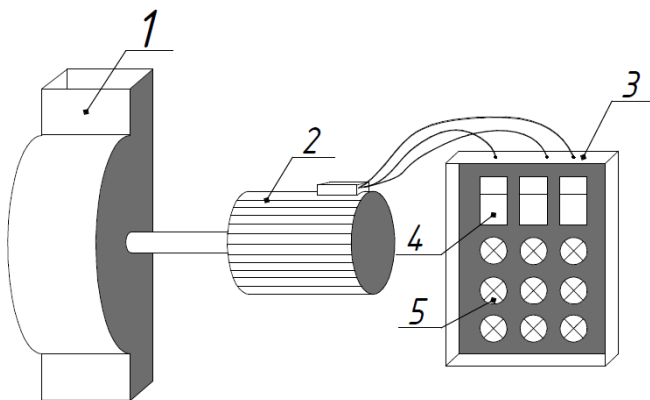


Рисунок 1 – Структурная схема экспериментальной установки: 1 – гидротурбина, 2 – электрогенератор, 3 – щит активной нагрузки и контроля электрических параметров, 4 – прибор для измерения напряжения (вольтметр), 5 – активная нагрузка (лампы накаливания)

В процессе проведения испытаний установлено, что узлы гидротурбинной установки положительно зарекомендовали себя и выдержали все приложенные к ним нагрузки, а также обеспечили надежную и безопасную работу в номинальном режиме.

Вместе с тем, установлено, что действующая в настоящее время на шахте система водоотлива проектировалась и изменялась по ходу ведения горных работ без каких-либо критериев по энергоэффективному перепуску гидротоков. Именно этот фактор не позволяет в полной мере использовать энергию шахтной воды для преобразования в электрическую. Структурная схема функционирующей системы водоотлива в шахте с соблюдением пропорций представлена на рис.2.

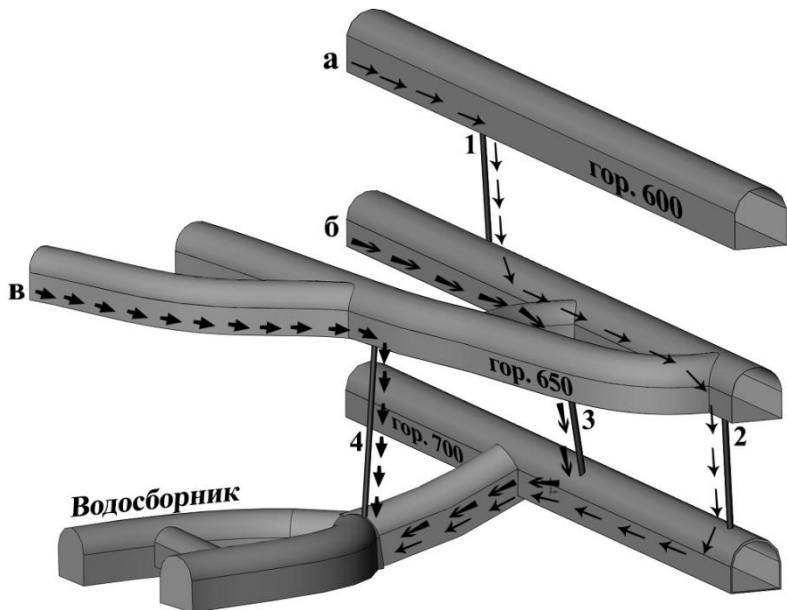


Рисунок 2 – Структурная схема водоотливной системы, 1-4 – перепускные, межгоризонтные скважины; а, б, в – направление потоков шахтной воды в выработках горизонтов 600, 650 и 700 соответственно.

Приводя рис. 2, следует уточнить, что движение потока шахтной воды по водоотливным каналам внутри выработок осуществляется слева направо (по направлению потоков а, б, в). Функции каждого элемента перепускной системы:

- скв.1 – является единственным связующим перепускным звеном гор. 600 и 650;
- скв.2, логическое продолжение скв.1, где шахтная вода (рис.2, а), проходя по скв.1, попадает на гор.650 и далее в самотечном режиме по перепускному каналу (не пересекаясь с естественным водопритокотом горизонта) направляется в скв.2.
- скв.3 – осуществляет перепуск естественного водопритокот с гор.650 на гор.700 (рис.2, б), где, объединяясь с приемным трубопроводом скв.2 (рис.2, а), шахтная вода попадает в водосборник гор. 700;
- скв.4 – принимает водоприток (рис.2, в) с боковых выработок гор 650 и направляет в водосборник гор.700.

Представленная схема водоотлива, безусловно, выполняет свою главную функцию, а именно, отвод воды из зоны ведения горных работ, но использование энергии гидропотоков водоотливной системы в подобной конфигурации крайне невыгодно [7]. Детальное описание переточных скважин и приемных трубопроводов в пределах гор. 700 представлено на рис.3.

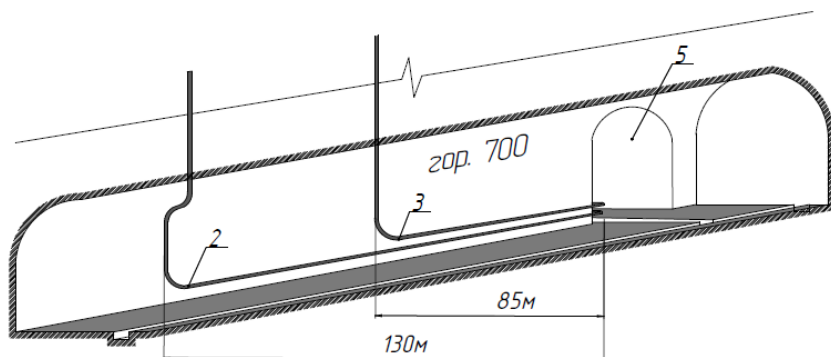


Рисунок 3 – Схема расположения приемных трубопроводов 2 и 3 одноименных скважин (левый борт выработки гор.700); 5 – место сброса шахтной воды в водосборник.

Из рис.3 видно, что по выработке гор.700 гидропотоки десятки метров «проходят» в обратном направлении, несколько раз меняя траекторию движения, тем самым теряя всю накопленную ранее потенциальную энергию.

Для получения значимых объемов генерации электрической энергии необходимо проектировать схему водоотлива с учетом следующих условий:

- отсутствуют пересечения потоков в схеме водоотлива;
- исключены резкие изменения направления потоков;
- отсутствуют протяженные горизонтальные участки на пути следования гидропотоков;
- неизменно сечение, погонное сопротивление и другие характеристики разнородных инженерных сооружений для транспортировки гидропотоков;
- присутствуют технологические места, пригодные для интеграции гидроустановки.

С учетом указанных рекомендации предложена новая перепускная система, показанная на рис.4.

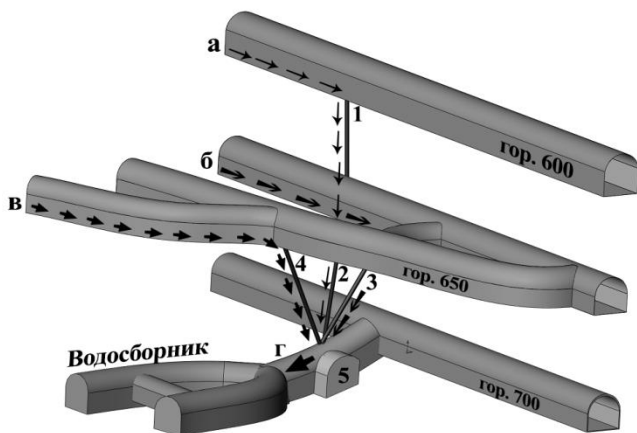


Рисунок 4 – Структурная схема новой водоотливной системы; 1-4 – перепускные, межгоризонтные скважины; 5 – вспомогательная технологическая выработка для монтирования и обслуживания гидротурбинной установки; а, б, в – направление потоков шахтной воды в выработках горизонтов 600, 650 и 700 соответственно; г – направление потока шахтной воды с гидротурбинной установки

Переработанная структурная схема системы переточных скважин выглядит следующим образом:

- скв.1 – по-прежнему связывает гор. 600 и 650;
- скв.2 также является прямым продолжением скв.1, но без выхода шахтной воды в полость выработки гор.650;
- скв.3 смещена выше по течению шахтной воды (в плоскость скважин 1 и 2);
- спроектирована вспомогательная выработка 5 для монтирования и обслуживания гидротурбинной установки;
- скв.4 с прежнего места изменила направление в сторону выработки 5;

Результатом такого преобразования ГТС является возможность съема значимого объема энергии с минимальными потерями в переточных скважинах. Также преимуществом данной схемы является отсутствие горизонтальных участков приемного трубопровода, что значительно снизит сопротивление стенок инженерных сооружений для транспортировки гидропотоков ввиду их однородности и вертикальной направленности.

Заключение

Спроектированные вновь переточные скважины системы водоотлива позволяют внедрить гидротурбинную установку малой мощности для производства электрической энергии. Также преимуществами такой системы являются объединение стоков межгоризонтные скважин для увеличения гидропотоков и обеспечение накопления потенциальной энер-

гии, что, безусловно, положительно сказывается на объемах генерации энергии и повышению КПД гидроустановки.

3D модель выработок (рис 4.) создана для будущих исследований в области проведения имитации движения гидропотоков по переточным скважинам и оценки потенциала и экономической составляющей проекта.

Список литературы

1. А. да Роза. Возобновляемые источники энергии. Физико-технические основы: учебное пособие / пер. с англ. Под редакцией С.П. Малышенко, О.С. Попеля. – Долгопрудный: Издательский дом «Интеллект»; М.: Издательский дом МЭИ; 2010. –704 с.: ил.

2. Рыльникова М.В., Струков К.И. Возобновляемые источники энергии при техногенном преобразовании недр земли: перспективные технологические решения // Экологическая, промышленная и энергетическая безопасность - 2017 Сборник статей по материалам научно-практической конференции с международным участием. Под редакцией Ю.А. Омельчук, Н.В. Ляминой, Г.В. Кучерик. 2017. С. 1161-1165.

3. Рыльникова М. В., Струков К.И., Олизаренко В.В., Туркин И.С. Перспективы применения и оценка параметров энергоэффективных геотехнологий при комплексном освоении месторождений // Горный журнал, 2017, № 11, С. 71-76.

4. Рыльникова М.В., Галченко Ю.П. Возобновляемые источники энергии при освоении земных недр – М.: ИПКОН РАН, 2015. – 122 с.

5. Каплунов Д. Р., Рыльникова М. В. Возобновляемые источники энергии как георесурс в системе техногенного преобразования недр // Горный журнал, 2015. – №9. – с. 44-49.

6. Рыльникова М.В., Струков К.И., Туркин И.С. Опытнo-промышленная апробация инновационной технологии преобразования энергии шахтных потоков гидросмесей в электрическую // Материалы международной научно-практической конференции «Современные технологи в горном деле и при первичной переработке минерального сырья», 2018, С. 14-20.

7. Radchenko D.N., Bondarenko A.A. Mining engineering system as an energy asset in industry 4.0 // E3S Web of Conferences, Rudenko International Conference "Methodological Problems in Reliability Study of Large Energy Systems", RSES 2018; Irkutsk; Russian Federation; Volume 58, , № 01009, 10 October 2018.

ЗАКОНОМЕРНОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВЫХ ПОТОКОВ КАК БАЗА ИМИТАЦИОННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ НОВОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО УКЛАДА РАЗВИТИЯ ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКОВ*

Аннотация. В работе представлено комплексное исследование возможности использования технологии предварительной концентрации руд в подземных условиях. Предложено решение, позволяющее утилизировать отходы сепарации внутрируднично, т. е. без выдачи их на поверхность - в составе твердеющей закладочной смеси с использованием подземных передвижных закладочных комплексов модульного типа. По мнению авторов статьи, только комбинация подземных установок внутрирудничной сепарации с этими закладочными комплексами обеспечивает развитие систем управления качеством добываемого сырья при новом технологическом укладе развития горнотехнических систем. Представлена имитационная модель их совместной эксплуатации и ее анализ, по результатам которого выявлены закономерности формирования технологических свойств минерально-сырьевых потоков при реализации такого геотехнологического решения.

Ключевые слова. Новый технологический уклад, бедные руды, некондиционное сырье, минерально-сырьевые потоки, подземная разработка, передвижные закладочные комплексы, подземные рудосортировочные станции, имитационное моделирование

Введение

Общезвестно, что в связи с высокими темпами добычи полезных ископаемых, происходит истощение месторождений, расположенных на малых и средних глубинах [1]. Большая часть оставшихся перспективных месторождений низкого качества имеют сложную структуру рудных тел, характеризуются отдалённой географией и залегают на больших глубинах. Так, промышленное содержание меди и цинка в перспективных месторождениях уже достигает 0,5 %, а согласно докладу [2] по состоянию на 1.01.2017 г. из учтённых 172 коренных месторождений меди, 12 отнесено к забалансовым, из 59 коренных месторождений никеля, 15 – забалансовые. Вместе с тем, на всех без исключения подземных рудниках имеются многомиллионные запасы забалансовых руд. Очевидно, что дальнейшее расширение минерально-сырьевой базы будет связано с включением в нее ныне забалансовых запасов, разработка решений по освоению которых сейчас является перспективной задачей.

В работе [3] отмечается, что протекающий в настоящий момент этап

* исследования выполняются при поддержке РФФИ (грант 18-05-00114)

развития горного производства – становления нового технологического уклада – связан с возможностями получения и обработки больших объемов высокоточной информации о горнотехнической системе, точным управлением объемами и качеством добываемых полезных ископаемых. Таким образом, можно заключить, что актуальным направлением освоения запасов, относимым в настоящее время к забалансовым, с учетом существующих технологических трендов является оперативный анализ формирующихся рудничных потоков, их объемов и качества, а также способов управления последним. Наилучшей реализацией этой идеи является внутрирудничная покусковая сепарация. Тем не менее, такая технология не нашла в настоящий момент широкого распространения, в том числе ввиду необходимости внутрирудничной утилизации значительного количества отходов сепарации.

Для решения этой проблемы предложена комбинированная геотехнология, предусматривающая сочетание новых технических средств, открывающих принципиально иные возможности технологий внутрирудничной сепарации и закладки выработанных пространств. Они базируются на внутрирудничной сепарации добываемого сырья с применением высокоскоростных рентгенорадиометрических сепараторов и подземных передвижных закладочных комплексов модульного типа [4; 5]. Целью настоящей работы является исследование закономерностей формирования технологических свойств минерально-сырьевых потоков при сочетании этих геотехнологий, когда отходы внутрирудничной сепарации без выдачи на поверхность поступают к подземным передвижным закладочным комплексам, которые в свою очередь обеспечивают закладку заданных объемов выработанных пространств с требуемой интенсивностью.

Методы исследования

Для оценки свойств бедных забалансовых медно-колчеданных руд и вмещающих пород в качестве модельной среды были отобраны материалы Октябрьского и Сибайского месторождений. Выполнен анализ их текстурно-структурных особенностей и вещественного состава. Методами аналитической химии определено содержание элементов в усредненной пробе и участках с высокой минерализацией (рудные гнезда).

Для выбора доступных технологий подземной покусковой сепарации медно-колчеданных руд выполнен обзор существующих и применяемых в России на рудных месторождениях комплексов сепарации, оценен опыт работы рудников за рубежом по данной технологии и современные достижения в области внутрирудничной сепарации.

Сформирована принципиальная схема комбинированной геотехнологии подземной разработки бедных многокомпонентных руд. Методом «Material Flow Analysis» разработана диаграмма, отражающая движение минерально-сырьевых потоков, а также взаимосвязь параметров технологических процессов.

На основе опыта применения покусковой сепарации, свойств изучаемых руд медно-колчеданных месторождений, а также диаграммы движе-

ния минерально-сырьевых потоков создана агентная имитационная модель подземного рудника, предполагающего использование этажно-камерной системы разработки с твердеющей закладкой выработанного пространства, включающая подсистемы (агенты), имитирующие работу комплексов транспортного и погрузо-доставочного оборудования (автосамосвалы и ПДМ), подземных передвижных закладочных комплексов модульного типа, станций внутрирудничной сепарации, складов продуктов и отходов горного производства, бункеров, рудоспусков, сети горных выработок, а также обрабатываемых камер. Для решения указанных задач было принято программное обеспечение, позволяющее создавать агентные имитационные модели, характеризующие новый технологический уклад горного производства. Среда Anylogic позволяет имитировать работу объектов горнотехнической системы любой сложности на базе языка программирования Java. Именно это позволило оценить особенности взаимодействия подземных комплексов, а также формирующихся в ходе их эксплуатации минерально-сырьевых потоков.

Результаты исследований

Исследования структурно-текстурных особенностей забалансовых медно-колчеданных руд Октябрьского месторождения показали, что в усреднённых порциях такой рудной массы содержание меди составляет менее 0,2-0,4 %. Однако, исследования подготовленных разрезов кусков руды размером -250+20 мм (рис. 7) убедительно свидетельствуют о крайне неравномерной минерализации – во всех пробах выделены участки с высоким содержанием меди и цинка.

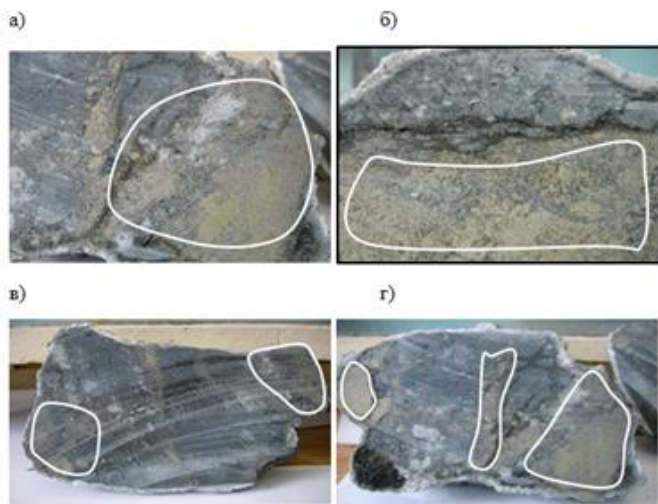


Рисунок 1 – Результаты исследования структурно-текстурных особенностей и химического состава бедных медно-колчеданных руд Октябрьского месторождения с содержанием меди менее 0,2 % (белым на рис. выделены «рудные гнезда» - обогащённые рудные участки)

Дальнейшее дробление кусков руды (рис. 7) позволило выделить эти высокоминерализованные участки, содержащие, соответственно, 0,42-0,8 % меди и 0,7-0,92 % цинка.

Таблица 1 – Химический состав «рудных гнёзд»

№ п/п	Содержание в исходной пробе							
	Железо, %	Медь, %	Цинк, %	Кадмий, %	Марганец, %	Серебро, г/т	Золото, г/т	Сера, %
1	13,41	0,42	0,51	0,001	0,077	3,0	0,7	7,58
2	9,89	0,60	0,91	0,011	0,057	8,0	0,7	8,76

Дальнейшее дробление кусков руды (рис. 7) позволило выделить эти высокоминерализованные участки, содержащие, соответственно, 0,42-0,8 % меди и 0,7-0,92 % цинка.

В выделенных обогащенных разностях установлено достаточно перспективное содержание золота и серебра – до 0,7 и 9 г/т, соответственно (табл. 2).

Оставшаяся часть бедных пород содержит отвальные концентрации компонентов, указанных в табл. 2. Именно их низкое среднее содержание определяет высокие затраты на добычу и, особенно на обогащение столь бедной рудной массы, отнесение этих руд к забалансовым и оставление на месте залегания.

Рисунок 2 – «Рудные гнёзда», выделенные в отдельный продукт

Наиболее перспективной технологией вовлечения в отработку такого бедного сырья является внутрирудничная покусковая сепарация. Она широко апробированная для условий переработки забалансовых руд открытой добычи на поверхности (рис. 7).



Рисунок 3 – Рудосортировочные комплексы на промплощадках Учалинского (а) и Гайского (б)

Несмотря на то, что технология рудничной рентгенометрической сепарации признана перспективной, энергоэффективной и экологически безопасной, имеющей быструю окупаемость, для промышленной добычи такие технологии непригодны т. к. имеют низкую производительность (табл. 2). Кроме того, данная технология не получила развития в подземных условиях, т. к. необходима узкая классификация по классам крупно-

сти, требуется создание многих бункеров, передаточных и сортировочных устройств.

Опираясь на проведённые ранее исследования [6–9], можно сделать вывод, что органическая интеграция метода подземной предварительной концентрации руд в традиционные системы разработки приведёт к значительному повышению эффективности горного производства, а также росту экономических и экологических показателей освоения недр.

Таблица 2 – Характеристики отечественных сепараторов согласно ТУ 3132-015-05820239-2001

Технические данные	Тип сепаратора			
	Двухпродуктовые			Трёхпродуктовый
	СРФ-4-50	СРФ-4-150	СРФ-2-300	СРФ4-3П-150
1. Классы крупности сортируемой руды, мм	10-60	30-150	60-300	30-150
2. Диапазоны класса крупности, мм	10-40	30-80	60-200	30-80
	20-40	30-100	80-250	30-100
	20-50	40-120	100-250	40-120
	20-60	40-150	150-300	40-150
3. Производительность, т/ч	3-8	10-25	20-50	10-20
4. Потребляемая мощность, кВт, не более	3,0	5,0	5,0	7,0

Идея предварительного обогащения руд не нова [10–13] и широко поддерживается различными промышленными и научными сообществами, однако и на сегодняшний день она не достаточно широко распространена в горнодобывающем производстве.

В первую очередь, подземное предварительное обогащение руд предполагает сокращение объёмов выдаваемых на поверхность отходов и соответствующее уменьшение площадей отвалов и хвостохранилищ. Также эффективным данное решение будет для месторождений залегающих на больших глубинах и расположенных в удалённых от развитой инфраструктуры регионах ввиду снижения транспортных издержек.

Экономические и экологические перспективы подземной сепарации побудили ряд крупных горнодобывающих компаний провести работы по исследованию возможности реализации этой геотехнологии на своих горных предприятиях. Так, испытания эффективности применения покусковой сепарации для условий подземного золотодобывающего рудника «South Deer» в Карлтонвилле, Южная Африка показали снижение эксплуатационных расходов с 78 до 71 дол США/т. Модификация технологической схемы рудника «South Deer» позволила выделить из рудничного потока 85% некондиционной рудной и породной массы путём предварительного радиометрического обогащения и привела к тому, что пока-

затель извлечения золота при обогащении стал достигать 98,7%. Однако ввиду невысокой производственной мощности, высокого качества руды и небольших эксплуатационных затрат эффект от применения предварительной концентрации оказался незначительным [14].

В 2004 году компания INCO провела исследования эффективности применения предварительной концентрации на руднике «McCreeley East», округ Садбери, Канада [15]. Технология Belt Sense даёт возможность модифицировать непрерывную конвейерную ленту таким образом, чтобы мгновенно получать телеметрические данные о составе транспортируемой руды в процессе её движения [15]. Рудные залежи месторождения представлены жилами халькопирита, пентландита, миллерита и борнита, толщина которых варьируется от 1 см до 6 м. Перспективность использования предварительной концентрации на предприятии обуславливалась в первую очередь сложной морфологией рудных тел. Помимо эффективности применения сепарации в условиях подземного рудника, анализ результатов также показал пригодность полученных в результате предварительной концентрации некондиционных руд для использования в качестве закладочного материала. Отходы представляли собой брекчиевидный материал размером от 9 мм до 75 мм [16].

Оценка параметров закладочных смесей полученных на основе отходов сепарации показали, что они пригодны для использования в качестве заполнителя закладочной смеси [14]. Также более детальный анализ горно-технической системы показал, что применение предварительной сепарации на рудниках Xstrata Nickel позволит снизить общее энергопотребление (на 9%-15%) и, как следствие, сократить выбросы парниковых газов [1].

Выполненный аналитический обзор позволяет заключить, что в качестве методов подземной предконцентрации необходимо рассматривать, в первую очередь, технологии способные сортировать куски крупных размеров и требующие минимальной инфраструктуры и пространства. Анализ предложений на рынке современного сепарационного оборудования показал, что в условиях подземного рудника наиболее успешно могут применяться рудосортировочные линии, основанные на использовании сенсоров [17; 18]. На сегодняшний день, ввиду ряда сложностей, связанных с интеграцией такого вида сепарации в подземных условиях, сенсорная концентрация активно используется в основном на промплощадках рудников [19–21], демонстрируя значительное увеличение производительности, повышение эффективности последующих стадий процесса обогащения, а также снижение затрат на энергию, воду и реагенты.

Принципиальная технологическая схема комбинированной геотехнологии подземной разработки бедных медно-колчеданных руд предполагающая сочетание подземных высокоскоростных ленточных станций покусковой сепарации с подземными передвижными закладочными комплексами модульного типа (рис. 7). Такие комплексы, позволяющие производить твердеющие закладочные смеси в подземных условиях являются ключевым звеном, определяющим возможность и эффективность ути-

лизации отходов внутрирудничной сепарации без их подъёма на поверхность.

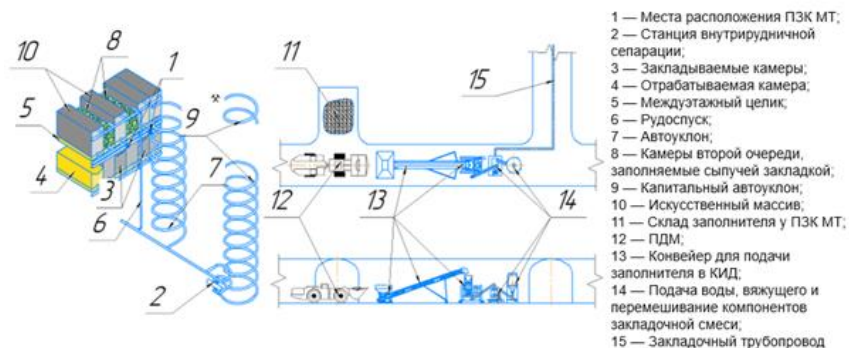


Рисунок 4 – Комбинированная геотехнология подземной разработки бедных многокомпонентных руд, предусматривающая сочетание подземных высокоскоростных ленточных станций покусковой сепарации с подземными передвижными закладочными комплексами модульного типа (ПЗК МТ)

Анализ, представленной на рис. 7 свидетельствует, что возможность производства закладочных смесей напрямую зависит от интенсивности и времени возникновения отходов сепарации, их состава и условий хранения, транспортирования, складирования, а также потребности рудника в закладке. В общем виде, диаграмма движения минерально-сырьевых потоков такой горнотехнической системы представлена на рис. 7. Потоки горной массы перемещаются внутрируднично (рудная масса, отходы предконцентрации), на поверхность (предконцентрат, отходы предконцентрации) и с поверхности (цемент, породный заполнитель).

Очевидно, что полная замкнутость минерально-сырьевых потоков внутри горнотехнической системы невозможна ввиду того, что очистная выемка и ведение закладочных работ зачастую протекают несинхронно, т.е. не всегда имеются отходы сепарации для производства закладочной смеси, а также не всегда есть потребность в производстве смесей. Также необходимо учитывать необходимость доставки вяжущих компонентов. Эффективность внутрирудничной утилизации отходов сепарации, в части замкнутости потоков горной массы внутри пространства подземного рудника, для такой геотехнологии можно оценить по критериям:

– доля отходов, идущих в закладочную смесь от всего объёма отходов сепарации:

$$\eta_{\text{внут.}} = \frac{dQ_{\text{внутрируд.}}}{dQ_{\text{сеп.}}}; \quad (1)$$

– доля отходов сепарации в объёме заполнителя, поступившего на закладочные комплексы:

$$\eta_{\text{сист.}} = \frac{dQ_{\text{внутрируд.}}}{dQ_{\text{внутрируд.}} + dQ_{\text{спов.}}}; \quad (2)$$

где: $dQ_{\text{внутрируд.}}$ – отходы сепарации, поступившие на закладочные комплексы и утилизированные в составе закладочной смеси; $dQ_{\text{сеп.}}$ – отходы внутрирудничной сепарации; $dQ_{\text{спов.}}$ – породный заполнитель для производства закладочной смеси, доставленный с поверхности.

Анализ диаграммы, представленной на рис. 7 позволил выдвинуть гипотезу, о том, что эффективность внутрирудничной утилизации отходов сепарации в составе закладочной смеси должна быть напрямую связана с разницей скоростей продвижения фронтов закладочных и очистных работ.

В качестве метода для проверки данной гипотезы было выбрано имитационное моделирование. Учитывая, что элементы системы регулярно, в соответствии с определенным графиком, перемещаются в пространстве, например, передвижные закладочные комплексы постоянно перемещаются вслед за фронтом ведения закладочных работ, наиболее оптимальным методом моделирования такой системы является агентное моделирование, – оно позволяет описывать поведение всех элементов системы – закладочных комплексов, станций сепарации, ПДМ, автосамосвалов и т.д. на индивидуальном уровне, а общее их взаимодействие позволяет моделировать работу всей системы в целом

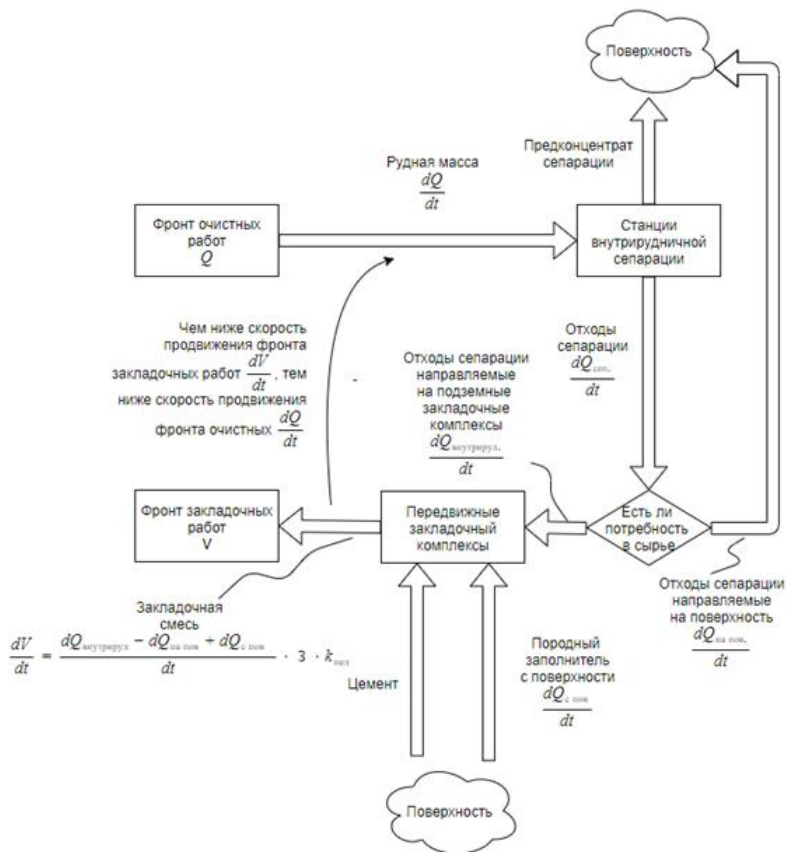


Рисунок 5 – Динамика движения минерально-сырьевых потоков горно-технической системы включающей внутрирудничные станции сепарации и передвижные закладочные комплексы

Серия экспериментов над моделью предполагала варьирование сочетаний одного комплекса внутрирудничной сепарации с одним или несколькими ПЗК МТ, обеспечивающими наибольшую эффективность внутрирудничной утилизации отходов. Производственная мощности одной единицы ПЗК МТ варьировалась от 20 до 60 м³/час. Производительность станции сепарации была численно равна производственной мощности рудника. Производственная мощность рудника определялась в ходе моделирования в зависимости от числа камер в одновременной работе и допустимого отставания фронта закладочных от очистных работ.

Установлено, что для исследуемого диапазона значений конструктивных элементов систем разработки с твердеющей закладкой выработанного пространства ни при каких условиях требуемое число ПЗК МТ не пре-

вышает трех. Подтверждающая диаграмма отображена на рис. 7. Анализ представленной диаграммы свидетельствует, что при допустимом отставании фронта закладочных работ от очистной выемки возможна широкая вариативность применения ПЗК МТ, например, в проектных решениях допустимо вместо высокопроизводительной закладки одной камеры, производить низкопроизводительную закладку двух, трех и более камер. При этом общая производительность рудника по рудной массе во всех вариантах является сопоставимой. Так, согласно данным рис. 7 для ПЗК МТ с производительностью $60 \text{ м}^3/\text{час}$, наибольшая производительность рудника (1,84 млн. т/год) по руде достигается при двух и более одновременно работающих комплексах, в тоже время, при трёх ПЗК МТ с производственной мощностью $20 \text{ м}^3/\text{час}$ достигается аналогичная производственная мощность рудника по руде (1,84 млн. т/год).

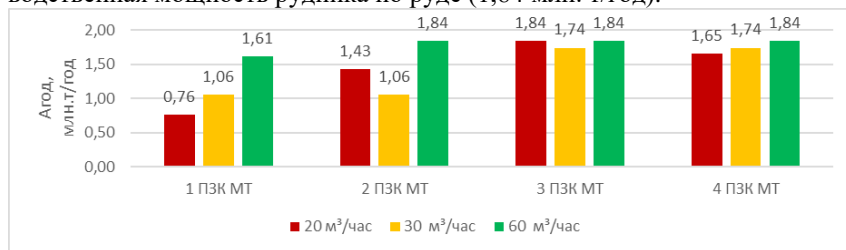


Рисунок 6 – Зависимость годовой производственной мощности рудника по рудной массе ($A_{\text{год}}$) по рудной массе от числа и производственной мощности ПЗК МТ

Установлено, что количество и производительность закладочных комплексов в существенной мере влияют на возможность организации замкнутого оборота минерального вещества в пределах рудника. Выше определено, что только сочетание ПЗК МТ и внутрирудничной сепарации позволяет эффективно осуществлять такую утилизацию. На рис. 7 а видно, что при применении одного подземного закладочного комплекса модульного типа, позволяет утилизировать только 16,44% отходов внутрирудничной сепарации. Это связано с тем, что низкая производительность одного комплекса не справляется с утилизацией всего объема отходов. А создание внутрирудничной системы хранения такого объема отходов, очевидно, невозможно. При работе двух закладочных комплексов такой же производительности ($20 \text{ м}^3/\text{час}$) возможна утилизация в 1,64 раза больше отходов. Увеличение доя 3-х ПЗК МТ обеспечивает повышение производительности в 2 раза, по сравнению с одним комплексом. Дальнейшее увеличение числа ПЗК МТ — до 4-х и более нерационально. Это подтверждает данные моделирование, приведенные на рис. 7. Необходимо отметить, что доля внутрирудничной утилизации при одном, двух и трех ПЗК МТ производительностью $30 \text{ м}^3/\text{час}$ возрастает примерно одинаково в 1,35 и 1,47 раз соответственно, а высокая производительность ПЗК МТ $60 \text{ м}^3/\text{час}$, влияя на $A_{\text{год}}$ вообще не влияет на $\eta_{\text{внут}}$.

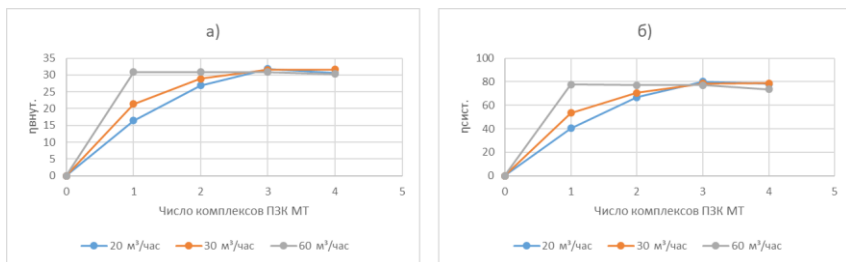


Рисунок 7 – Доли утилизированных внутрируднично отходов сепарации от общего объёма отходов за весь срок отработки (а) и доля в составе закладочной смеси отходов сепарации за весь срок отработки (б) при разных количествах и производительности ПЗК МТ

Экономика совместного применения ПЗК МТ и внутрирудничной сепарации в существенной мере зависит от состава закладочной смеси, а именно количества отходов сепарации, которая может быть утилизирована в ней. На рис. 7 б оценено влияние числа и производительности ПЗК МТ на объём в процентах заполнителя закладочной смеси, поставляемого с поверхности. Установлено, что число закладочных комплексов и их производительность определяют также количество отходов сепарации, которые можно утилизировать технологически. Выполненное имитационное моделирование позволило заключить, что эффективность утилизации отходов сепарации в зависимости от количества и производительности парка ПЗК МТ при условии сопоставимой суммарной производительности сравниваемых парков не меняется.

Также сопоставив результаты, представленные на рис. 7 и 7, можно сделать вывод, что наибольшая эффективность утилизации отходов сепарации в составе закладочных смесей достигается при равных скоростях продвижения фронтов закладочных и очистных работ.

Заключение

Применение комбинированной геотехнологии подземной добычи руд, основанной на использовании подземных станций предконцентрации и подземных передвижных закладочных комплексах является перспективным направлением, позволяющим расширить минерально-сырьевую базу. Совместное использование подземных станций сепарации и передвижных закладочных комплексов модульного типа позволяет утилизировать значительные объёмы отходов сепарации внутрируднично в составе твердеющей закладочной смеси без выдачи их на поверхность. Также удалось установить, что в случае когда возможно растяжения фронта закладочных работ, для достижения максимальной интенсивности отработки запасов, допустимо использование нескольких параллельно функционирующих передвижных закладочных комплексов низкой производительности вместо меньшего числа комплексов с более высокой. При этом, число одновременно работающих комплексов не влияет на эффективность утилизации отходов сепарации.

Список литературы

1. Bamber A.S. Integrated mining, pre-concentration and waste disposal systems for the increased sustainability of hard rock metal mining : Дис. ... PhD Thesis.- Vancouver : University of British Columbia Library, 2008. – 311 с.
2. Н.А. Василькова, А.А. Горева, В.А. Данильченко, и др. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2016 и 2017 годах» // под ред. Е.А. Киселев и др. М.: Министерство природных ресурсов и экологии Российской Федерации, 2018. - 370 с. URL: <http://www.mnr.gov.ru> (дата обращения: 12.03.2019).
3. Каплунов Д.Р., Радченко Д.Н. Обоснование необходимости перехода к новому технологическому укладу развития подземных рудников // Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр. - 2018 .- С. 192–194.
4. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В., Радченко Д.Н., и др. Передвижные закладочные комплексы в системах разработки рудных месторождений с закладкой выработанных пространств // Горный журнал. - 2013. - № 2 .- С. 101–104.
5. Маннанов Р.Ш., Зверев А.П., Ангелов В.А., и др. Исследование составов и способов приготовления закладочных смесей на подземных передвижных закладочных установках // Маркшейдерский вестник. - 2012. - № 3 .- С. 12–16.
6. Peters O., Scoble M., Schumacher T. The technical and economic potential of mineral processing underground // Annual General Meeting, Can. Inst. Metall., Calgary, CD ROM. , 1999.
7. Scoble M., Klein B., Dunbar W.S. Mining Waste: Transforming Mining Systems for Waste Management // International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment. - 2003. - Т. 17. - № 2 .- С. 123–135.
8. Klein B., Hall R., Scoble M., и др. Total systems approach to design for underground mine-mill integration // CIM bulletin. - 2003. - Т. 96. - № 1067 .- С. 65–71.
9. Kaplunov D.R., Radchenko D.N. Design philosophy and choice of technologies for sustainable development of underground mines // Gornyi Zhurnal. - 2017. - № 11 .- С. 52–59.
10. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В., Юн А.Б., и др. Становление нового технологического уклада комплексного освоения недр при истощении балансовых запасов месторождений // Горный Журнал. - 2019. - № 4.
11. Agricola G. De Subterraneum Ortu et Causis, Translated by J.E. & L.H. Hoover / : Dover Publications, 1950. - 84 – 106 с.
12. Lloyd P.J.D. An integrated mining and extraction system for use on Witwatersrand mines // Journal of the south african institute of mining and metallurgy. - 1979. - Т. 79. - № 1 .- С. 135–148.
13. Grigg N.J., Delemontex G.J. The pre-concentration of precious and base metal deposits using the inline pressure JIG(IPJ); higher feed grades and

more metal. - С. 13.

14. Bamber A.S., Klein B., Morin M., и др. Integration of pre-concentration underground: Reducing mining costs // Proceedings XVII International Conference on Mine Planning and Equipment Selection. , 2005.

15. Bamber A., Klein B. Development of an Integrated Underground Mining and Processing System at INCO's McCreedy East Mine // Unpublished MAsc Thesis, University of British Columbia. - 2004.

16. Buksa H., Paventi M. McCreedy East 153 OB Rock Sorting Investigation // INCO Mines Research Internal Report. - 2002.

17. Use ore sorting equipment to concentrate ores and cut process costs • STEINERT [Электронный ресурс]. URL: <https://steinertglobal.com/mining/ore-sorting/> (дата обращения: 13.05.2019).

18. Ore sorting equipment// Tomra [Электронный ресурс]. URL: <https://www.tomra.com/en/sorting/mining> (дата обращения: 13.05.2019).

19. Minsur - Tin giant gets boost from TOMRA ore sorting technology// Tomra [Электронный ресурс]. URL: <https://www.tomra.com/en/sorting/mining/case-studies/minsur> (дата обращения: 13.05.2019).

20. TOMRA XRT ore sorter goes to work at Renison tin mine// International Mining [Электронный ресурс]. URL: <https://imining.com/2018/07/09/tomra-xrt-ore-sorter-goes-work-renison-tin-mine/> (дата обращения: 13.05.2019).

21. Kotze C. TOMRA XRT equipment used to recover 1.111 ct diamond at Karowe// Miningreview.com [Электронный ресурс]. URL: <https://www.miningreview.com/products-services/tomra-xrt-equipment-used-to-recover-1-111-ct-diamond-at-karowe/> (дата обращения: 13.05.2019).

УДК 622.83

О.Г. Бесимбаева, Е.Н. Хмырова

КарГТУ, г. Караганда, Казахстан

Е.А. Олейникова, Р.Р. Ханнанов

ФГБОУ ВО «СГУГиТ», г. Новосибирск, Россия

ИССЛЕДОВАНИЕ СМЕЩЕНИЙ И ДЕФОРМАЦИЙ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ НА ПОДРАБОТАННЫХ ТЕРРИТОРИЯХ КАРАГАНДИНСКОЙ УГОЛЬНОГО БАССЕЙНА

В статье рассмотрены вопросы мониторинга состояния земной поверхности на подрабатываемой территории за счет шахтной подработки. Карагандинский и Шерубайнуринский районы были выбраны для наблюдений. На выбранной территории заложены наблюдательные станции, на девяти участках Карагандинского угольного бассейна в течении четырех лет проводились систематические инструментальные наблюдения за подрабатываемыми участками земной поверхности с целью выявления изменения величины сдвижения с течением времени. Анализируя

результаты измерений производились вычисления сдвижений и деформаций поверхности, где была найдена прямая зависимость интенсивности оседания земной поверхности. Рассмотрен процесс формирования и развития мульды сдвижений в динамике. Для исследования деформации земной поверхности на подрабатываемых территориях проводили так же спутниковый мониторинг.

Ключевые слова: сдвигение и деформации земной поверхности, мульда сдвижения, график оседаний, инструментальные наблюдения, динамика, спутниковый мониторинг, снимок, подработанная территория.

Наиболее важным по интенсивности проявления и опасности в пределах территории Карагандинской области являются процессы оседания земной поверхности за счет шахтной подработки и, частично, за счет осушения водоносных комплексов при шахтном водоотливе, а также подтопление г. Караганды, формирующиеся под действием комплекса природных и техногенных факторов [1].

Проведение горных выработок влечет за собой изменение напряженного состояния массива горных пород, вызывает деформации и перемещения их в сторону выработанного пространства, что обуславливает возникновение и развитие процесса сдвижения. Захватывающие толщу горных пород и земную поверхность сдвижения и деформации могут оказаться опасными для расположенных на поверхности сооружений, природных и хозяйственных объектов, а также проведенных в толще пород горных выработок.

При выборе районов наблюдения за оседанием поверхности руководствовались однородностью геологического строения толщи пород, залегающих выше каменноугольных отложений. Так сложился выбор двух районов – Карагандинского и Шерубайнуринского.

В Карагандинском районе в геологическом строении надугольной толщи участвуют мезозойские образования (юрские слабосцементированные континентальные накопления) и рыхлые четвертичные отложения аллювиально-делювиально-пролювиального генезиса.

В Шерубайнуринском районе надугольная толща представлена рыхлыми отложениями палеогенового, неогенового и четвертичного возрастов.

Таким образом, выделились два принципиально различных по условиям осадконакопления района, в которых возможна различная активность проявления процесса. При выборе опорных участков основное внимание уделялось горно-геологическим условиям подработки.

При выборе районов наблюдения за оседанием земной поверхности руководствовались следующими факторами:

- однородностью геологического строения толщи пород, залегающих выше каменноугольных отложений;
- глубиной шахтной подработки в зависимости от мощности вышележащих комплексов пород;
- общностью геоморфологических условий;
- общностью гидрогеологических условий;

- временным фактором проявления процессов, в зависимости от продолжительности шахтной деятельности;

- состояние шахтного производства (действующее, законсервированное, ликвидированное).

Карагандинские шахты вскрыты вертикальными клетьевыми, скиповыми и вентиляционными стволами, а также капитальными квершлагами, применяется столбовая система разработки выемочных блоков по падению или по простиранию пласта. Особенностью Карагандинского угольного бассейна является наличие свиты пластов, т.е. одни и тех же участки земной поверхности могут быть многократно подработаны.

При исследовании технологических особенностей на шахтах Карагандинского угольного бассейна была выявлена идентичность систем разработки, технологии и механизации ведения горных работ [2].

На основании анализа всех условий залегания и отработки выемочных блоков выделены 9 участков (постов) на территории бассейна, которые находятся в зоне подработки. На выделенных девяти постах была создана система наблюдательных станций, заложенных с целью получения основных параметров сдвижения земной поверхности при многократной ее подработке, с таким условием чтобы период наблюдений был не менее трех лет [3].

Каждая профильная линия включает в себя систему опорных и рабочих реперов. Опорные репера закладывались на концах профильных линий вне зоны возможного влияния подземной подработки. На каждом конце профильной линии закладывалось не менее двух опорных реперов.

При закладке наблюдательной станции кроме опорных и рабочих реперов было выбрано три исходных репера, от которых проверяли неподвижность опорных реперов по высоте. Для этой цели использовали существующие пункты маркшейдерской опорной сети, расположенные вне зоны сдвижения земной поверхности [4]. Для определения координат реперов и скважин были использованы координаты пунктов триангуляции государственной геодезической сети, которые представлены на рисунке 1 для трех постов Шерубайнуринского каменноугольного района.

Наблюдательные станции были заложены в виде «конверта». Рабочие репера были заложены через 200 метров между опорными реперами. Всего на 9 постах организовалось 195 реперов. Во избежание вертикальных смещений репера, за счет деформаций грунта, вызываемых сезонным изменением его влажности, была проведена закладка реперов на глубину более 1,8 м, т.е. ниже глубины промерзания грунтов [4].

Наружное оформление репера состоит из опознавательного знака в виде асбоцементной трубы, залитой цементным раствором, установленной в 1 м от репера. Черной краской на столбах подписаны номера реперов [5].

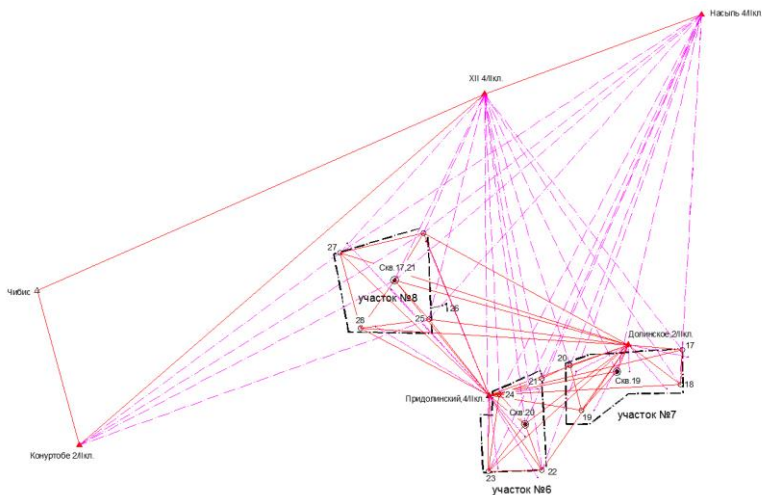


Рисунок 1 – Схема разбивки базовой сети на участках №6, №7 и №8

Конструкции реперов и способы их закладки обеспечивают:

- удобство наблюдений за сдвижением реперов в вертикальной и горизонтальной плоскостях;
- прочную связь реперов с грунтом;
- надежную сохранность реперов в течение намеченного срока службы наблюдательной станции [1].

Разбивка наблюдательной станции проводилась инструментально от пунктов геодезической сети, схема разбивки опорных реперов наблюдательных станций представлена на рисунке 1. При этом была выполнена корректировка проекта станции, определялись окончательные места расположения профильных линий и закладки реперов с учетом особенностей рельефа местности, инфраструктуры, характера использования земельных угодий и других условий.

Наблюдения на поверхностных наблюдательных станциях состоят из привязки опорных (грунтовых) реперов станции к существующей маркшейдерско-геодезической сети, первичных наблюдений на реперах станции в горизонтальной и вертикальной плоскостях и повторных систематических наблюдений [6].

Полная серия инструментальных наблюдений включает:

- нивелирование всех реперов;
- измерение расстояний между реперами вдоль профильных линий;
- съемку трещин, образовавшихся на поверхности;
- замеры деформаций находящихся объектов.

Первое наблюдение на станции проводилось через 10 суток после закладки реперов.

Привязка опорных реперов профильных линий к пунктам опорной геодезической сети и определение их координат (X, Y, Z) выполнялась с

помощью электронного тахеометра.

Все измерения электронным тахеометром, для повышения точности и исключения грубых ошибок, выполнялись при двух положениях вертикального круга 6 приемами. Прием измерения включает одно наведение на отражатель, при котором производится несколько измерений (2-3). За окончательный результат принимается среднее значение, при этом разница между отдельными отсчетами не должна превышать ± 2 мм. С помощью электронного тахеометра могут быть определены все необходимые данные: координаты реперов наблюдательных станций, которые позволяют определить расстояния между реперами и суммарную длину интервалов. Высотные отметки реперов профильных линий определялись нивелированием III класса. На рисунках 2 и 3 представлены наблюдательные станции, закрепленные в виде «конверта» на участках № 6 и № 7. Участок № 6 расположен на восточной окраине пос. Долинка, участок № 7 расположен на север от центрального ствола шах. Абайская в пределах шахтного поля Шерубайнуринского района.

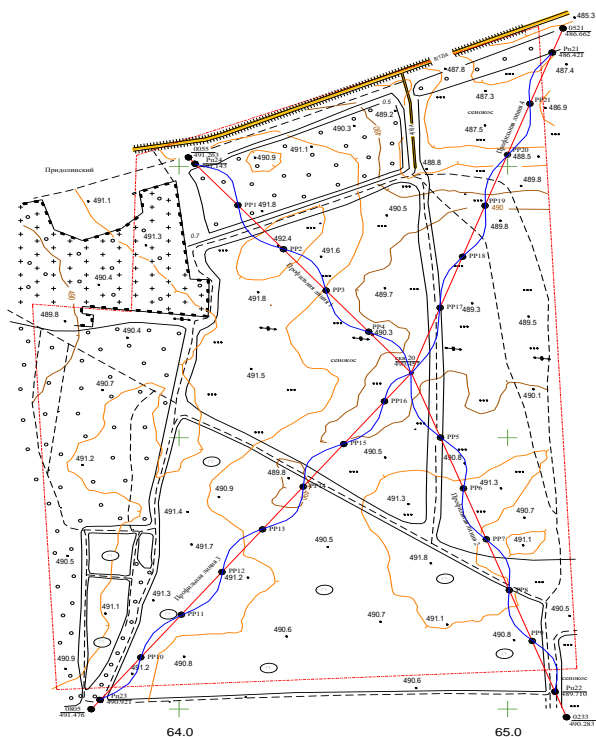


Рисунок 2 – Схема ходов нивелирования III класса по реперам участка №

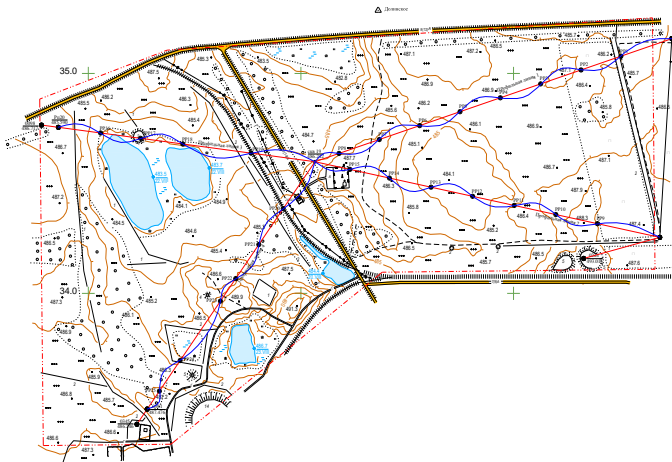


Рисунок 3 – Схема ходов нивелирования III класса по реперам участка № 7

Камеральная обработка результатов наблюдений производилась непосредственно по окончании каждой серии измерений и заключалась в следующем [6]:

- а) проверка полевых журналов;
- б) вычисление высотных отметок всех реперов наблюдательной станции;
- в) вычисление горизонтальных расстояний между реперами профильных линий;
- г) определение расстояний от опорного репера до каждого из реперов профильной линии станции;
- д) составление по каждой профильной линии ведомостей:
 - вертикальных смещений реперов;
 - горизонтальных смещения реперов вдоль профильных линий;
 - горизонтальных деформаций (растяжений и сжатий);
- е) составление графических материалов.

Отметки реперов после обработки каждой серии наблюдений заносилась в ведомости вертикальных смещений [7].

После контрольных проверок полевых измерений производились вычисления сдвижений и деформаций поверхности и построение их графиков согласно «Инструкция по наблюдениям за сдвижением горных пород, земной поверхности ...» [1].

По разнице координат реперов ΔX , ΔY , ΔZ относительно их исходного положения можно определить направление в пространстве вектора смещения в цифровом виде, а также по разнице горизонтальных проложений ΔS между реперами относительно исходных значений можно судить об сдвижении (сжатии или растяжении) участка земной поверхности.

Использование электронного тахеометра и формирование базы дан-

ных измерений в цифровом виде существенно сократило срок камеральной обработки результатов измерений [6].

На девяти участках Карагандинского угольного бассейна в течении четырех лет проводились систематические инструментальные наблюдения за подрабатываемыми участками земной поверхности с целью выявления изменения величины сдвижения с течением времени.

Периоды инструментальных наблюдений на созданных ОПГ:

- 1-й цикл – ноябрь 2011 года;
- 2-й цикл – май 2012 года;
- 3-й цикл – декабрь 2012 года;
- 4-й цикл – февраль 2013 года;
- 5-й цикл – август 2013 года;
- 6-й цикл – март 2014 года;
- 7-й цикл – октябрь 2014 года.

Наблюдения первых 4-х циклов показали равномерные оседания земной поверхности по мере увеличения площади выработанного пространства при отработке выемочного блока.

Максимальная величина оседания рабочих реперов в основном зафиксирована в период 4-ого – 6-ого циклов наблюдений на участках № 1, 6, 7, 8 [10].

По состоянию на октябрь 2014 года максимальные оседания рабочих реперов по девяти участкам ОПГ по сравнению с 1-м циклом достигли следующих величин:

- Участок № 1 – 0,238 м;
- Участок № 2 – 0,124 м;
- Участок № 3 – 0,093 м;
- Участок № 4 – 0,223 м;
- Участок № 5 – 0,220 м;
- Участок № 6 – 0,431 м;
- Участок № 7 – 0,440 м;
- Участок № 8 – 0,344 м;
- Участок № 9 – 0,068 м.

Наибольшие смещения реперов и скважин в плане между первым и седьмым циклами выявились на участках № 6 и №7. Так оседание реперов достигли 431 мм на PP22 участка № 6 и 440 мм на PP18 участка № 7. На рисунках 4 и 5 показаны графики оседания реперов с максимальной величиной за весь период наблюдений.

Анализ графиков оседаний по всем реперам профильных линий показал, что после достижения максимальной величины оседания идет стабилизация процесса сдвижения земной поверхности в связи с полной отработкой очистной лавы и заполнением выработанного пространства обрушенными горными породами кровли [10].

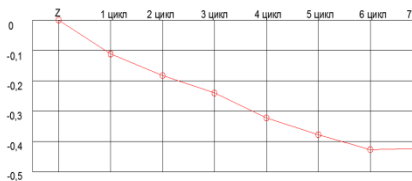


Рисунок 4 – График оседания репера PP22 участка № 6

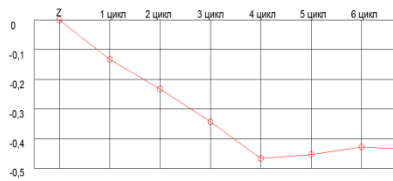


Рисунок 5 – График оседания репера PP18 участка № 7

Проанализировав полученные результаты семи циклов мониторинга на девяти участках Карагандинского угольного бассейна можно сделать следующие выводы, что интенсивность оседания земной поверхности напрямую зависит от [7]:

- показателей крепости, плотности горных пород;
- сопротивления на сжатие и на растяжение вмещающих пород горного массива;
- глубины подработки горного массива;
- мощности вынимаемого пласта или породного массива;
- системы отработки выемочного участка;
- типа крепления выработанного пространства [8].

Чем выше показатели крепости вмещающих пород горного массива, тем медленнее происходит процесс оседания земной поверхности.

При подработке горного массива на значительной глубине процесс оседания земной поверхности проходит медленно. Есть понятие о безопасной глубине разработки, которая превосходит сумму высот зон обрушения и оседания.

При очистных работах с вынимаемой мощностью пласта 3,5-4,0 м, выработкой на погашение, процесс оседания земной поверхности проходит интенсивно. При очистных работах с вынимаемой мощностью пласта 2,2-3,2 м, процесс оседания земной поверхности проходит медленнее [9].

Для исследования деформации земной поверхности на подрабатываемых территориях Карагандинского угольного бассейна в 2014 году ТОО «KazGeoScan» проводил спутниковый мониторинг.

Для реализации проекта ТОО «KazGeoScan» был приобретен программный комплекс ENVI для расчета оседаний земной поверхности. Выбраны радарные космические снимки с итальянского спутника COSMO Sky Med. Полученные космические снимки обрабатывались программным комплексом ENVI, который, подсчитав значения оседаний, построил графики оседаний участков по пяти циклам наблюдений (рисунки 6, 7).



Рисунок 6 – Космические снимки участка № 6

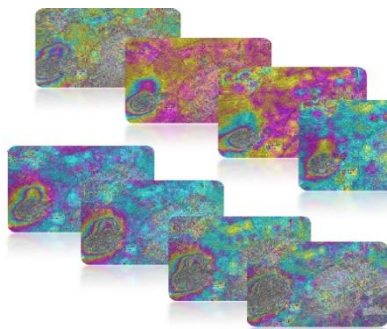


Рисунок 7 – Космические снимки участка № 7

В результате проведенных инструментальных геодезических измерений на исследуемых постах наблюдательных станций и камеральной обработке полевого материала становятся доступны данные о современном состоянии земной поверхности.

Анализ результатов наблюдений за рассматриваемый период показал, что происходит систематическое сдвигание и оседание земной поверхности на участках подработки. При отработке выемочных столбов производилась по бесцеликковой схеме с полным обрушением кровли в очистных забоях. Отрабатываемые лавы попадали в зоны сдвижения горных массивов от подработанных вышележащих горизонтов, что непосредственно повлияло на интенсивность оседания земной поверхности.

Использование методики спутникового мониторинга движения подработанной земной поверхности на территории Карагандинского угольного бассейна можно считать целесообразно, так как после обработки материала становятся понятно о сходимости результатов современного состояния земной поверхности с проведенными инструментальными геодезическими измерениями [11].

По результатам инструментальных наблюдений за сдвиганиями и деформациями земной поверхности, подрабатываемой на территории Карагандинского угольного бассейна рассмотрен процесс формирования и развития мульды сдвижений в динамике [12]. Выявлены закономерности максимальных скоростей вертикальных (оседаний) и горизонтальных сдвижений в зависимости от многих факторов, таких как мощности вынимаемого пласта, системы отработки выемочного участка, глубины подработки горного массива.

Знание динамики оседания земной поверхности на участках Карагандинского угольного бассейна необходимы при разработке мер защиты объектов и сооружений на подрабатываемых территориях

Список литературы

1. Инструкция по наблюдениям за сдвижением горных пород, земной поверхности и подрабатываемыми сооружениями на угольных и сланцевых месторождениях. -М.: «Недра», 1989.
 2. Мониторинга состояния земной поверхности на подрабатываемых территориях. Бесимбаева О.Г., Хмырова Е.Н., Олейникова Е.А., Ефимова В.В., Бесимбаев Н.Г. Тенденции развития науки и образования. 2016. № 11-1. С. 11-14.
 3. Проект «Создание и ведение наблюдений на 9 постах по изучению ОГП в Карагандинской области». Центрально-Казахстанское территориальное Управление геологии и недропользования ТОО «Центрмониторинг» г. Караганда, 2007 г.
 4. Пояснительная записка о ведении наблюдений по изучению ОГП в Карагандинской области на участках №6, № 7. I цикл наблюдений. РККП «Центрмаркшейдерия», Караганда 2012 г.
 5. Инструкция по развитию съёмочного обоснования и съёмке ситуации и Рельефа с применением глобальных навигационных спутниковых систем GPS и ГЛОНАСС, Астана 2008 г;
 6. Технический отчет о топографической съёмке М 1:10 000 участков 1,4,5 Карагандинского района, Караганда 2008 г.
 7. Свирко С.В. О влиянии скорости подвигания очистного забоя на процессы сдвижения земной поверхности. // Вестник КузГТУ, - 2016, №3 - С.51-62.
 8. Alexey Renev, Sergey Svirko, Alexey Bykadorov, Valery Fedorin «The influence of advancing speed of powered mining stope with single face on earth's surface displacing in Kuzbass» // «Environment, Energy and Earth Sciences (E3S) Web of Conferences», 2017, Volume 15, 01002.
 9. Мустафин М.Г. Влияние скорости подвигания очистного забоя на динамику разрушения пород кровли угольного пласта. // Сб. горного информ. - анализ. бюл. - М.: Изд-во МГГУ, 2008, №1. - С. 17-22.
 10. Медянцеv А.Н., Черняев В.И. Сдвигение и деформации горных пород в подрабатываемой толще // Уголь Украины. - 1961. - № 11. - С. 25-27.
 11. Свирко С.В., Быкадоров А., Ренев А.А. Закономерности сдвигения отдельных точек подрабатываемой поверхности в условиях Кузбасса // Геомеханика в горном деле: доклады Всероссийской научно-технической конференции с международным участием 2-4 декабря 2015г. - Екатеринбург: ИГД УрО РЛН, 2015.
- Ягунов А.С Динамика деформаций в подрабатываемом горном массиве / Минэнерго РФ, НИИ горн.геомех. и маркшейд. дела - Межотраслевой научный центр ВНИМИ, Сибирский филиал. - Кемерово: Кузбасвуиздат, 2010. - 239 с.

ОЦЕНКА ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ ШИХАНСКОГО И НОВО-БАКАЛЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЙ СИДЕРИТА

Аннотация. На Ново-Бакальском и Шиханском месторождениях сидерита возникла актуальная необходимость уточнить геомеханические условия с целью оценки опасности горных ударов на глубоких горизонтах шахты. По результатам исследований выявлено, что в массиве горных пород месторождений действуют высокие природные гравитационно-тектонические напряжения. Район залегания месторождений отнесен к первой категории удароопасности. Горные породы и руды склонны к хрупкому разрушению, трещиноватые. Дискования керна и внешних признаков удароопасности не наблюдается. Конструктивные элементы геотехнологий на нижних горизонтах шахты находятся в устойчивом, неудароопасном состоянии. Часть месторождений до глубин 300 м можно отнести к несклонным по горным ударам. При дальнейшем понижении горных работ и по мере накопления подземных пустот, рекомендуется проводить мониторинг геомеханического состояния массива горных пород с целью своевременного выявления признаков удароопасности и обеспечения безопасности горных работ.

Ключевые слова и словосочетания: геомеханические условия, прочностные свойства горных пород, природные и техногенные напряжения, устойчивость геоконструкций

Введение. Ново-Бакальское и Шиханское месторождения, разрабатываемые шахтой "Сидеритовая" находятся в эксплуатации с 50-х годов прошлого века, подземным способом - с 70-х. Отрабатываются наклонные рудные тела средней мощности и мощные. Выемка производится этажно-камерной и поэтажно-камерной системами разработки. Глубина горных работ достигла 290 м. Месторождения имеют сложные геомеханические условия: широкий диапазон прочностных свойств горных пород и руд, высокий уровень природных напряжений, накопление значительного объема подземных пустот. Часть подземных выработок находится в зоне влияния карьерных разработок.

Лабораторными исследованиями Уральского филиала ВНИМИ установлена потенциальная удароопасность основных разновидностей руд и пород [1]. Для принятия объективного решения об отнесении месторождения к склонному к горным ударам было предложено провести дополнительные инструментальные исследования в шахтных условиях. Однако, последние 10 лет мониторинг геомеханического состояния массива горных пород на шахте не осуществлялся. За это время произошло накопление подземных пустот, вовлечены в отработку новые эксплуатационные блоки, увеличилась глубина горных работ. Возникла актуальная необхо-

димось уточнить геомеханические условия с целью оценки опасности горных ударов на глубоких горизонтах шахты в соответствии с требованиями Положения [2].

Методы исследований. В работе применен комплексный подход к изучению геомеханических условий, включающий: научный анализ и обобщение накопленного опыта, натурные измерения природных напряжений массива горных пород и техногенных напряжений в элементах геоконструкций, лабораторные исследования прочностных и упругих свойств горных пород и руд, теоретические исследования напряженно-деформированного состояния целиков, горных выработок и обнажений очистных блоков с применением конечно-элементного анализа.

Результаты. По геодинамическому районированию на основе геоморфологических и геофизических оценок района залегания Ново-Бакальского и Шиханского месторождений установлено значение степени потенциальной удароопасности $N=2,25$, что соответствует первой категории потенциальной удароопасности [3].

По данным лабораторных исследований физико-механических свойств горных пород многими специализированными организациями установлено, что горные породы рудного поля характеризуются высокими упругими и прочностными свойствами, склонны к хрупкому разрушению под нагрузкой [1,4,5 и др.]. В то же время отмечается существенная неоднородность прочностных и упругих свойств горных пород, представленных в широком диапазоне от крепчайших кварцитов до неустойчивых сланцев. Массив горных пород значительно ослаблен трещиноватостью: значения коэффициента структурного ослабления массива находятся, в основном, в пределах 0,3-0,6; модуль деформации в массиве в 5-6 раз ниже модуля отобранных здесь же образцов. Многими авторами отмечается, что влияние неоднородности как прочностной, так и деформационной на устойчивость подземных конструкций является сложной производственно-геомеханической задачей, требующей индивидуального подхода.

По результатам натурных измерений на нижних горизонтах Ново-Бакальского месторождения (2018 г.) установлены следующие значения природных напряжений на глубине 290 м: горизонтальные, действующие вкрест простирания рудного тела равны минус -9.8 ± 1.1 МПа, по простиранию минус -9.3 ± 0.3 МПа. Вертикальные напряжения составляют в среднем минус -15.4 ± 1.3 МПа.

Максимальными действующими напряжениями в массиве горных пород Ново-Бакальского месторождения являются вертикальные. Горизонтальные продольные напряжения составляют 64 % от вертикальных, горизонтальные поперечные - 60 %. В среднем отношение горизонтальных напряжений к вертикальным составляет 0,62. Стенки горных выработок на нижних горизонтах месторождения, очевидно, будут менее устойчивы, чем кровля.

Тектоническая составляющая всех трех компонентов напряженного

состояния массива на Ново-Бакальском месторождении примерно одинакова и составляет в среднем минус 6.2 МПа.

По результатам анализа ранее проведенных измерений института ИГД УрО РАН на Шиханском месторождении (1987-1988 гг., глубина горных работ 200 м) установлены следующие закономерности распределения природных напряжений. Вертикальная составляющая природных напряжений -4 МПа; Средние значения горизонтальных напряжений, действующих вкрест простирания рудных тел -13,5 МПа; по простиранию рудных тел -15 МПа. Максимальные действующие напряжения на Шиханском месторождении - горизонтальные. Вертикальные напряжения на месторождении действуют от влияния веса налегающих пород. Тектоническая составляющая горизонтальных напряжений на Шиханском месторождении значительно больше, чем в расположенном рядом Ново-Бакальском месторождении и составляет для горизонтальных напряжений в среднем минус 12.1 МПа. Тектоническая составляющая вертикальных напряжений, напротив возрастает: от 1,4 МПа в 1987 г до -12,6 МПа в 2018 г. В целом, тектоническая составляющая природных напряжений составляет 35-88 % от значения первичных напряжений и оказывает существенное влияние на поле природных напряжений района шахты Сидеритовая.

Проведены инженерные расчеты и натурные измерения техногенных напряжений в подготовительных выработках. Расчетные техногенные напряжения до глубин 400 м не превышают прочностных свойств массива горных пород, как для рудных, так и для полевых выработок (рис.1).

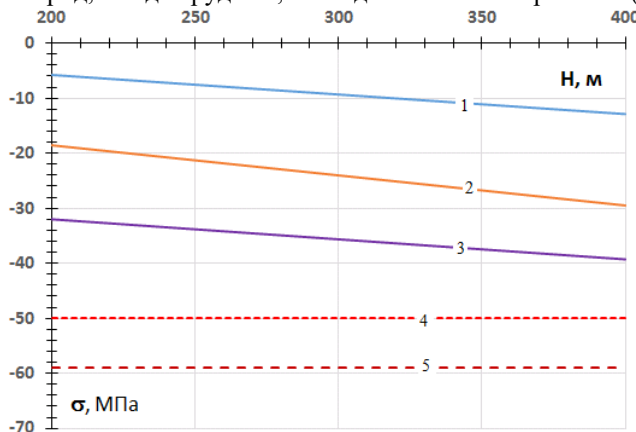


Рисунок 1 – Напряжения на контуре подготовительных выработок на шахте Сидеритовая: 1 – напряжения в стенках выработки, 2 – в углах кровли, 3 – в кровле, 4 – допустимые напряжения для выработок, пройденных по породе, 5 – допустимые напряжения для выработок, пройденных по руде

Натурными измерениями подтверждено устойчивое состояние подго-

товительных выработок. Измеренные, на нижних горизонтах Ново-Бакальского месторождения, техногенные напряжения в буровом штреке и доставочном орте составляют в среднем: в горизонтальной плоскости – минус 11,4 МПа, в вертикальной плоскости – минус 31,9 МПа. Допустимые напряжения на сжатие составляют минус 59 МПа. Очевидно, что фактические напряжения значительно меньше допустимых. Оценка изменения напряженного состояния подготовительных выработок во времени не выявила существенной динамики процесса. За 3-месячный период приращения напряжений составили - минус 0.5 ... плюс 1.2 МПа.

Проведено моделирование напряженно-деформированного состояния в конструктивных элементах поэтажно-камерной и этажно-камерной систем разработки. Установлено следующее.

Ново-Бакальское месторождение. Напряжения в основных конструктивных элементах этажно-камерной системы разработки на глубинах 200-300м составят: в потолочине -44.1..-52.9 МПа, в междукамерном целике -39.2..-43.6 МПа, в междублоковом целике -12.5..-14.6 МПа. Для поэтажно-камерной системы разработки напряжения будут равны: в потолочине -38.2..-49.8 МПа, в междукамерном целике -80.3..-89.3 МПа, в междублоковом целике -9.0..-12.9 МПа.

Шиханское месторождение. Напряжения в основных конструктивных элементах этажно-камерной системы разработки на глубинах 200-300м составят: в потолочине -32.5..-41.2 МПа, в междукамерном целике -54.2..-58.6 МПа, в междублоковом целике -13.2..-15.4 МПа. Для поэтажно-камерной системы разработки напряжения будут равны: в потолочине -29.3..-37.6 МПа, в междукамерном целике -108.0..-116.9 МПа, в междублоковом целике -10.6..-13.3 МПа.

Сравнительная оценка расчетных напряжений с допустимыми на сжатие, позволяет сделать вывод, что потолочина, междукамерные и междублоковые целики при этажно-камерной системе разработки на глубине 200-300 м, как на Ново-Бакальском, так и на Шиханском месторождениях, находятся в устойчивом неудароопасном состоянии. При поэтажно-камерной системе потолочина и междублоковые целики также устойчивы. Междукамерные целики неустойчивы. В соответствии с проектом, на руднике практикуется погашение опорных целиков непосредственно после выемки основных запасов блока, убирая тем самым концентраторы напряжений. С учетом этого факта, можно заключить, что основные конструктивные элементы этажно-камерной и поэтажно-камерной систем разработки находятся в устойчивом состоянии.

Выводы. На основании проведенных исследований можно сделать следующие выводы.

На Ново-Бакальском и Шиханском месторождениях действуют высокие природные гравитационно-тектонические напряжения. По сейсмическому районированию район месторождений отнесен к первой категории удароопасности. Большая часть горных пород и руд в образцах склонны к хрупкому разрушению, но в связи с высокой трещиноватостью и наличи-

ем обводненных участков массива потенциальная удароопасность пород существенно снижается. Визуальными наблюдениями и по дисконанию керна внешних признаков удароопасности горных пород и руд не зафиксировано. Конструктивные элементы геотехнологий на нижних горизонтах шахты находятся в устойчивом, неудароопасном состоянии.

В связи с тем, что на месторождении не выявлены внешние признаки удароопасности горных пород и руд, даже на самых глубоких горизонтах, на текущий момент месторождения можно отнести к несклонным по горным ударам. Однако, учитывая наличие высоких гравитационно-тектонических природных напряжений, сейсмическую характеристику района, склонности образцов горных пород к хрупкому разрушению, неоднородности прочностных и деформационных свойств горных пород в массиве, на шахте рекомендуется проводить мониторинг геомеханического состояния массива горных пород с целью своевременного выявления опасных проявлений горного давления в динамических формах и обеспечения безопасности горных работ.

Список литературы

1. Заключение о склонности пород и руд Ново-Бакальского и Шиханского месторождений, разрабатываемых шахтой Сидеритовая, к проявлению горных ударов / Аксенов А.А., О.Г.Латышев, Ломакин В.С. //УФ ОАО ВНИМИ – УРГГУ, Екатеринбург, 2005 г.-31 с.

2. Положение по безопасному ведению горных работ на месторождениях, склонных и опасных по горным ударам. Серия 06. Выпуск 7. –М.: ЗАО «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2014. – 80 с

3. Геодинамическое районирование недр. - Л., 1990.-129 с.

4. Инструкция по креплению горизонтальных выработок и их сопряжений на железорудных шахтах Урала и Казахстана. ИГД МЧМ СССР, Свердловск. 1986.

5. Справочник (кадастр) физических свойств горных пород. Под ред. Н. В Мельникова, В. В. Ржевского, М. М. Протодьяконова. М, "Недра", 1975. 279 с.

ОЦЕНКА СТЕПЕНИ ОПАСНОСТИ НАКОПЛЕННЫХ ПОДЗЕМНЫХ ПУСТОТ НА МНОГОВЕРШИННОГО МЕСТОРОЖДЕНИИ

Аннотация. В процессе эксплуатации Многовершинного рудника накоплен существенный объем подземных пустот, которые представляют опасность по развитию процессов сдвижения и обрушения горных пород. Авторами, в процессе исследований геомеханических условий на руднике, разработана методика оперативной оценки степени устойчивости подземных пустот, в которой учитываются наиболее существенные горно-геологические факторы: техногенные и природные напряжения горных выработок, очистных камер и целиков, прочностные свойства горных пород, опасность проявления процессов обрушения на дневной поверхности и в подрабатываемых карьерных выработках, фактор времени. В зависимости от соотношения фактического и расчетного времени службы подземной конструкции устанавливается степень ее опасности. Выявленные опасные подземные пустоты рекомендуется своевременно погашать. По результатам исследований разработан ряд нормативных документов по управлению геомеханическими процессами, внедренных на руднике.

Ключевые слова и словосочетания: золоторудное месторождение, подработка земной поверхности, подземные пустоты, устойчивость горных выработок и целиков

Введение. Многовершинное месторождение, расположенное на севере Хабаровского края, находится в эксплуатации более 30 лет. Отрабатываются крутопадающие рудные тела. Месторождение расположено на значительной территории, часть рудных тел почти отработано, а некоторые недавно вовлечены в отработку. Ведутся как открытые, так и подземные горные работы. Подземным способом жилы извлекаются системами разработки с открытым очистным пространством. Глубина подземных горных работ на руднике в настоящее время достигает 400 м и более.

Авторами проводились комплексные геомеханические исследования на руднике в 2012-2017 гг. [1,2] В ходе работ установлено, что одним из важных геомеханических факторов, влияющих на безопасность горных работ, является значительный объем подземных пустот. Накопленные за десятилетия работы рудника, пустоты представляют значительную опасность по развитию процессов сдвижения и обрушения горных пород. Оценить степень подработанности массива горными выработками для условий Многовершинного рудника это комплексная сложная задача. Разработка месторождения осложнена многогоризонтной, выборочной выемкой запасов. Параметры рудных тел (мощность, угол падения, категория устойчивости и др.) варьируются в широких диапазонах. Часть от-

рабочих очистных камер находится вблизи дневной поверхности или непосредственно под карьерными выработками.

Методы исследований. Для оперативной оценки степени опасности накопленных подземных пустот рудника Многовершинное авторами разработана комбинированная методика на основе результатов исследований институтов ИрГИРЕДМЕТ, ИрГТУ (ИРНТУ), ИГД УрО РАН, ВНИМИ, ИФиМП АН Киргизстана и др. [3-8 и др.] Основные положения методики следующие.

Сначала определяется коэффициент длительной прочности

$$K_t = \frac{\sigma^{об} \cdot K_3}{\sigma_\phi}, \quad (1)$$

где K_t - коэффициент длительной прочности; $\sigma^{об}$ - предел прочности горной породы в образце, МПа; K_3 - коэффициент запаса прочности породы, для проявлений горного давления в динамической форме принимается равным 0.7, для статических проявлений горного давления уточняется в зависимости от структурных особенностей массива; σ_ϕ - максимальное расчетное значение техногенного напряжения на контуре исследуемых пустот (стенок очистных блоков, потолочин и междукамерных целиков).

Расчет техногенных напряжений на контуре анализируемых очистных блоков для условий рудника производится на основе выражений:

$$\begin{aligned} \sigma_\kappa &= \sigma_\sigma \cdot K_{вк} + \sigma_\tau \cdot K_{гк}; & \sigma_c &= \sigma_\sigma \cdot K_{вс} + \sigma_\tau \cdot K_{гс}, \\ \sigma_{мкц} &= \frac{l_\kappa \cdot H_\sigma \cdot \sigma_c \cdot K_1 \cdot K_2}{(l_\kappa - l_\sigma)h + A(l_\sigma - l_\sigma)}, \end{aligned} \quad (2)$$

где σ_κ , σ_c - соответственно напряжения в кровле (потолочине) и стенках очистного пространства, МПа; $K_{вк}$, $K_{гк}$ - коэффициенты концентрации напряжений от действия вертикальных и горизонтальных единичных нагрузок в потолочине; σ_σ , σ_τ - напряжения в нетронутом массиве (первоначальные), действующие соответственно вертикально и горизонтально, МПа; σ_σ - напряжения в стенке камеры, МПа; $K_{вс}$, $K_{гс}$ - коэффициенты концентрации напряжений от действия вертикальных и горизонтальных единичных нагрузок в стенке камеры; $\sigma_{мкц}$ - напряжения в междукамерном целике, МПа; l_κ - длина камеры, м; H_σ - средняя высота этажа, м; K_1 - коэффициент, учитывающий влияние вертикальных напряжений; K_2 - коэффициент, характеризующий влияние неравномерности распределения горизонтальных напряжений при различном числе отработанных этажей; l_σ - ширина восстающего, м; h - высота потолочины, м; A - общая высота междукамерного целика, м.

Коэффициенты концентрации напряжений определяются известными методами, например моделированием на основе решения граничных сингулярных уравнений, конечных элементов, оптическим и другими. Для условий рудника удобно использовать номограммы проф. Сосновского

Л.И., полученные в результате оптического моделирования для условий отработки рудных тел средней мощности и мощных [4], а также номограммы доц. Сосновской Е.Л., полученные методом конечно-элементного анализа для условий отработки маломощных жил [5].

Величины первоначальных напряжений на месторождении, по результатам исследований авторов [1,2] аппроксимируются формулами:

$$\sigma_B = -\gamma H; \sigma_z = -1.23\gamma H. \quad (3)$$

где γ – плотность пород и руд, МН/м³; H – глубина горных работ, м.

Для случая оценки устойчивости эксплуатационных блоков, расположенных в прикарьерных зонах, величины первоначальных напряжений корректируются на основе выражений [7,8 и др.]:

$$\sigma_6^K = \sigma_6 \cdot K_6^K; \quad \sigma_z^K = \sigma_z \cdot K_z^K, \quad (4)$$

где σ_6^K , σ_z^K – уточненные вертикальные и горизонтальные напряжения горного массива под карьером, МПа; K_6^K , K_z^K – коэффициенты концентрации вертикальных и горизонтальных напряжений под выработанным пространством карьера.

Коэффициенты K_6^K и K_z^K можно определить распространенными методами компьютерного моделирования или по известным зависимостям, например, установленной докт. ф.-м.наук Ю.П. Щуплецовым [7,8 и др.]. Принимая в качестве граничных условий уточненные значения первоначальных напряжений, далее расчеты ведутся по формулам 1-2.

После определения коэффициента длительности K_t , по номограмме рис.1, разработанной на основе известных эмпирико-статистических зависимостей ИФиМГП АН Киргизстана [8], определяется расчетное время устойчивого состояния выработанных пространств на руднике. В зависимости от соотношения фактического и расчетного времени службы подземной конструкции устанавливается степень ее опасности. Так например при анализе подземных пустот при отработке рудного тела Северное расчетный срок устойчивого состояния очистных блоков 320-5 380-5 получен 2-4 года. Учитывая извлечение этих блоков в 2007 г., начиная с 2011 г. они являются потенциально опасными по проявлениям сдвижения и горного давления.

Следует отметить, что на руднике многие пустоты находятся близко к дневной поверхности. При значительном накоплении подземных пустот на небольших глубинах появляется степень опасности проявления процессов сдвижения в виде провалов и воронок на дневной поверхности. В таком случае необходимо дополнительно оценивать критическую глубину по устойчивому состоянию земной поверхности H_{np} [4,5]:

$$H_\phi \geq H_{np} = K \cdot \frac{3 \cdot S}{P} = 12 \frac{S}{P}; \quad (5)$$

где H_ϕ – фактическая глубина верхней границы выработанного пространства, считая от границы выветрелых пород и рыхлых отношений, м; H_{np} – расчетная предельная глубина, при которой земная поверхность со-

ставляет устойчивое состояние, м; K - коэффициент, зависящий от прочности пород, для средних условий Многовершинного рудника равен 4; S - площадь выработанного пространства в плане, м; P - периметр выработанного пространства в плане, м

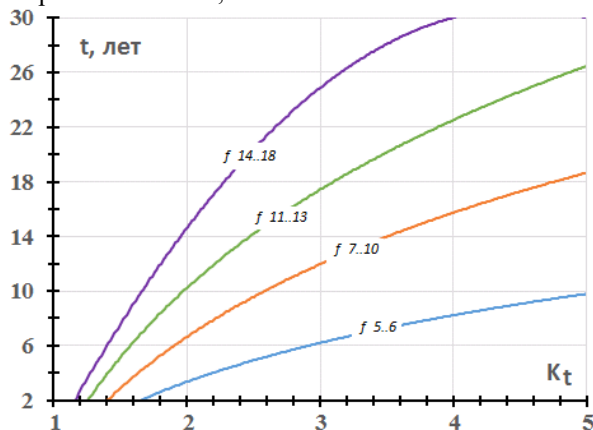


Рисунок 1 – Номограмма определения времени устойчивой состояния подземных конструкций t

f - коэффициент крепости пород по М.М.Протождяконову.

Например, для блока С320-1 рудного тела Северное расчетная критическая глубина по обрушениям земной поверхности составляет 109 м, что сопоставимо по размерам с фактическим расстоянием от дневной поверхности до кровли выработанного пространства, равным 115 м. Это обстоятельство увеличивает степень опасности выработанного пространства.

Следует отметить, что оценку степени опасности подземных пустот по вышеизложенной методике рекомендуется производить прежде всего для наиболее сложных геомеханических условий на руднике (максимальные пролеты выработок и минимальные размеры целиков). Так, анализ степени опасности подземных пустот рудного тела Глубокое позволил отметить следующее. Максимальная общая высота очистных блоков 130 м, ширина 141 м. Глубина от верхней границы 120 м, от нижней 250 м, минимальная высота подштрекового целика 14 м. Результаты оценки времени устойчивого состояния блоков показали срок службы горных выработок не менее 14 лет. Кровля и стенки камер являются устойчивыми. Следовательно, при отработке этого рудного тела другие очистные блока меньших размеров и с большим размером целиков будут также являться устойчивыми.

Степень опасности проявления процессов сдвижения и обрушения земной поверхности существенно повышается при комбинированной отработке рудных тел. Так, анализ расчетов степени устойчивости очистных выработок рудного тела Верхнее позволяет отметить, что наиболее

сложные участки отмечаются вблизи ранее отработанных бортов и дна карьера. Фактическая глубина от поверхности карьера до кровли очистных камер составляет 12-65 м, а расчетная критическая глубина по устойчивости земной поверхности изменяется в пределах 16-40 м. Таким образом, очистные блоки В-510-12, С2-114, С2-118-а, С1-112, С2-103 представляют опасность по устойчивому состоянию дневной поверхности. Также, вследствие влияния карьерных разработок, напряжения в стенках близ поверхностных очистных камер носят растягивающий характер, и, хотя, они не превышают допустимых значений на растяжение, но значительно понижают коэффициент длительности Кдл: от значений 4,7-9,7 до 1,5..2,5. Расчетное время устойчивого состояния камеры сокращается до 3-9 лет вместо 10-30 лет.

При выявлении таких участков рекомендуется производить периодические визуальные обследования дневной поверхности над блоками, при необходимости предусмотреть заложение постоянных наземных наблюдательных станций (профильные линии реперов или триангуляционных пунктов), своевременно разрабатывать мероприятия по погашению подземных пустот [2-5 и др.].

Результаты. Произведена оценка устойчивости очистных выработок рудника по данным актуальной маркшейдерской документации на 2012-2017 год с целью выявления потенциальной опасности по проявлениям сдвижения и горного давления. Установлены наиболее опасные блоки: С320-1 Северного рудного тел, блоки В-510-12, С2-114, С2-118-а, С1-112, С2-103В Верхнего, 250-17 Промежуточного. Они представляют опасность по обрушениям земной поверхности вследствие критических глубин горных работ, высокой степени подработки земной поверхности, влияния карьерных выработок, обводненности и тектонической нарушенности. Земная поверхность, горные выработки и очистные камеры в районе отработки рудных тел Оленья, Глубокое, Тихое в настоящее время находятся в устойчивом состоянии.

Выводы. На Многовершинном руднике рекомендуется проведение следующих мероприятий по уменьшению степени опасности накопленных подземных пустот:

- Расчет степени опасности подземных пустот проводить по предлагаемой методике с учетом напряженного состояния горных выработок, очистных камер и целиков, установленных физико-механических свойств пород и фактора времени. До истечения расчетного времени службы подземных конструкций погашать выявленные опасные пустоты известными методами: поддержания, локализации, частичной закладки и регулируемого самообрушения.

- В горных выработках и на земной поверхности, находящихся в зоне влияния потенциально неустойчивых блоков проводить геомеханический мониторинг. Необходимо предусмотреть заложение долговременных наблюдательных станций в виде профильных линий реперов на земной поверхности над рудными телами Северное и Верхнее и парными, про-

фильными реперами или щелевой разгрузкой - на нижних горизонтах Северного, Верхнего и Промежуточного рудных тел. Методические руководство и помощь по оценке горного давления и его вредных проявлений рекомендуется осуществлять силами специализированных организаций.

По результатам исследований разработан ряд нормативных документов по управлению геомеханическими процессами, которые внедрены на руднике. Методику оценки степени опасности накопленных подземных пустот предлагается использовать при анализе геомеханических условий на других жильных месторождениях с похожими геомеханическими условиями.

Список литературы

1. Сосновская Е.Л. Исследование геомеханических условий Многовершинного золоторудного месторождения с целью прогноза его потенциальной удароопасности // Вестник ИрГТУ. - 2015. - № 4 – С.82-88.

2. A.Avdeev, E.Sosnovskaya, R.Krinityn The geomechanical state of the mine «Mnogovershinnoe» lower levels monitoring VII International Scientific Conference “Problems of Complex Development of Georesources”. E3S Web of Conferences 56, 02017 (2018) <https://doi.org/10.1051/e3sconf/20185602025>

3. Зубков А.В. Геомеханика и геотехнология – Екатеринбург: УрО РАН, 2001. 335с.

4. Технология разработки золоторудных месторождений / Под редакцией Неганова В.П. М. Недра. 1995. – 336 с.

5. Сосновская Е.Л. Оценка техногенных напряжений на контуре очистных камер при разработке крутопадающих золоторудных жил малой мощности // Вестник ИрГТУ, 2014, № 12 – С.82-88

6. Ялымов Н.Г. Исследование напряженного состояния массива горных пород на рудных месторождениях Киргизии / Н.Г.Ялымов // Прикладные задачи механики горных пород.- М.: Наука, 1977. - С.26-27.

7. Сосновский Л.И. Методика определения размеров подкарьерного целика при комбинированной разработке рудных месторождений / Л.И.Сосновский, Е.Л.Сосновская, Ю.В. Дрбчук и др. // Проблемы развития минеральной базы Восточной Сибири: сб.научн.тр. - Иркутск: Изд-во ИрГТУ, 2005 - С.68-76.

Щуплецов Ю.П. Методические указания для определения первоначальных напряжений в массиве горных пород по результатам измерения их приращений / Ю.П. Щуплецов, Н.П. Влох - Свердловск.: Институт горного дела МЧМ СССР, 1977.-18 с

ИССЛЕДОВАНИЕ СОСТОЯНИЯ ВЕРХНИХ УСТУПОВ СТАЦИОНАРНОГО БОРТА РАЗРЕЗА «БОГАТЫРЬ» И РАЗРАБОТКА ПРАКТИЧЕСКИХ РЕКОМЕНДАЦИЙ ПО ОБЕСПЕЧЕНИЮ ИХ УСТОЙЧИВОСТИ

Ключевые слова: разрез, уступ, стационарный борт, угольный склад, коэффициент запаса устойчивости, риск обрушения

Введение

Программой развития Экибастузского каменноугольного месторождения в пределах разрезов «Богатырь» и «Северный» предусмотрен переход на циклично-поточную автомобильно-конвейерную технологию, которая позволит увеличить мощности действующих разрезов, снизить затраты на транспортировку угля от забоев к погрузочным пунктам и сделает более гибкой систему контроля качества продукции при помощи проектируемых угольных усреднительных складов. При проектировании угольных складов принято решение расположить их внутри разреза на верхних горизонтах стационарного борта. Данное решение продиктовано соображениями экономической эффективности и экологической безопасности, так как для варианта расположения складов на земной поверхности потребуются расширение горного отвода со всеми вытекающими процедурами регистрации и согласованиями в уполномоченных государственных органах, а также платежами за использование земельных участков. Однако, при всех очевидных плюсах данного решения, здесь не учтен важнейший геомеханический фактор – устойчивость откосов и несущая способность площадок верхних горизонтов стационарного борта разреза.

В течение последних 10 – 15 лет в районе предполагаемого строительства угольных складов (участок 6 разреза «Богатырь») происходили активные оползневые явления верхних уступов стационарного борта. Деформации верхних уступов (гор. +165 - +200м), сложенных рыхлыми отложениями и глинистыми породами, ставят под угрозу реализацию указанного проекта.

В этой связи возникает необходимость проведения дополнительных исследований свойств пород верхних горизонтов, установить причины произошедших оползневых явлений и оценить риски возможных деформаций рассматриваемого участка стационарного борта разреза «Богатырь» с учетом строительства, размещения оборудования и пригрузки площадок угольным штабелем.

Исследование прочностных характеристик пород верхних горизонтов

Физико-механические свойства горных пород были изучены институтом ВНИМИ достаточно детально, с начала эксплуатации месторождения

(1957 – 1958гг, 1972 – 1977гг) по кернам из скважин доразведки, а также по образцам, отобраным из свежих уступов экскаваторных забоев [1].

На Экибастузском месторождении мощность четвертичных отложений составляет от 2 – 3 до 12 – 15м. На размытой поверхности палеозойских пород залегают палеогеновые отложения мощностью до 15м, представленные преимущественно пестроцветными глинами. Общая мощность слабых пород достигает 25 – 30м. Кроме этого, верхняя часть палеозойских отложений подверглась значительному выветриванию. Исследования ВНИМИ показали, что зона выветривания распространяется до глубины 50м от земной поверхности. Наиболее слабыми являются углистые аргиллиты и переслаивание песчано-глинистых пород. Среднее значение сцепления, полученное в результате лабораторных испытаний из образцов пород, отобранных из свежих экскаваторных забоев, составило $2,5 \cdot 10^5$ Па (25 т/м²). Коэффициент структурного ослабления равен 0,10 – 0,12. Расчетная величина сцепления массива пород, принимаемая для анализа устойчивости верхних уступов составляет 25 – 30кПа (2,5 – 3,0т/м²) [2].

Для определения физико-механических характеристик вскрышных пород верхних уступов (гор. +150 - +200м) в 2017 г. ТОО «Азимут Геология» были проведены инженерно-геологические изыскания, в рамках которых было пробурено 9 скважин (№№ 14/17 - 22/17) глубиной 20,0 и 30,0м [3].

Геологический разрез по скважинам №№ 14 - 20 представлен на рисунке 1.

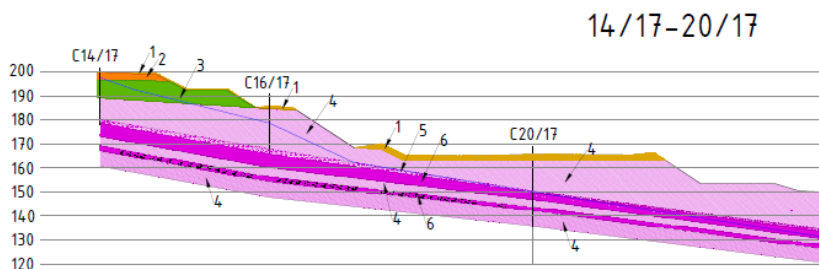


Рисунок 1 – Геологический разрез по скважинам №№ 14 – 20
(1 – 6 - инженерно-геологические элементы)

Общий метраж бурения составил 210,0м. Бурение скважин глубиной 20,0м выполнено механическим ударно-канатным способом станком УГБ-50М d=132мм без обсадки скважин. При встрече коренных пород и залежей угля ударно-канатное бурение заменялось на колонковое.

Бурение скважин глубиной 30,0м выполнено вращательным колонковым способом станком УГБ-001-02А d=123мм интервалами 1,0 - 2,0м с полным отбором керна. Все скважины технические. В скважинах, начи-

ная с глубины 1,0м через каждый метр до проектной глубины, отбирались монолиты и пробы грунта естественной влажности для определения физико-механических характеристик – пределов пластичности, плотности, коэффициента пористости, степени водонасыщения, угла внутреннего трения, сцепления, модуля Юнга и коэффициента Пуассона. [3].

В соответствии с геологическим строением и согласно ГОСТ 25100-2011 [4] на исследуемом участке выделено 6 инженерно-геологических элементов (ИГЭ) с различными физико-механическими и химическими свойствами.

- 1 ИГЭ – насыпной грунт представлен смесью различных грунтов;
- 2 ИГЭ – рыхлые дресвяные грунты (dpQ);
- 3 ИГЭ – пластичные глинистые грунты (P);
- 4 ИГЭ – плотные глинистые грунты $e(C_1)$;
- 5 ИГЭ – глыбово-щебенистые грунты $e(C_1)$;
- 6 ИГЭ – скальные грунты осадочного происхождения (C_{1v3}).

В результате проведенных инженерно-геологических изысканий ТОО «Азимут Геология» получены физико-механические характеристики основных видов вскрышных пород верхних горизонтов и их классификация (группировка) по описанным выше инженерно-геологическим элементам [3].

Полученные результаты относятся к малым элементам структурной иерархии массива (образцам). Для выполнения практических расчетов по оценке состояния массива необходимо совершить переход от свойств в образце к свойствам массива. Программа RocLab, в значительной степени помогает в решении данной проблемы. Она обеспечивает простую и понятную реализацию критериев разрушения Хука–Брауна и Кулона–Мора, позволяя пользователям получать надежные оценки свойств массива горных пород, и прямо на экране (в интерактивном режиме) видеть изменения огибающих разрушения (кривых прочности) при изменении параметров. В дополнение к параметрам критерия Хука–Брауна она вычисляет эквивалентные параметры Мора–Кулона (сцепление и угол внутреннего трения) для массива, так как большинство программного обеспечения для горного проектирования использует показатели критерия Кулона–Мора. В этой связи вычисление эквивалентных параметров Кулона–Мора по критерию Хука–Брауна является очень важным элементом программы [5, 6].

В работе выполнен анализ результатов проведенных ранее исследований, а также данных, полученных ТОО «Азимут Геология» при проведении инженерно-геологических изысканий на участке строительства с применением программы RocLab.

В качестве примера на рисунке 2 представлены паспорта прочности для ИГЭ 4 естественной и повышенной влажности.

- а) ИГЭ – 4 глинистые грунты C_1 (повышенной влажности)

ИГЭ 4 - глинистые грунты С1 (повышенной влажности)

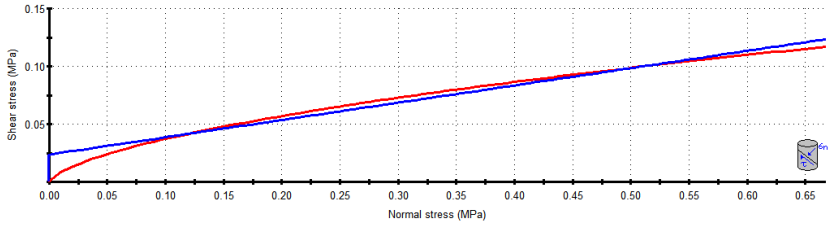
Hoek-Brown Classification
 intact uniaxial comp. strength (σ_{ci}) = 3 MPa
 GSI = 20 $m_i = 4$ Disturbance factor (D) = 0.7
 intact modulus (Ei) = 10 MPa

Hoek-Brown Criterion
 $m_b = 0.049$ $s = 9.22e-6$ $a = 0.544$

Mohr-Coulomb Fit
 cohesion = 0.024 MPa friction angle = 8.50 deg

Rock Mass Parameters
 tensile strength = -0.001 MPa
 uniaxial compressive strength = 0.005 MPa
 global strength = 0.064 MPa
 deformation modulus = 0.27 MPa

Сцепление $k = 24$ кПа, $\rho = 8,5^\circ$



б) ИГЭ – 4 глинистые грунты С1 (естественной влажности)

ИГЭ 4 - глинистые грунты С1 (естественной влажности)

Hoek-Brown Classification
 intact uniaxial comp. strength (σ_{ci}) = 8 MPa
 GSI = 20 $m_i = 4$ Disturbance factor (D) = 0.7
 intact modulus (Ei) = 10 MPa

Hoek-Brown Criterion
 $m_b = 0.049$ $s = 9.22e-6$ $a = 0.544$

Mohr-Coulomb Fit
 cohesion = 0.038 MPa friction angle = 11.78 deg

Rock Mass Parameters
 tensile strength = -0.001 MPa
 uniaxial compressive strength = 0.015 MPa
 global strength = 0.171 MPa
 deformation modulus = 0.27 MPa

Сцепление $k = 38$ кПа, $\rho = 12^\circ$

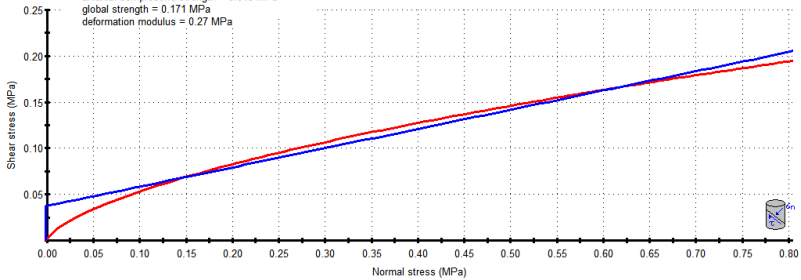


Рисунок 2 – Паспорта прочности для ИГЭ – 4

Полученные значения физико-механических характеристик пород верхних горизонтов (ИГЭ) приведены в таблице 1. В столбце значений сцепления указана дробь, в числителе которой приведено сцепление в образце, а в знаменателе – расчетное сцепление массива.

Таблица 1 – Значения физико-механических характеристик пород

Тип пород (ИГЭ)	Физико-механические свойства		
	γ , тн/м ³	$k_{обр}/k_M$, МПа	ρ , град.
1. ИГЭ 2	2,08	0,051 / 0,006	5
2. ИГЭ 3	2,00	0,068 / 0,010	7
3. ИГЭ 4	2,10	0,280 / 0,038	12
4. ИГЭ 4 влажные	2,10	0,190 / 0,024	9
5. ИГЭ 5	2,24	2,00 / 0,068	20
6. ИГЭ 6	2,28	- - - / 0,070	18

Наиболее надежным и достоверным способом определения прочностных характеристик горных пород является метод обратных расчетов, который учитывает все факторы, повлекшие нарушение устойчивости массива [7, 8].

Обратные расчеты производятся по результатам маркшейдерских съемок деформированных участков, в результате которых устанавливаются контуры тела оползня и местоположение поверхности скольжения.

Маркшейдерской службой разреза «Богатырь» совместно с «Бюро специализированных маркшейдерских работ» обследован и задокументирован ряд случаев деформаций верхних уступов на исследуемом участке [9].

В качестве примера рассмотрим случай деформации на участке 6, обнаруженный 27.09.2008г. Время стояния откосов до деформации 2 года. Произошел оползень, высота откоса – 14м (гор. +200 - +186м), длина по фронту – 308м (от р.л. 36+12м до р.л. 36а+60м). Причины оползня: разуплотнение пород, снижение прочностных характеристик.

Дата обследования: 21.09.2009г. Увеличение длины по фронту до 450м (р.л. 36+12м - р.л. 36+462м). По данным АФС на 21.09.2009г. разуплотнение породы привело к увеличению фронта развития оползня до 450 м.

Закол был частично отработан, однако разуплотнение пород привело к увеличению закола еще на 200м.

Дата обследования: 26.10.2013г. Увеличение длины по фронту до 640м (р.л. 36+12м - р.л. 36+652м). По данным АФС на 26.10.2013г. фронт развития оползня достиг 640м (рисунок 3).

Анализ этого и других случаев деформаций уступов верхних горизонтов участка при помощи метода обратных расчетов оползней позволил оценить расчетную величину сцепления породного массива, которая при увлажнении составила 10 – 15 кПа (1,0 – 1,5 т/м²) при значениях угла внутреннего трения 8 – 10°. Полученный результат хорошо соответствует анализу RocLab, приведенному в таблице 1 для ИГЭ 3 – пластичных глинистых грунтов.



Рисунок 3 – Деформации уступов верхних горизонтов (участок 6, оползень, гор. +200 - +186м, р.л. 36+12м - р.л. 36 +652м)

Расчеты устойчивости и оценка рисков обрушений уступов верхних горизонтов

С учетом полученных выше результатов выполнены расчеты устойчивости верхних уступов (гор. +165м - +200м), а также площадки гор. +165м, на которой планируется строительство склада.

Расчет коэффициента запаса устойчивости выполнен в соответствии с методикой ВНИМИ и требованиями нормативно-технических документов [7].

В современных условиях при проектировании откосов зачастую уже недостаточно детерминированных показателей (коэффициент запаса устойчивости), в мировой практике при проектировании откосов определяют уровень риска при принятии тех или иных решений [5].

Оценочная взаимосвязь между КЗУ и максимальной вероятностью разрушения представлена в таблице 2 [5].

Объект исследований – верхние уступы стационарного борта участка 6 необходимо разделить на 2 участка:

1. Уступы верхних горизонтов (гор. +165 - +200м);
2. Площадка (гор. +165), на которой предполагается размещать проектируемый угольный склад «Южный» с откосом (гор. +150 - +165м).

Эти участки различаются по своему характеру и функциональному назначению в проектируемом объекте.

Таблица 2 – Проектные значения рисков обрушения откоса

Характеристика откоса	КЗУ	Риск обрушения (max)
Отдельные уступы и группы уступов (Н до 50м), удаленные от коммуникаций. Степень ответственности – незначительная	1,3	20%
Отдельные уступы и группы уступов (Н до 50м), влияющие на коммуникации. Степень ответственности – относительно значительная	1,5	10%
Средние (50 – 100м) и высокие (Н до 150м) группы уступов, на которых размещены коммуникации. Степень ответственности – весьма значительная	2,0	5%

1. Уступы верхних горизонтов (гор. +165 - +200м).

По классификации проектных рисков обрушения откосов, приведенной в таблице 2, данная группа уступов может быть отнесена к 2 категории (отдельные уступы и группы уступов высотой до 50м, влияющие на коммуникации). Степень ответственности – относительно значительная.

Требования: проектное значение КЗУ – не ниже 1,5, уровень риска обрушения – не более 10%.

Основная задача – предупреждение деформаций и обрушений откосов.

2. Площадка гор. +165м и откос (гор. +150 - +165м).

По классификации проектных рисков обрушения откосов, приведенной в таблице 2, данный уступ может быть отнесен к 3 категории (группы уступов, на которых размещены коммуникации). Степень ответственности – весьма значительная.

Требования: проектное значение КЗУ – не ниже 2,0, уровень риска обрушения – не более 5%.

Основная задача – предупреждение деформаций площадки и обрушений откоса (гор. +150 - +165м).

Анализ результатов выполненных расчетов устойчивости верхних уступов стационарного борта (гор. +165 - +200м) и разработка рекомендаций по обеспечению их устойчивости

Анализ результатов расчетов устойчивости уступов верхних горизонтов (гор. +165 - +200м) позволил сделать следующие выводы.

1) Согласно «Правил обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах» [7] (пункты 6.2.4, 6.2.5) значение КЗУ для группы уступов должно быть не менее 1,3, а для одиночных уступов – не менее 1,5.

2) Определение предельных параметров одиночного уступа в рых-

лых отложениях ИГЭ-4 (увлажненные глины, гор. +165м - +200м).

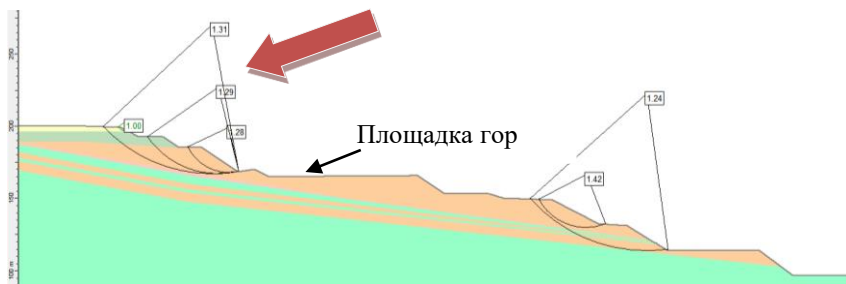
Расчет устойчивости одиночного уступа показал предельное состояние при высоте $H = 15\text{м}$, угол откоса $\alpha = 35^\circ$, $k = 25 \text{ кПа}$ ($2,5 \text{ т/м}^2$), $\rho = 12^\circ$. Получено значение КЗУ = 1,02, ширина призмы обрушения $r = 6,0\text{м}$.

Анализ деформаций верхних уступов (деформации № 245, 335, 362) с применением метода обратных расчетов подтверждает результаты анализа RocLab, что позволяет повысить уровень надежности и достоверности полученных прочностных параметров массива.

При уменьшении высоты уступа его устойчивость возрастает. Так при высоте уступа $H = 12\text{м}$ КЗУ = 1,15, ширина призмы обрушения $r = 4,0\text{м}$; а при высоте уступа $H = 10 \text{ м}$ – КЗУ = 1,30, $r = 2,0\text{м}$. Получаем максимально допустимую высоту откоса 10м.

3) Анализ фактического состояния борта и варианта параметров верхних уступов (3 уступа) в рыхлых отложениях ИГЭ-4 (глины, гор. +165м - +200м). Результаты расчетов представлены на рисунке 4.

а) массив естественной влажности



б) увлажненный массив

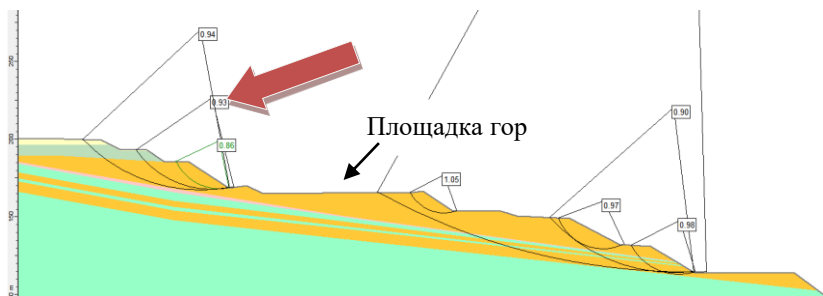


Рисунок 4 – Расчет устойчивости фактического положения борта по РЛ 14 – 20

При прочном массиве (естественной влажности) КЗУ лишь приближается к нормативному значению 1,3 (рисунок 4а), а при увлажнении

массива получено предельное состояние, приводящее к деформациям откосов (КЗУ в пределах 0,93 – 1,02) на исследуемом участке [9].

Попытки конструирования борта на верхних горизонтах в пределах существующего горного отвода успехом не увенчались, так как высота уступа превышает 10м, а при увлажнении массива получаем предельное состояние борта с коэффициентом запаса в районе единицы.

4) Учет слабых поверхностей в основании борта. Начиная с глубины 15 – 20м борт может оказаться подсеченным слабыми контактами с низкими прочностными параметрами ($\rho' = 10^\circ$, $k' = 10 - 15$ кПа). По данным исследований ВНИМИ, углы падения породных контактов на данном участке составляют от 10° до 18° . Выполнен расчет по соответствующей расчетной схеме со слабым согласопадающим контактом в основании откоса. Расчет показал предельное состояние борта (КЗУ = 1,09 при $k' = 15$ кПа и КЗУ = 0,99 при $k' = 10$ кПа).

5) Для обеспечения устойчивости верхних горизонтов (гор. +165м - +200м) предложен вариант конструкции верхнего участка борта, разделенный на 4 уступа, с расширением площадок, увеличением заложения борта и уменьшением генерального угла наклона борта до $12 - 13^\circ$ (рисунок 5).

Недостатком данного варианта является нарушение границ горного отвода, однако он является перспективным в плане решения поставленной задачи в первую очередь за счет снижения генерального угла. Расчеты показали, что данный вариант конструкции верхних уступов позволяет обеспечить их устойчивое состояние при фактических, низких прочностных характеристиках пород верхних уступов. При $k = 15$ кПа ($1,5$ т/м²), $\rho = 10^\circ$, КЗУ = 1,32 (4 уступа).

Рассмотрено два варианта данного решения. Второй вариант отличается от первого увеличением ширины площадок (с сохранением общего заложения порядка 160м). При этом увеличение ширины площадок придаст профилям дополнительную устойчивость при одинаковых значениях высоты и генерального угла откоса. При проектных параметрах уступов по предложенной схеме генеральный угол откосов на верхних уступах составляет порядка $\alpha = 12^\circ$, при этом появляется возможность постановки уступов на проектный контур по напластованию и исключить влияние слабых контактов в основании откосов.

6) Согласно «Правил обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах» [7] при малых α (менее $45^\circ - \rho/2$) и $\rho < 13^\circ$ необходимо проверять возможности выпора пород основания. Минимальные значения КЗУ = 1,34 получены для схемы с возможностью деформаций пород основания на площадке гор. + 165м.

7) Для предупреждения деформаций в районе траншеи (РЛ 37) необходимо выполнить разноску с целью существенного увеличения радиуса закругления на сопряжении рассматриваемого участка борта и траншеи, тем самым уменьшить кривизну участка в плане. Увеличение радиуса кривизны борта позволит обеспечить его устойчивость на сопряжении.

Разработка рекомендаций по обеспечению устойчивости площад-

ки для строительства склада на гор. +150м

Анализ существующего состояния и результатов выполненных расчетов устойчивости уступа (гор. +150 - +165м) и площадки +165м.

1) Наличие слабых пластических контактов является определяющим фактором при оценке устойчивости уступа площадки + 165м ($KЗУ = 1,15$). Незначительное дополнительное увлажнение таких контактов приведет к сползанию породных призм. Подрезанные слои горных пород должны быть отработаны при их принудительном и управляемом обрушении.

2) Деформации подрезанных слоев могут проявляться в форме сползания породных призм по контактам и в целом не представляют большой опасности с точки зрения стабильности площадки + 165м. Главная угроза такого рода деформаций заключается в постепенном «съедании» берм, которое может достигнуть конвейерного оборудования и остановить технологический процесс.

3) При анализе устойчивости откоса и площадки гор. +165м, нагруженного угольным штабелем, получены следующие результаты.

В соответствии с СНиП 2.02.01-83 «Основания зданий и сооружений» [10], несущая способность глинистых пород основания, слагающих уступ, составляет $1,5 - 2,0 \text{ кг/см}^2$ (150 – 200 кПа).

Нарращивание высоты угольного штабеля свыше 10м связано с рисками деформирования (выдавливания) глинистых пород основания, что приведет к нарушению нормальной работы проектируемого сооружения.

Для исключения возможности выпора основания от давления угольного штабеля рекомендуется уменьшить его высоту с 15 до 10м, что позволит уменьшить расчетное давление на основание с 225 до 150 кПа и увеличить КЗУ с 1,26 до 1,68.

4) Для исключения совместного деформирования угольного штабеля и откоса гор. +150 - + 165м необходимо обеспечить ширину бермы не менее 20м. На протяжении всего Южного участка склада минимальное значение ширины бермы, равное 20м, соответствует сечению (РЛ 14 – 20) и всему участку между РЛ №37 и РЛ № 44а. Здесь существует угроза постепенного «съедания» бермы, описанная выше. На остальном протяжении Южного участка склада ширина площадки достаточно большая.

5) Необходимо иметь ввиду возможность выпора основания вышележащими уступами (гор. +165 - + 200м), рассмотренная ранее. С одной стороны, угольный штабель служит контрфорсом, препятствующим выпору основания по площадке + 165м, а с другой – источником нагрузки на данную площадку. Это может привести к эффекту «суммирования» выдавливающих нагрузок и выпору в форме пучения участка между основанием вышележащего откоса и угольным штабелем, где уложена исходящая ветвь конвейера.

6) Для надежной защиты от влаги и эрозии рекомендуется применение синтетических защитных покрытий – геотекстиль, либо геомембраны.

7) Выполненные изыскания выявили наличие грунтовых вод и обводненность массива практически по всем скважинам. Именно фактор об-

водненности является главной причиной возникновения и развития деформаций на исследуемом участке борта разреза. Поэтому, в первую очередь, необходимо организовать работу дренажной системы, для исключения подпитки влагой слабых глинистых массивов верхних горизонтов и породных контактов. Для недопущения инфильтрации в массив талых вод следует постоянно следить за работой дренажной системы и организовывать водосток в сторону водосборных канав.

Список литературы

1. Отчет НИР «Разработка практических рекомендаций по параметрам устойчивых бортов и внешних отвалов разреза «Богатырь» ПО «Экибастууголь». ВНИМИ, Казахский филиал. Караганда, 1977.

2. Отчет НИР «Разработка рекомендации по обеспечению устойчивости стационарного борта разреза «Богатырь». ВНИМИ, Казахский филиал. Караганда, 1991.

3. Отчет по инженерно-геологическим изысканиям для разработки рекомендаций и предложений по обеспечению устойчивости верхних уступов борта участка б разреза «Богатырь» в районе оползневых явлений угольного склада «Южный». ТОО «Азимут геология». Караганда, 2017.

4. ГОСТ 25100-2011 Грунты. Классификация. Межгосударственный стандарт. М., Стандартинформ, 2013. – 38 с.

5. John Read, Peter Stacey. Guidelines for Open pit slope design. Csiro publishing, Published exclusively in Australia, New Zealand and South Africa by 150 Oxford Street (PO Box 1139), Collingwood VIC 3066, 2010. Australia. – 511p.

6. Evert Hoek. Practical rock Engineering. University of Toronto, 2006. Canada. – 342 p.

7. Правила обеспечения устойчивости на угольных разрезах. ВНИМИ. - СПб, 1998. – 208 с.

8. Долгоносов В.Н., Шпаков П.С., Низаметдинов Ф.К., Ожигин С.Г., Ожигина С.Б., Старостина О.В. Аналитические способы расчета устойчивости карьерных откосов. - Караганда: издательство «Санат-Полиграфия», 2009. – 332 с.

9. Паспорта деформаций №№ 245, 335, 362, 363, 371. Бюро специализированных маркшейдерских работ. Экибастуз, 2016.

10. СНиП 2.02.01-83 «Основания зданий и сооружений». Москва, 1995.

СРАВНЕНИЕ РУДНОЙ И ПОЛЕВОЙ ПОДГОТОВКИ НА МАЛОМОЩНОЙ ЗАЛЕЖИ ПРИ ВСКРЫТИИ ИЗ КАРЬЕРА И ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ ОЛЕНЕГОРСКОГО РУДНИКА

Аннотация. При достижении рентабельности добычи карьером имени 15-летия Октября Оленегорского ГОКа, предлагается перейти на подземный способ добычи руды, построив Оленегорский подземный рудник. В борту карьера на отметке +144м залегают, не отработанные открытым способом, запасы руды, которые простираются вглубь горного массива. Существует возможность использовать рудную подготовку вместо полевой, и проходить все подготовительные выработки по руде в виде штолен. Сравнение показывает большую эффективность рудной подготовки по сравнению с полевой подготовкой при подземной добыче маломощной залежи железной руды в борте карьера.

Ключевые слова. Железо, руда, открытая добыча, подземная добыча, комбинированная отработка, карьер, рудник, подготовка, полевая подготовка, рудная подготовка.

ОАО «Оленегорский ГОК» - предприятие по добыче и переработке железной руды. Основная товарная продукция предприятия - железорудный концентрат с массовой долей железа общего 65.6%. При достижении рентабельности добычи карьером имени 15-летия Октября, встал вопрос о применении комбинированной геотехнологии добычи руды. Предлагается перейти на подземный способ добычи руды, построив Оленегорский подземный рудник. В соответствии с рекомендациями работы [1], на подземном руднике предлагается система разработки поэтажного обрушения с торцевым выпуском руды, что позволит применить высокопроизводительное самоходное оборудование.

Для строительства рудника необходимо максимально использовать выработанное пространство карьера имени 15-летия Октября. Карьер представляет собой техногенно образованный гористый рельеф, который является благоприятным для вскрытия месторождений штольнями, что позволит сократить объем горно-капитальных работ. Как известно, вскрытие штольнями наиболее экономичный способ вскрытия из всех известных способов вскрытия.

В борту карьера на отметке +144м залегают, не отработанные открытым способом, запасы руды со средней мощностью около 15м, которые простираются вглубь горного массива. Запасы составляют 6312 тыс. тонн с содержанием железа 26,22 %. При этом, можно использовать рудную подготовку вместо полевой, которая априори, а также на основании работ [2,3], гораздо эффективнее полевой. Возможно, все подготовительные

выработки проходить по руде в виде штолен. Это позволит дать существенную экономию на капитальных затратах, так как штольни будут одновременно служить вскрывающими, подготовительными, нарезными и очистными выработками.

Целью данной работы, является сравнение на Оленогорском руднике, рудной и полевой подготовки при подземной добыче маломощной залежи железной руды. Вид рудной подготовки показан на рис 1, а полевой подготовки на рис. 2

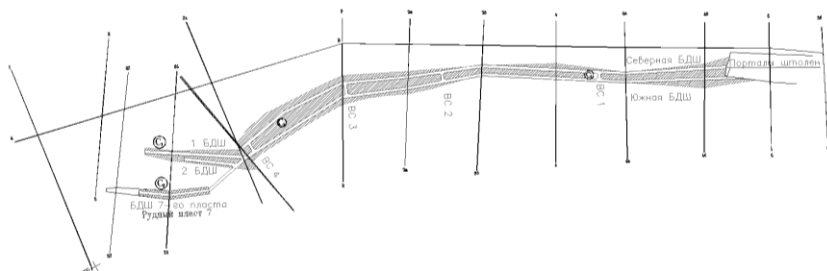


Рисунок 1 – Рудная подготовка на маломощной залежи гор. +144 м

Проходка горных выработок производится самоходным погрузочно-доставочным и буровым оборудованием с двигателями дизельного типа. Отбойка рудного массива осуществляется веерами скважин. Бурение скважин производится буровыми станками типа Simba 6. Проветривание забоев очистных работ, горно-подготовительных и нарезных выработок осуществляется принудительно – вентиляторами местного проветривания.

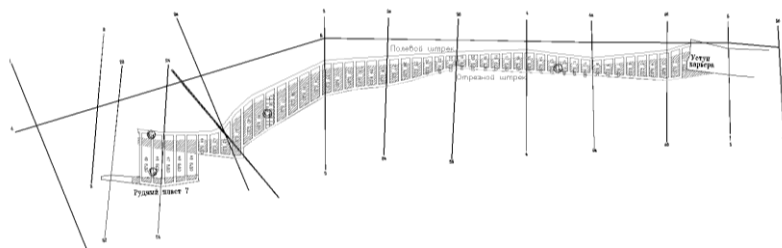


Рисунок 2 – Полевая подготовка на маломощной залежи гор. +144 м

Направление отработки при полевой подготовке – прямое, от борта карьера к флангу залежи. А при рудной подготовке будет обратным, от фланга залежи к устью штолен. Причем обратный порядок отработки, не задержит добычу руды, а наоборот ускорит, так как проходка будет вестись по руде. А при полевой подготовке прямой порядок наоборот будет тормозить добычу, так как придется осуществлять проходку полевого штрека по породе. Экономия времени будет и на проходке отрезной щели. При рудной подготовке длина отрезной щели равна флангу залежи и

будет составлять около 60 м, а не всю длину залежи, равной 1118м, как при полевой подготовке.

При прямом порядке (полевой подготовке), скорость проходки подготовительных выработок будет тормозиться нагнетательной вентиляцией, которая должна будет осуществляться в жестких трубопроводах. Прокладка жестких трубопроводов на горизонте +144м на расстояние, равное 1118м по основной залежи, будет трудоемким и дорогим мероприятием. Собственно сложность с вентиляцией, не позволит применить полевую подготовку при отработке данной залежи.

А при рудной подготовке, схема вентиляции будет простой, перегородив устье одной из штолен перемычкой и поставив перед ней ВМП, можно нагнетать туда свежий воздух, который будет проходить по этой штольне до очистного забоя, и отработанный воздух будет выходить по другой параллельной штольне. Таким образом, схема вентиляции при рудной подготовке технически осуществима, а при полевой подготовке практически невозможна.

В геомеханическом плане рудная подготовка более благоприятна, так как отработка залежи идет в обратном порядке, подготовительные выработки располагаются в массиве горных пород, не испытывающих влияние горного давления. Поэтому устойчивость выработок будет лучше и затраты на их поддержание будут меньшими, чем при полевой подготовке. При этом обрушение будет идти вдоль по простиранию залежи, которая достигает сотни метров, то есть процесс обрушения вышележащих вмещающих пород будет устоявшим и плавным, чего не будет при отработке вкрест простирания залежи при полевой подготовке. То есть априори, рудная подготовка позволит обеспечить меньшие потери и разубоживание, что в итоге даст большой экономический эффект.

Сравнение рудной и полевой подготовки на маломощной залежи железной руды рассмотрены в таблицах 1-3. Причем данные таблицы 2 приведены только по основной маломощной залежи, и не распространяются на 7 рудный пласт, лежащий обособленно. Длина очистного фронта для полевой подготовки принята ширина рудного целика между буродоставочными ортами (БДО), а для рудной подготовки максимальная ширина основной рудной залежи. Число контактов руды с породой, перпендикулярных направлению фронта очистных работ для рудной подготовки всего один, а для полевой подготовки, по основной залежи составляет 98 единиц. Контакт руды с породой, является основной причиной разубоживания и потерь руды.

Таблица 1 – Сравнения рудной и полевой подготовки на маломощной залежи гор. +144 м.

Вид подготовки	Длина горных выработок, м (%)			Объем горных выработок, куб. м (%)		
	по руде	по породе	всего:	по руде	по породе	всего:
Рудная	2426 (100)	–	2426 (100)	61474,54 (100)	–	61474,54 (100)
Полевая	2628 (57,3)	1960 (42,7)	4588 (100)	56041,28 (56)	43980,52 (44)	100021,8 (100)
Сравнение рудной с полевой подготовкой, %	92,31	0	53	109,70	0	61

Таблица 2 – Параметры влияющие на потери и разубоживание руды при рудной и полевой подготовке на основной маломощной залежи гор. +144 м.

Вид подготовки	Длина отработки, м	Длина очистного фронта, м	Число контактов руды с породой, перпендикулярных направлению фронта очистных работ, ед.
Рудная	1118	61	1
Полевая	61	20	98
Сравнение рудной с полевой подготовкой, %	18,33	3,05	0,01

Таблица 3 – Сравнения основных показателей рудной и полевой подготовки на маломощной залежи гор. +144 м

Вид подготовки	Балансовые запасы, тыс.т	Длина горных выработок, м	Удельная длина подготовительных выработок, м/1000 т	Объем горных выработок, м ³	Удельный объем ГКР, м ³ /1000 т
Рудная	6312	2426	0,38	61474,54	9,74
Полевая		4588	0,73	100021,8	15,85
Сравнение полевой с рудной подготовкой, доли ед.		1,89	1,89	1,63	1,63

Из сравнения данных таблиц 1-3 следует, что применение рудной подготовки взамен полевой имеет преимущества, и дает экономический эффект на следующем:

1. Меньшая длина подготовительных выработок рудной подготовки по сравнению полевой. Эта величина составляет всего 53 % от полевой подготовки.

2. Соответственно при всех прочих равных условиях, срок введения залежи в эксплуатацию при рудной подготовке, почти в два раза быстрее по сравнению с полевой.

3. Экономия объема проходимой горной массы и соответственно затрат на проходку, при рудной подготовке он составляет 61% от полевой подготовки, причем при рудной подготовке, 100% горной массы состав-

ляет руда, а при полевой подготовке, руда составляет всего лишь 56%.

4. Основные технико-экономические показатели подготовки, такие как удельная длина подготовительных выработок и удельный объем ГКР при рудной подготовке лучше в 1,5-2 раза по сравнению с полевой подготовкой.

5. Экономия на затратах на поддержании горных выработок, так как отработка залежи идет в обратном порядке, подготовительные выработки располагаются в массиве горных пород и не испытывают влияние горного давления.

6. Уменьшение потерь и разубоживания, так как добыча ведется вдоль простирания, а не в крест простирания залежи: при рудной подготовке перпендикулярно очистному фронту имеется один контакт руды с породой, а при полевой подготовке, насчитывается 98 контактов руды с породой по основной маломощной залежи. Это обеспечивает плавный и устойчивый характер выпуска руды при рудной подготовке по сравнению с полевой подготовкой.

7. Схема вентиляции при рудной подготовке технически осуществима, а при полевой подготовке практически невозможна.

Таким образом, рудная подготовка гораздо эффективнее полевой подготовки при комбинированной отработке запасов руды залегающих в уступе борта карьера и простирающихся вглубь горного массива.

Список литературы

1. Отчёт о научно-исследовательской работе. Обоснование выбора технологических систем подземной разработки Кировогорского месторождения. РАН, Кольский научный центр, горный институт, Апатиты, 2005г

2. Скворцов В.В., Яхеев В.В. Рудная подготовка месторождений и геэкология Норильского промышленного района, СПб, Изд-во ГПА, 2012 -402с.

3. Яхеев В.В. Разработка классификации и схем спаренной панельной рудной подготовки маломощных, удароопасных залежей, обрабатываемых с закладкой и самоходным оборудованием. Известия ВУЗов Горный журнал., № 8 2010, с. 4-13

УДК 622.831.32

И.Ю. Рассказов, М.И. Потапчук, Г.А. Курсакин, А.В. Сидляк
ИГД ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия

ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПРОЕКТНЫХ РЕШЕНИЙ ПО ВСКРЫТИЮ И ПОДЗЕМНОЙ ОТРАБОТКЕ РУДНЫХ ТЕЛ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПИОНЕР

Аннотация. В данной статье представлены результаты исследований, позволившие учесть влияние карьерной выемки на устойчивость подземных горных выработок и предохранительных целиков, обосновать проектные решения по вскрытию и установить безопасный порядок и пара-

метры системы его подземной разработки.

Ключевые слова: массив горных пород, напряженное состояние, комбинированный способ разработки, целики, устойчивость.

При отработке глубокозалегающих месторождений, их верхняя часть, как правило разрабатывается карьером. При достижении определенных глубин происходит резкое увеличение объемов вскрыши и затрат на транспортировку, возрастает себестоимость добычи и возникает необходимость применения подземного или комбинированного способа разработки. В этих условиях актуальным становится обоснование безопасных и эффективных проектных решений при переходе на подземный способ отработки.

К числу месторождений, отработка которых требует совмещения открытых и подземных горных работ, относится золоторудное месторождение Пионер, расположенное на территории Амурской области. Месторождение относится к эндогенным постмагматическим, убого-, мало-сульфидного золото-кварцевого типа одноименной формации. Максимум рудоносности связывается с флюидолитовой рудно-магматической системой – рудные зоны Южная, Промежуточная, Бахмут, Эрозионная, Андреевская. Структурно система представляется сложным штоком, имеющим овальную в плане форму и размеры 2,6×0,7 км. Контакты с вмещающими породами осложнены разрывными нарушениями, причем северные имеют крутое падение на север и север-северо-запад, а южные – на юг, что определяет её диапироподобное образование [1]. К настоящему времени верхняя часть месторождения в значительной степени отработана карьерами, и дальнейшие перспективы связаны с отработкой глубокозалегающих рудных тел подземным способом.

В настоящее время при подземной разработке крутопадающих рудных залежей широкое применение получили системы с принудительным блоковым и подэтажным обрушением, этажно-камерные, подэтажных штреков. При этом на долю этих систем в цветной металлургии приходится около 50 % всей руды, добываемой подземным способом [2, 3]. Развитие высокопроизводительных систем в последние годы осуществляется в направлении снижения потерь и разубоживания руды, то есть путем разработки ресурсосберегающих технологий [4].

Первоочередным участком на месторождении Пионер, где потребовался переход на подземный способ разработки, была определена рудная зона СВ-Бахмут, представляющая собой глубокозалегающие линзовидные маломощные рудные тела 1-5, 1-4 и 2-9. В качестве основной системы разработки планировалось применить подэтажную схему выемки, что обеспечивает наиболее полное извлечение с наименьшим разубоживанием (рис. 1). Обусловлен этот выбор тем, что перечисленные тела имеют неправильную форму, невыдержанны по падению и простиранию.

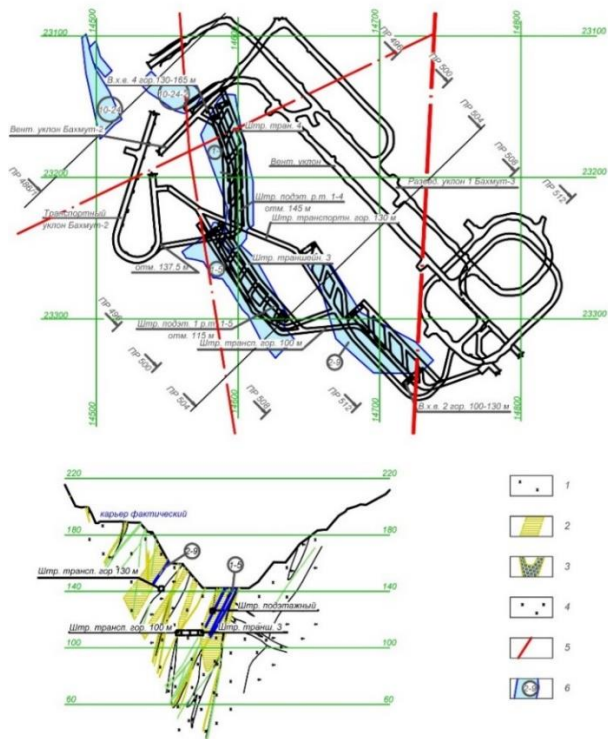


Рисунок 1 – План горно-подготовительных и очистных работ (а) и геологический разрез по буровому профилю ПР-504 (б)

1 – диориты, кварцевые диориты; 2 – минерализованные зоны с прожилково – сетчатым окварцеванием; 3 – тектонические брекчи; 4 – диорит-порфириты; 5 – тектонические нарушения; 6 – контуры рудного тела с обозначением рудного блока

Учитывая рельеф местности, прогнозную морфологию рудных тел, а также планируемое применение самоходного оборудования вскрытие будет осуществляться посредством штольни с проходкой разведочного уклона. Место заложения порталов и расположение разведочных выработок выбрано с учетом горно-геологических и горнотехнических условий, подъездных путей, а также возможностей формирования породных отвалов от вскрышных работ в чаше отработанного карьера. При этом соблюдался принцип минимальной протяженности разведочных выработок.

Для оценки степени напряженности района месторождения выполнены исследования по изучению регионального поля напряжений, которое формируется в верхней части разреза земной коры в новейшее время. Именно здесь происходят современные природные геодинамические процессы, с которыми будет взаимодействовать горнотехническая система, формируемая для отработки подкарьерных запасов. Наилучшим индикатором неотектонических процессов на востоке России является рельеф

эф. Упомянутая природная поверхность лучше других отражает современные деформации земной коры. Важно и то, что она однообразно изучена как наземными инструментальными, так и дистанционными методами, а для морфотектонического анализа рельефа существуют хорошо разработанные и апробированные методики (включая методику изучения раслоенности верхней части земной коры на основе анализа 3D моделей рельефа [5]). К настоящему времени опубликованы многочисленные материалы [6–12], которые свидетельствуют о том, что литосфера региона находится в напряженном состоянии. Однако, дифференцировать эту территорию по степени изменения внутреннего состояния верхней части земной коры возможно лишь путем дополнительного выделения разномасштабных зон (или областей) «растяжения – сжатия» по совокупности косвенных признаков.

На карте современной геодинамики Азии [9] месторождение Пионер располагается в пределах региональной области сжатия со сдвигом. На территории упомянутой области кроме того находятся известные месторождения Хинганское и Березитовое. Однако в современном рельефе позиция трех перечисленных объектов существенно различается. Если два последних месторождений находятся в гористой местности, то Пионер расположен на территории пенипленизированной равнины, с характерным полого-увалистым рельефом. Исходя из вышесказанного, а также данных спутниковой геодезии и позиции объекта на рисунке 2, исследуемое месторождение располагается в пределах области, которая характеризуется повышенной тектонической нарушенностью верхней части земной коры, где прогнозируемая интенсивность максимального горизонтального сжатия (σ_1) варьирует от 10 до 50 МПа, а $\sigma_2 = \sigma_3$. Используя метод аналогий вероятное соотношение главных напряжений на месторождении Пионер ожидается следующим – $\sigma_1 : \sigma_2 : \sigma_3 = 1,2 - 2,0 : 1 : 1$. Для оценки вида современного напряжённого состояния горного массива месторождения дополнительно использовался метод, основанный на известном эффекте Кайзера [13, 14]. По результатам исследований установлено, что эффект Кайзера проявляется в 30 % исследованных образцов, отобранных на глубине более 80 м, в которых разброс между измеренным и расчетным значением σ_0 к σ_k не превышает 30 %. Полученные результаты свидетельствуют, что напряженное состояние на глубинах отбора образцов (80-200 м) близко к гидростатическому, обусловленному весом вышележащей толщии пород.

Вмещающий горный массив в пределах северо-восточной части рудной зоны Бахмут представлен следующими тремя группами исходных пород: габбро-диориты, диоритовые порфириды, кварцевые диориты; гранодиорит-порфиры и гранит-порфиры и флюидолиты. Рудный массив включает березиты, кварц-турмалиновые метасоматиты, кварцевые калишпатиты, кварц-полевошпат хлоритовые метасоматиты, кварцевые жилы. Детальные исследования свойств горных пород, слагающих массив, показали, что показатель хрупкости для всех типов пород месторож-

дения, за исключением диоритовых порфиритов и псефитовых флюидолитов превышает 12, что указывает на способность горных пород накапливать значительную потенциальную энергию и разрушаться в динамической форме.

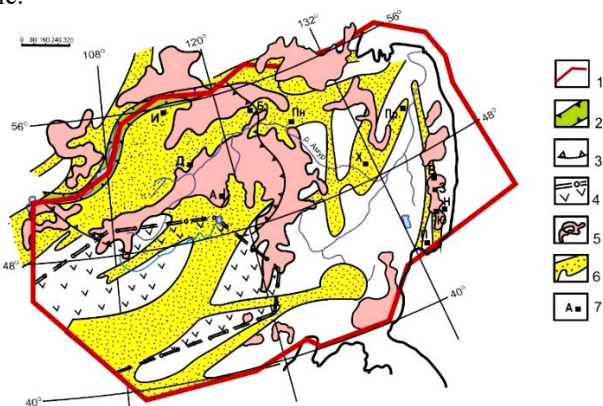


Рисунок 2 – Современное напряженно-деформированное состояние верхней части земной коры Амурской плиты по данным интерпретации материалов радарной спутниковой съемки земной поверхности

1-5-главные элементы, определяющие современный внутриплитный геодинамический режим: 1 – модельные сейсмогенерирующие разломы обрамления Амурской плиты; 2 – Байкальская рифтовая зона; 3 – внешний контур Байкальского тектонического потока; 4 – относительно стабильный участок плиты со слабым проявлением позднего орогенеза; 5 - 6 – области с разной величиной напряжений сжатия: 5 - области интенсивного современного сжатия с прогнозируемой интенсивностью более 50 МПа, проявленные повышенной плотностью минимальных линейментов рельефа земной поверхности (штрихов), 6 – области относительной тектонической нарушенности земной поверхности с прогнозируемой интенсивностью сжатия от 10 до 50 МПа, проявленные повышенной плотностью линейментов; 7 – положение удароопасных рудных месторождений (Н – Николаевское, Ю – Южное, П – Партизанское; З – Забытое, В – Восток-2, Пр – Перевальное, Х – Хинганское, А – Антей, Д – Дарасунское, И – Ирокиндинское, Бз – Березитовое, Пн – Пионер)

В процессе исследований структурных особенностей были выделены следующие участки, где повышенная трещиноватость снижает устойчивость горных выработок (рис. 3):

- центральная часть рудного тела 1-4, и рудное тело 1-5 (южный ареал, практически совпадающий с ареалом плотности дизъюнктивов), при этом трещины часто выполнены жильным материалом (кварц, карбонаты, турмалин, минералы углерода), мощностью десятые доли мм, реже до 1-5 мм;

- второй блок в плане размещения зон повышенной трещиноватости представляет «слоеный пирог» с наличием не менее 4-х уровней высокой плотности эндогенной трещиноватости с максимум проявления, более 30 трещин на 1 п. м., в южной зоне глубокие горизонты скважин 504-3А, 502-1; примыкающий к буровой камере, являющийся результатом взрывных работ.

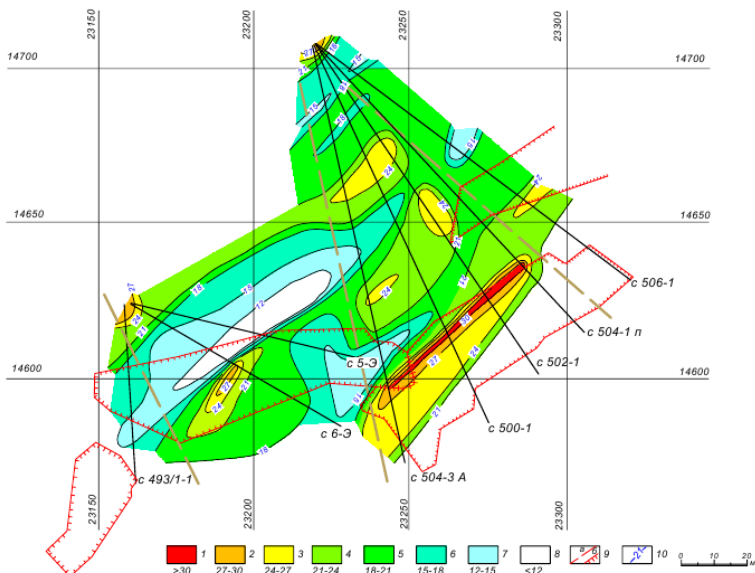


Рисунок 3 – Схема плотности тектонических элементов:

1-8 эндогенные трещины с шагом 3 трещины на 10 п. м. 9 – границы:
а – блоков; б – рудных тел. 10 – линии изоконцентрат

Также устойчивость массива (вмещающих пород и рудных тел) была оценена в рейтинговых показателях [15-17]. При этом количественные характеристики получены для следующих свойств: эндогенной и экзогенной трещиноватости, типов пород по их физико-механическим параметрам, типов околорудных метасоматитов. Рассчитанные показатели качества породы, характеризующей трещиноватость в блоке – RQD (29), рейтинг массива горных пород – RMR (69 и 64 для метасоматитов), и геологический индекс прочности горных пород – GSI (80 и 60 соответственно) позволяют отнести изученный блок ко 2 группе по устойчивости.

На основе обобщения полученных данных шахтное поле месторождения районировались по степени устойчивости на 3 группы: устойчивые, средней устойчивости и неустойчивые породы. В результате в объемном отношении относительно устойчивые породы, пространственно совпадающие с измененными диоритами и гранитами, составляют не менее 30 %, средней устойчивости породы, березитизированные и турмалинизированные разности, занимают до 60 % и относительно неустойчивые породы рудного массива: березиты, кварц-полевошпат-хлоритовые и кварц-турмалиновые метасоматиты, кварцевые калишпатиты – до 10 %.

Для оценки планируемого варианта системы разработки с позиции удароопасности использовались расчетные методы, в том числе метод конечных элементов (МКЭ), разработанный для численного моделирования в плоской и объемной постановке задач [17, 18]. При задании гранич-

ных условий были использованы результаты анализа геомеханических условий и оценки напряжённого состояния массива горных пород, а также параметры, установленные в процессе изучения физико-механические свойства горных пород, слагающих массив месторождения.

По результатам выполненных геомеханических расчетов были определены безопасные размеры охранных предохранительных целиков, формируемых при отработке подкарьерных запасов рудных тел 10-24, 10-24-1, которые исключают развитие деформационных процессов к поверхности, где расположены сооружения промплощадки подземного рудника. Эти размеры составили 20-23 м. По результатам объемного моделирования процесса последовательной разработки рудных тел 1-5 и 2-9 показано, что основные конструктивные элементы применяемой системы разработки сохраняют устойчивость (по критериям действующих максимальных сжимающих и касательных напряжений) на всех рассмотренных этапах отработки, но при этом минимальным запасом устойчивости будет обладать рудный массив верхнего подэтажа (выше отм. 130 м) [17].

Таким образом, на предпроектной стадии были выполнены специальные исследования, нацеленные на обеспечение безопасного перехода на подземный способ отработки месторождения с учетом горногеологических и геомеханических условий. Это позволило своевременно установить потенциально удароопасные участки горного массива под очистной карьерной выемкой и разработать мероприятия по охране и поддержанию горных выработок.

Список литературы

1. Осипова К.В. Вещественный состав руд месторождения "Пионер" // Проблемы геологии и освоения недр Труды XVII Международного симпозиума имени академика М.А. Усова студентов и молодых учёных, посвященного 150-летию со дня рождения акад. В.А. Обручева и 130-летию акад. М.А. Усова, основателей Сибирской горно-геологической школы. Национальный исследовательский Томский политехнический университет. – 2013. – С. 211-212.
2. Казикаев Д.М. Комбинированная разработка рудных месторождений / Д.М.Казикаев. - М.: Горная книга, 2008. – 360 с.
3. Каплунов Д.Р. Комбинированная разработка месторождений / Д.Р. Каплунов, М.В. Рыльникова. – М.: Горная книга, 2012. – 344 с.
4. Кожоголов К.Ч. Ресурсосберегающие технологии при комбинированной разработке рудных месторождений Кыргызстана // Известия Кыргызского государственного технического университета им. И. Раззакова. - Бишкек, 2014. - № 33.
5. Усиков В.И. Динамика и строение тектонических потоков. Анализ 3D – моделей рельефа / Тектоника, магматизм и геодинамика Востока Азии: VII Косыгинские чтения: Материалы всероссийской конференции. – Хабаровск: ИГиГ ДВО РАН, 2011. – С. 328–331.
6. Рассказов И.Ю. Контроль и управление горным давлением на руд-

- никах Дальневосточного региона. – М.: Издательство «Горная книга», 2008. – 329 с.
7. Макаров А.Б., Рассказов И.Ю., Саксин Б.Г., Ливинский И.С., Потапчук М.И. / Геомеханическое обоснование параметров камерной системы разработки при переходе на подземный способ добычи руд // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2016. № 3. С. 27-38.
8. Малышев Ю.Ф. Глубинное строение структур ограничения Амурской литосферной плиты/ Ю.Ф. Малышев, В.Я. Подгорный, Б.Ф. Шевченко, Н.П. Романовский и др. // Тихоокеанская геология. – 2007. – № 2. – С. 3-18.
9. Леви К.Г., Шерман С.И., Саньков В.А. и др. Карта современной геодинамики Азии. – Масштаб 1: 5 000 000. Иркутск: ИЗК СО РАН, 2007.
10. Назарова Л.А., Назаров Л.А., Дядьков П.Г. Математическое моделирование кинематики плит Центральной Азии // ФТПРПИ. – № 5. – 2002. – С. 3-9.
11. Морозов В.Н., Колесников И.Ю., Белов С.В., Татаринев В.Н. Напряженно-деформированное состояние Нижнеканского гранитоидного массива - района возможного захоронения радиоактивных отходов // Геоэкология. Инженерная геология. Гидрогеология. Геокриология. –2008. – № 3. – С. 232-242.
12. Забродин В.Ю., Рыбас О.В. Гильманова Г.З. Разломная тектоника материковой части Дальнего Востока России - Владивосток: Дальнаука, 2015. – 132 с.
13. Kanagawa T., Hayashi M., Nakasa H. Estimation of spatikal geo-stress components in rock samples using the Kaiser effect // Centr. Res. Inst. of Electric Power Ind. (CRIEPI) Report No. 37 5017. – Abiko, Japan, 1976.
14. Ямщиков В.С., Шкуратник В.Л., Лыков К.Г. Измерение напряжений в массиве горных пород на основе эмиссионных эффектов памяти // ФТПРПИ. – 1990. – № 2. – С. 23-28.
15. Bieniawski Z.T. Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, Civil, and Petroleum Engineering, John Wiley & Sons, 1989. — 251 p.
16. Hoek E., Carter T.G., Diederichs M.S. Quantification of the geological strength index chart, 2013. ARMA 2013-672.
17. Рассказов И.Ю., Крюков В.Г., Саксин Б.Г., Потапчук М.И. Геомеханическое обоснование комбинированной отработки золоторудного месторождения Пионер // Геомеханические и геотехнологические проблемы освоения недр Севера: Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. – № 11 (специальный выпуск 24). – С. 7-15.
18. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике. – М.: Недра, 1987

**ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИГОТОВЛЕНИЯ ЗАКЛАДОЧНЫХ СМЕСЕЙ
С ДОБАВЛЕНИЕМ ВУЛКАНИЧЕСКОГО ПЕПЛА В КАЧЕСТВЕ
АКТИВНОЙ МИНЕРАЛЬНОЙ ДОБАВКИ**

Аннотация. Для условий Тырнаузского месторождения были проведены исследования по использованию вулканического пепла месторождения Нартухукское (Кабардино-Балкарская Республика) в качестве активной минеральной добавки при приготовлении закладочных смесей.

Ключевые слова: Тырнаузское месторождение, закладочные смеси, вулканический пепел, хвосты.

В качестве материалов для приготовления закладочной смеси для условий Тырнаузского месторождения проводились исследования с использованием следующих материалов: цемент, хвосты обогащения, вода и вулканический пепел.

Хвосты обогащения, получаемые на Тырнаузском месторождении, представляют мелкодисперсный материал с содержанием фракции - 0,08 мм - 65 %; -0,04 мм – 46 %. Вулканический пепел представляет собой уплотнённый материал фракции 0-40 мм (гранулометрический состав исходной пробы пепла представлен в таблице 1). Подбор составов твердеющей закладочной смеси с использованием вулканического пепла проведен на разной тонкости помола пепла (25, 45 и 60 % фракции -0,08 мм) при расходе 300 кг/м³. В лабораторных испытаниях использовался цемент класса ЦЕМ II/B-III 32,5Н ГОСТ 31108-2016. Расход цемента составлял от 100 до 300 кг/м³.

В таблице 2 представлены основные свойства материалов, необходимые для подбора закладочных смесей (плотность, водоудерживающая способность). Составы подбирались с учётом реологических свойств материалов (таблица 3). У приготовленных смесей определяли плотность, растекаемость, которая по вискозиметру Суттарда составила в среднем 24,5 см (угол растекания 4°). Нормативные сроки твердения закладки – 28 и 90 суток.

Таблица 1 – Гранулометрический состав исходной пробы вулканического пепла

Материал	Остатки на ситах, мм									
	+40	-40 +20	-20 +10	-10 +5	-5 +2,5	-2,5 +1,25	- 1,25 +	- 0,63 +0,315	- 0,315 +	- 0,16 + 0
Вулканиче- ский пепел	Частные, %									
	5,1	4,0	8,5	8,1	8,5	7,3	13,4	13,4	9,9	21,8
	Полные, %									
	5,1	9,1	17,6	25,7	34,2	41,5	54,9	68,3	78,2	100,0

Таблица 2 – Свойства материалов

Материал	Плотность, т/м ³	Водоудерживающая способность, доли ед.
Цемент	3,10	0,4455
Хвосты (т.п. 65 % -0,08 мм)	3,21	0,32
Пепел (т.п. 25 % -0,08 мм)	2,38	0,45
Пепел (т.п. 45 % -0,08 мм)		0,60
Пепел (т.п. 60 % -0,08 мм)		0,64

Таблица 3 – Составы твердеющей закладочной смеси

Шифр состава	Расход компонентов, кг/м ³				Плотность, т/м ³	Растекаемость, см	Прочность образцов, МПа, в возрасте, суток	
	Цемент	Пепел	Заполнитель	Вода			28	90
Цемент + Хвосты (65 % фр. -0,08 мм) + Вода								
3.1	100	-	1462	512	2,07	24	0,58	0,68
3.2	150	-	1401	515	2,07	24,5	1,09	1,32
3.3	200	-	1340	518	2,06	24,5	2,18	2,47
3.4	250	-	1279	521	2,05	25	2,73	2,54
3.5	300	-	1219	524	2,04	25,3	3,53	3,68
Цемент + Пепел (т. п. 25 % фр. -0,08 мм) + Хвосты (65 % фр. -0,08 мм) + Вода								
3.17	100	300	1048	515	1,96	24	1,23	2,14
3.18	200	300	927	521	1,95	24	3,43	5,36
3.19	300	300	807	527	1,93	24,5	6,90	10,54
Цемент + Пепел (т. п. 45 % фр. -0,08 мм) + Хвосты (65 % фр. -0,08 мм) + Вода								
3.20	100	300	977	537	1,91	24,5	1,18	2,50
3.21	200	300	874	537	1,91	23	3,44	5,68
3.22	300	300	736	549	1,88	25,5	6,02	9,41
Цемент + Пепел (т. п. 60 % фр. -0,08 мм) + Хвосты (65 % фр. -0,08 мм) + Вода								
3.23	100	300	960	544	1,90	24	1,16	2,50
3.24	200	300	837	549	1,88	25	2,63	5,51
3.25	300	300	720	553	1,87	24,5	5,64	8,54

Анализ результатов испытаний прочности показал, что добавление пепла в состав закладочных смесей существенно увеличивает прочность (таблицы 4 и 5). Прочности в возрасте 28 суток составов без добавления пепла меньше на 17-52 % прочностей составов с добавлением пепла. При расходе цемента 100 кг/м³ разница составляет 52 % при т.п. 25 %; 51 % - при т.п. 45 %; 50 % - при т.п. 60 %. При расходе цемента 200 кг/м³ разница составляет 36 %, 37 %, 17 % соответственно. При расходе цемента 300 кг/м³ - 49 %, 41 %, 37 % соответственно. Прочности в возрасте 90 суток составов без добавления пепла меньше на 54-73 % прочностей составов с добавлением пепла. При расходе цемента 100 кг/м³ разница составляет 68 % при т.п. 25 %; 73 % - при т.п. 45 %; 73 % - при т.п. 60 %. При расходе цемента 200 кг/м³ разница составляет 54 %, 57 %, 55 % соответственно. При расходе цемента 300 кг/м³ - 65 %, 61 %, 57 % соответственно.

Анализ полученных прочностей составов без использования пепла показывает небольшой прирост прочности в возрасте 90 суток по сравнению с прочностью в возрасте 28 суток (от 4,2 до 21 %), что говорит о том, что процесс твердения проходит только за счёт гидратации цемента. Прирост прочности составов с использованием пепла в возрасте 90 суток по сравнению с прочностью в возрасте 28 суток более существенный (от 53 до 115 %), что говорит об участии вулканического пепла в процессе твердения (рис. 1 и 2).

Таблица 4 – Прочности закладки при разных расходах цемента в возрасте 28 суток

Расход цемента, кг/м ³	Прочности закладки при разных соотношениях компонентов, МПа			
	Хвосты	Хвосты+Пепел (т.п. 25 %)	Хвосты+Пепел (т.п. 45 %)	Хвосты+Пепел (т.п. 60 %)
100	0,58	1,23	1,18	1,16
200	2,18	3,43	3,44	2,63
300	3,53	6,90	6,02	5,64

Таблица 5 – Прочности закладки при разных расходах цемента в возрасте 90 суток

Расход цемента, кг/м ³	Прочности закладки при разных соотношениях компонентов, МПа			
	Хвосты	Хвосты+Пепел (т.п. 25 %)	Хвосты+Пепел (т.п. 45 %)	Хвосты+Пепел (т.п. 60 %)
100	0,68	2,14	2,50	2,50
200	2,47	5,36	5,68	5,51
300	3,68	10,54	9,41	8,54

При более тонком помоле пепла прочности меньше по сравнению с более грубым помолом в связи с увеличением количества воды, необходимой для нормального растекания смеси. Оптимальной тонкостью по-

мола для пепла будет значение от 25 % до 45 % содержания частиц меньше 0,08 мм. Использование вулканического пепла в составах закладочных смесей требует дополнительной цепочки его измельчения (склад пепла, бункер, дозатор, конвейер, мельница). Решение об использовании пепла в составах закладочных смесей должно приниматься на основе экономического сравнения вариантов.

В заключении следует отметить, что повсеместно используемые в качестве добавки в закладку материалы (граншлаки, золы, ангидрит) отсутствуют в Кабардино-Балкарской Республике. Исследуемый материал – вулканический пепел, может быть использован в производстве закладочных работ для снижения их стоимости (экономия в расходе цемента от 40 до 240 кг/м³ в зависимости от необходимой прочности).

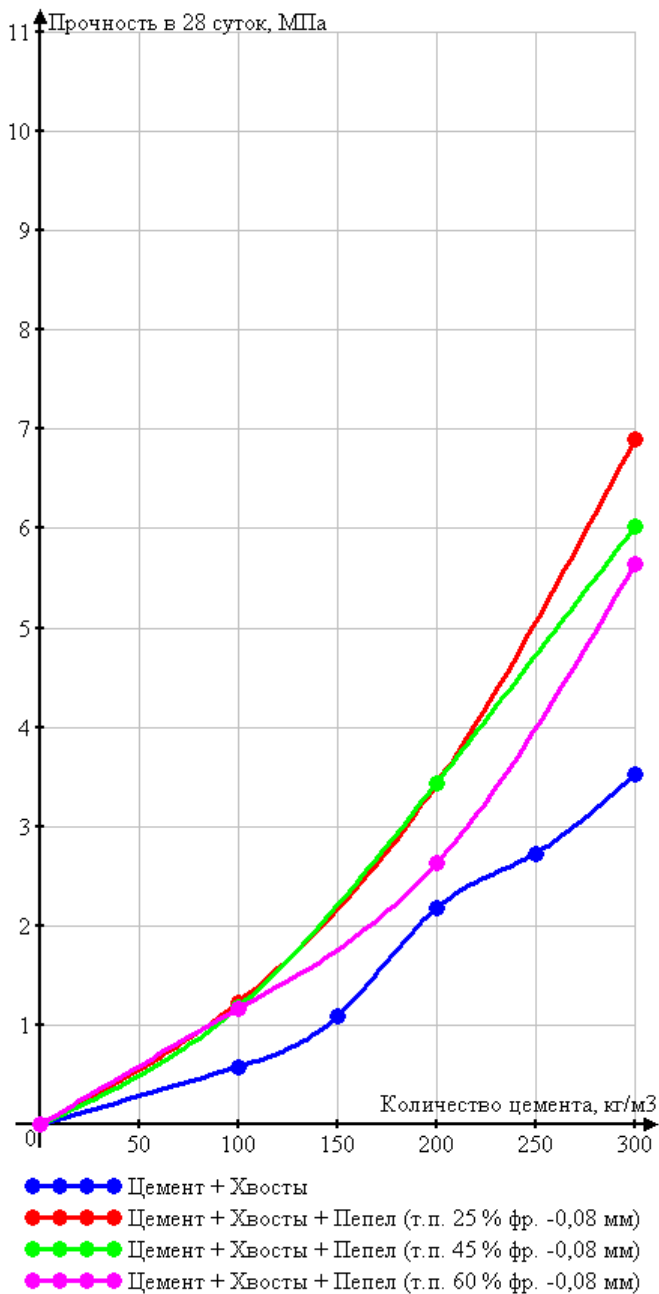


Рисунок 1 – Изменение прочности от расхода цемента в возрасте 28 суток

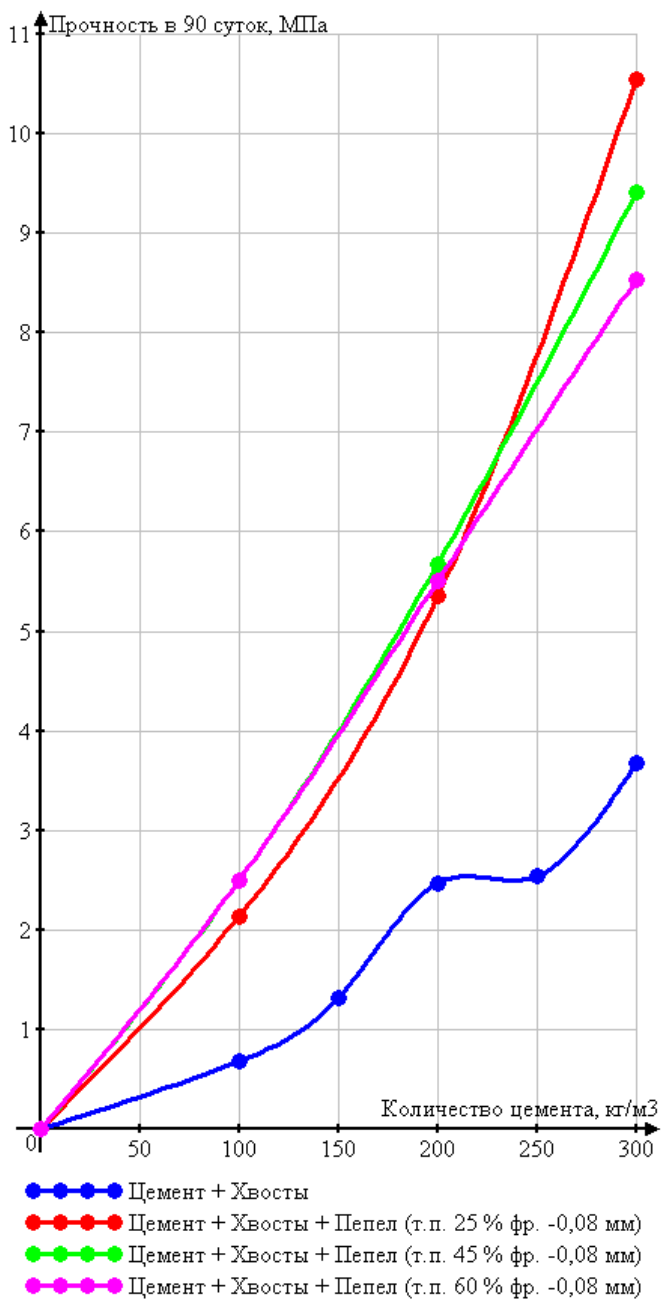


Рисунок 2 – Изменение прочности от расхода цемента в возрасте 90 суток

**РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЙ ПАРАМЕТРОВ ОСУШЕННОГО
МАССИВА ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ
МЕДНОКОЛЧЕДАНЫХ РУД***

Ключевые слова. Медноколчеданные месторождения, хвосты обогащения, техногенные месторождения, комбинированная разработка, обогатительная фабрика, разведка, влажность, pH среды

Введение

В ходе комбинированной разработки [1] Сибайского месторождения сформированы крупномасштабные техногенные образования – хвостохранилища, занимающие обширные территории. Отходы обогащения прошлых лет, складированные в техногенных образованиях, имеют достаточно высокое содержание ценных компонентов, поэтому исследования, направленные на изучение состава, состояния и характеристик данных объектов, всегда имели большую актуальность [2-7]. В последние годы на фоне истощения балансовых запасов руд осваиваемых медноколчеданных месторождений, актуальность освоения хвостохранилищ переросла в настоятельную необходимость.

Новый технологический уклад комбинированной разработки рудных месторождений предполагает вовлечение техногенного сырья в разработку в рамках единой системы комплексного освоения участка недр. Анализ ранее разработанных и апробированных решений по вовлечению в промышленную эксплуатацию хвостов Сибайской фабрики показал низкую эффективность технологии разработки хвостохранилища и несоответствие требованиям промышленной безопасности ввиду крайней обводненности техногенного массива по глубине и площади, риска возникновения аварийных ситуаций [8].

Методы исследований

Проблема вовлечения хвостов в промышленную эксплуатацию является весьма актуальной в последние десятилетия. Необходимость разработки отходов обусловлена тем, что в настоящее время эксплуатационные работы на медноколчеданных месторождениях Южного Урала характеризуются истощением ресурсной базы.

Одним из решений, направленных на увеличение выпуска товарной продукции с одновременным снижением экологического ущерба, является переработка техногенных образований прошлых лет с организованным складированием отходов на изолированных полигонах, либо в выработанном пространстве камер подземных рудников [9-11]. Необходимо от-

* Исследования выполнены при поддержке «Программы Президиума РАН 39, Раздел 2»

метить, что комбинация геотехнологий добычи природных руд и техногенных образований – перспективная область научных исследований и практического недропользования.

В этой связи, для оценки перспектив комбинаций таких технологий, первоочередными задачами исследований являлись:

- анализ научных работ, связанных с исследованиями хранилищ отходов горнопромышленного комплекса и возможностями их промышленной эксплуатации, в том числе, Сибайской обогатительной фабрики;

- разработка методики опробования осушенных участков пляжей хвостохранилищ шурфовым методом;

- оценка условий залегания и морфологии старогоднего хвостохранилища Сибайской обогатительной фабрики по данным шурфового опробования;

- исследование закономерностей распределения полезных компонентов, рН и влажности среды по глубине на вскрытую мощность хвостохранилища;

- прогнозная оценка технологических свойств минерального сырья и горно-геологических условий разработки месторождения;

- определение условий и разработка проекта детальной разведки отсеков хвостохранилищ Сибайской обогатительной фабрики.

В исследованиях применялись методы химического анализа, фазового анализа, ME-ICPORE, измерения водородного показателя и влажности, компьютерного моделирования, имеющиеся в лаборатории ЭКОН ИПКОН РАН (www.labecomine.com) и других лабораториях.

Методами аналитической химии определялись содержания главных элементов (Cu, Zn, S, Fe, Au и Au) в старогодних хвостах обогащения.

С использованием фазового химического анализа определено содержание минеральных фаз старогодних хвостов обогащения.

ME-ICPORE позволил определить содержание микроэлементов, присутствующих в хвостах обогащения.

Определение рН и влажности среды происходило в лаборатории ЭКОН ИПКОН РАН с помощью рН-метра и анализатора влажности ЭЛВИЗ-2С.

Интерпретация данных осуществлялась на базе лаборатории ЭКОН РАН в специализированных геологических программах.

Результаты исследований и их обсуждение

Сибайская обогатительная фабрика, введенная в эксплуатацию в 1959, ведет переработку и обогащение медноколчеданных руд нескольких месторождений, находящихся в непосредственной близости.

В рамках исследований 2018 г. изучены параметры осушенного массива лежалых хвостов Сибайской обогатительной фабрики, занимающих территорию около 0,5 км² и имеющих среднюю мощность по глубине 18 м. В марте 2019 г. на базе результатов шурфового опробования проведена доразведка хвостохранилища бурением 8 скважин на всю глубину по пе-

риметру старогоднего хвостохранилища.

В ходе геолого-оценочных работ в летний период 2018 г. экскаватором на осушенном участке грунта, обеспечивающем устойчивость выемочно-погрузочного средства, были пройдены шурфы до глубины 6 м. Глубина ограничивалась типом применяемого оборудования. План расположения шурфов приведен на рис. 1. Проведено поинтервальное опробование складированных хвостов с интервалом 1 м.



Рисунок 1 – План старогоднего хвостохранилища Сибайской обогатительной фабрики с нанесенным расположением пройденных разведочных выработок

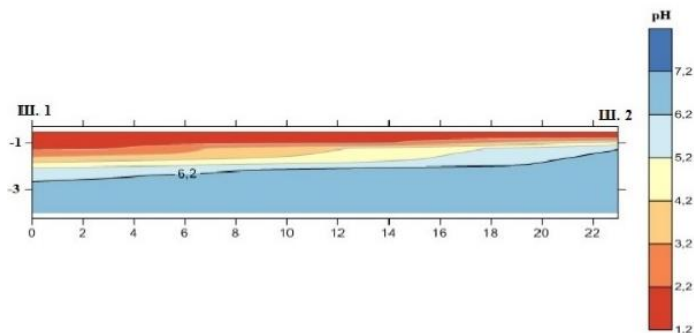
Результаты опробования показали достаточно высокое содержание ценных компонентов в массиве хвостохранилища: содержание Cu варьируется от 0,07 до 0,43 %, Zn – от 0,04 до 0,68 %, Fe – от 13,53 до 27,16 %, S – от 11,63 до 31,26 %. Установленное перспективное содержание благородных металлов на данном осушенном участке определило развитие исследовательских работ в данном направлении.

Также в ходе исследований техногенного объекта выявлены закономерности изменения основных характеристик, определяющих выбор технологии его разработки: рН, влажности среды и содержаний ценных компонентов с глубиной.

Для наглядной иллюстрации изменения рН (рис. 2, а) и влажности (рис. 2, б) среды хвостов обогащения Сибайского месторождения, в программе Surfer были отстроены разрезы по профилям через шурфы.

На шкале, выведенной справа на рис. 2, представлены показания рН материала, отобранного от устья до забоя по 2 шурфам. Для лучшего воспроизведения информации о рН среды в массиве, полученные диапазоны значений по двум шурфам соответствуют определенной интенсивности цвета. На профиле четко прослеживается закономерность значения рН от глубины: с глубиной рН увеличивается. В верхней части разреза, а именно, на интервале 0-2 м значения рН приблизительно равны 1-2. От глубины 3 м и до забоя шурфа рН меняется в пределах 6-7.

а)



б)

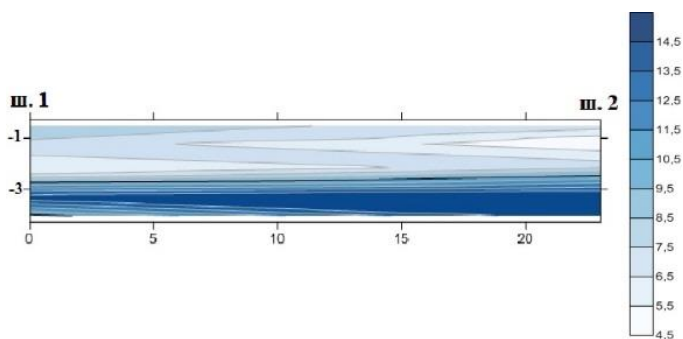


Рисунок 2 – Оценка pH (а) и влажности среды (б) массива хвостохранилища по профилю между шурфами №1 и №2

На рис. 2, б распространена зона грунтов высокой влажности (5-14,5%). Кроме того, на разрезе, непосредственно возле шурфа №2 наблюдается необходимая область пород, интервал 1-2 м, характеризуется в основном сухими породами с влажностью, не превышающей 5%. На сопоставимой гипсометрической отметке (3-5 м от уровня поверхности рельефа) прослеживается и зона пород с приемлемой для последующей механизированной разработки техногенного массива влажностью.

Таким образом, полученный графический материал по исследуемым шурфам, указывает на то, что породы хвостохранилища на осушенном старогоднем участке до глубины 6 м относятся к категории грунтов с нормально допустимой естественной влажностью, не превышающей 15,5 %.

Для характеристики распределения содержания Cu и Zn по глубине хвостохранилища были построены графики по профилям между всеми шурфами.

Определено, что среднее содержание меди и цинка относительно невысокое и составляет меди – 0,23 %, цинка – 0,45 %. Вместе с тем, были

выделены зоны с повышенным и пониженным содержанием металлов, что можно учитывать при разработке технологий выемки сырья, вплоть до селективной.

Необходимо отметить, что отбор проб в шурфах до глубины 6 м не позволил в полной мере установить закономерности распределения компонентов в массиве. Вместе с тем, полученная информация явилась заделом для дальнейшей разведки хвостохранилища.

Далее методикой было предусмотрено средства и методы геологического изучения хвостохранилища путем скважинного опробования. Для повышения информативности и детализации разведки было принято решение провести опробование в зимний период времени, так как прогнозировалось, что при низких температурах несущая способность грунтов поверхности хвостохранилища значительно выше, что обеспечивает возможность перемещения бурового оборудования по поверхности хвостохранилища. С помощью буровой установки на базе Урал УРБ-2А2 было пробурено 8 скважин на всю мощность хвостохранилища по его периметру. В настоящее время ведутся исследовательские работы в области оценки отобранных на всю мощность хвостохранилища проб.

Для выбора технических решений по освоению хвостохранилища проведен анализ и предложены альтернативные способы разработки техногенных образований и типов механизации выемочно-погрузочных работ, а также определены наиболее перспективные варианты транспортирования хвостов до места их переработки.

Список литературы

1. Комбинированная (совмещенная) разработка. Горное дело. Терминологический словарь. М.: Горная книга, 2016. -635 с.
3. Пучков В.Н., Салихов Д.Н., Абдрахманов Р.Ф., Беликова Г.И. Сульфидсодержащие отвалы и хвостохранилища – опасные техногенные загрязнители окружающей среды горнорудных районов Башкортостана // Геозология. М: Российская академия наук. № 3. 2007. С. 238-247.
4. Шадрунова И.В., Сизиков А.В., Сыромятникова Н.В. и др. Закономерности формирования технологических свойств хвостов обогащения медно-цинковых руд при их хранении // Горный информационно-аналитический бюллетень, 2002. -№ 4. -С. 191-195.
5. Маляров И.П., Сизиков А.В., Бишев Л.З. Разработка техногенных месторождений. Магнитогорск: МГТУ, 2002. – 147 с.
6. Фаткуллин И.Р. и др. Оценка техногенных ресурсов горнорудных предприятий республики Башкортостан. Уфа, 2001. -201 с.
7. Шевелева Л.Д., Абакумов В.В., Коркин Б.И., Бишев Л.З., Каравайко Г.И. Разработка новой технологии переработки отвальных хвостов обогатительной фабрики // Цветные металлы. – 1995. - №2. – С. 31-33.
8. Коротков А.А., Гиниятуллин И.А. Безопасная отгрузка пиритного концентрата // Горный журнал. – 1989. - №3. – С. 15.

9. Каплунов Д.Р., Радченко Д.Н. Принципы проектирования и выбор технологий освоения недр, обеспечивающих устойчивое развитие подземных рудников // Горный журнал, 2017. -№ 11. -С. 52-59.

10. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В., Радченко Д.Н. Реализация концепции устойчивого развития горных территорий - базис расширения минерально-сырьевого комплекса России // Устойчивое развитие горных территорий, 2015. -Т. 7. -№ 3. -С. 46-50.

11. Илимбетов А.Ф., Рыльникова М.В., Радченко Д.Н., Милкин Д.А. Новые решения проблемы комплексного освоения рудных месторождений // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова, 2006. -№ 4 (16). -С. 8-13.

УДК 622

В.С. Бригида

Сочинский научно-исследовательский центр РАН, г. Сочи, Россия

ВЫЯВЛЕНИЯ ОСОБЕННОСТЕЙ ОТКАЗОВ ДЕГАЗАЦИОННЫХ СИСТЕМ ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЙ

Необходимость применения инноваций в области экологической модернизации существует для всех отраслей отечественной промышленности. Ее особенную актуальность для предприятий горнодобывающего комплекса вызывает необходимость неоиндустриализации и комплексного освоения недр. В статье определены концептуальные условия развития устойчивых геотехнологий. Доказан нелинейный характер динамики метановыделения в дегазационные скважины и предложено объяснение механизма его реализации под влиянием ситуационных геомеханических условий отработки запасов высокогазоносных угольных пластов.

Ключевые слова: неоиндустриализация, устойчивое развитие, геотехнология, отказы элементов дегазационной сети, работоспособность системы, дегазационные скважины, динамика метановыделения, концентрация метана.

Введение. Инновационное развитие отечественных геотехнических систем возможно только при условии отсутствии ощутимого разрыва в технологических укладах развитых и развивающихся странах. В этой связи работа [1] является одной из первых отечественных фундаментальных исследований (в области выявления путей преодоления таких разрывов), заложившая основу новой промышленной парадигме – перехода от сырьевой направленности Российской экономики к инновационному укладу.

Усиление процессов трансформации международного разделения труда в рамках неоиндустриализации (Индустрии 4.0) создает угрозу макроэкономической стабильности, том числе, за счет снижения конку-

рентоспособности отечественных угледобывающих предприятий. [2] Главная неопределенность заключается в трудностях прогнозирования конечной формы равновесия на международных рынках, обусловленного отставанием от формирующегося более конкурентоспособного – «техно-тронного общества» (когда техника начинает управлять техникой). Неоиндустриализацию нужно рассматривать и в качестве сценария перехода к устойчивому развитию, который заключается в координации усилий направленных на синхронизацию процессов индустриализации и информатизации угольных шахт [3]. К обязательным элементам «устойчивого развития» (в области экологичизации горного производства и комплексного освоения недр) стоит отнести: обеспечение продуктивной окружающей среды, переход к низкоуглеродной экономики, а также совокупность мер по энергосбережению и рециклингу. [4-8]

О необходимости модернизации геотехнологий для трансформации энер-гетического сектора в рамках концепции «зеленой» и экологической экономики указывают наличие общенациональных программ, реализуемых в развитых странах. Министерством энергетики США данное направление реализуется в виде системы инициатив (например: «Clean Coal Technology and The Clean Coal Power Initiative»). Из наиболее существенных шагов в данном направлении стоит отметить сообщение Еврокомиссии «Sustainable power generation from fossil fuels: aiming for near-zero emissions from coal after 2020».

Отработка газоносных угольных пластов высоконагруженными лавами вызывает сложности в обеспечении сохранности дегазационных скважин, а также проблемам обеспечения необходимого качества отводимой газозвушной смеси для целей когенерации. Недостаточная надежность работы участковой дегазационной сети может привести к невозможности использования шахтного метана в качестве топлива для газопоршневых установках когенерационных станций. Это актуализирует необходимость разработки комплексной программы в области достижения экологической трансформации и повышения энергоэффективности горного производства.

Поэтому **целью работы**, является обеспечение устойчивого развития гео-технологий за счет выявления пространственного распределения отказов участковой дегазационной сети, при использовании шахтного метана в когенерационных установках.

Экологическая ориентация горного производства сдерживается отсутствием концептуального видения метана, не только как парникового газа, но и скрытого потенциала для повышения рентабельности угледобычи. Использование метана в качестве альтернативного энергоносителя (в модульных газо-поршневых установках (ГПУ)) позволяет подавать выработанную электроэнергию в энергосистему шахты. Снижая при этом себестоимость добычи.

Пространственное распределение отказов «дегазационных скважин», как элемента участковой дегазационной сети (по характеру проявления). В связи с тем, что нижний предел рабочего диапазона концентрации метана необходимого для нормальной работы ГПУ составляет 25-30%, повышение непродуктивного (с концентрацией менее 25%) расхода смеси в участковой дегазационной системе представляет существенную угрозу для нормальной генерации энергии. Из теории надежности известно, что «отказом» системы является событие, сопровождающееся потерей ее работоспособного состояния. С точки зрения энергогенерации «работоспособным» можно считать состояние дегазационной системы в целом (сети или ее элементов) при котором концентрация метана в отводимой смеси превышает 25%. Поэтому очень важно проследить зоны, в которых прослеживаются отказы или наоборот работоспособное состояние дегазационных скважин.

В работе [9] описано существование не линейности характера динамики концентрации метана в подрабатываемых дегазационных скважинах при обработке глубокозалегающего (свыше 1300 м) высокогазонасного пласта (метанообильностью 19-23 м³/т с.б.м.) m_3 на ш. «им. А.Ф. Засядько». Авторами выявлено, что цикличность изменения динамики концентрации метана в одинаково ориентированных скважинах (с углами разворота на забой = 35° и подъема к горизонту = 40°) проявляется уже в 50-ти метров перед лавой.

Недостатком исследования было отсутствие наглядности в представлении пространственно-временного характера протекания динамики метановыделения, которая не позволяет локализовать форму участков с опасно низкой концентрацией метана. Поэтому данные работы [9] использовались в качестве первичной информации для построения поверхности (по методике [10]), отражающей изменение концентрации метана в данном типе скважин в зависимости от удаленности от линии очистного забоя и положения устьев относительно от расстояния до начала участка (значение которых взаимосвязаны с различным временем проведения замеров). Проекция полученной поверхности на ось **S-L** (величина протяженности вентиляционного штрека «пикетов» 18-й восточной лавы – расстояния от лавы до линии движущегося очистного забоя) представлено на Рис.1.

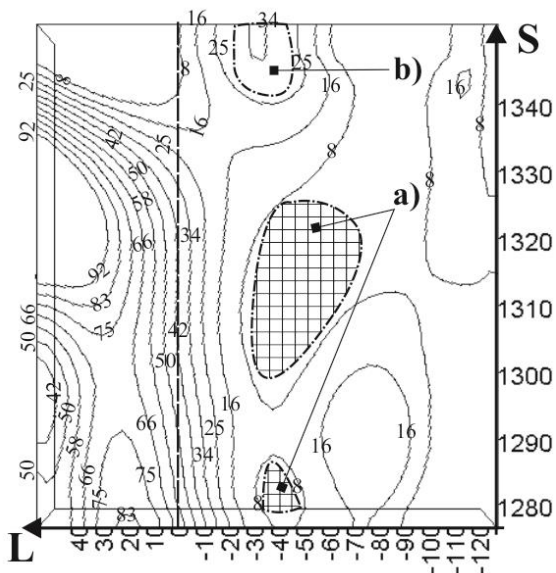


Рисунок 1 – Проекция изменения во времени концентрации метана в зависимости от L (удаленности относительно забоя лавы) и S (расстояния до начала участка) в скважинах участковой дегазационной сети:

- a)** – зоны локальных минимумов метановыделения («отказы скважин»),
- b)** – зоны локальных максимумов метановыделения («работоспособное состояние скважин»)

На Рис. 1. На рисунке более наглядно показаны перемещение областей с циклическим изменением динамики концентрации метана. Пунктиром обозначена линия «нулевого» расстояния до забоя (отрицательные значения – расстояние впереди лавы), а изолиниями – геометрическое место точек с одинаковыми значениями концентрации метана. Из анализа изолиний, очевидно, что большинство времени, когда скважины находятся впереди лавы (более 10 м впереди лавы), их работа характеризуется недостаточной надежностью. Кроме того, следует отметить, что значение и расположение локальных максимумов и минимумов также не линейно меняют свое положение в плоскости **S-L**. Как указывалось в [9], по-видимому, «на этот процесс наибольшее влияние оказывают величина пролета кровли и расстояние до лавы». Причем вплоть до расстояния, примерно 1335 м от начала участка (величина пролета кровли = 25 м) область локального максимума метановыделения находящаяся на удалении 30 м от лавы (область **b**), начала смещаться ближе к лаве, постепенно сменяясь зонами локальных минимумов.

Выводы. Исходя из теории устойчивого развития, по нашему мнению, суть экологической трансформации геотехнологий должна заключаться в разработке и имплементации комплекса мер, обуславливающих в качестве категорического императива, сбалансированное коэволюционное взаимодействие общества и природных биосистем, при сокращении эмиссии вредных веществ (прежде всего шахтного метана) из вентиляционных выработок.

Исходя из полученных результатов, можно сделать вывод, что нелинейный характер динамики метановыделения реализуется в виде циклических изменениях (чередование минимумов и максимумов) концентрации метана в локальных областях углепородного массива, которые перемещаются впереди движущегося очистного забоя под действием меняющихся ситуационных геомеханических условий выемочного участка.

Список литературы

1. Глазьев С.Ю., Фетисов Г. О стратегии устойчивого развития экономики России // Экономист. – 2013. – № 1. – С. 3-13.
2. Толкачев С.А. Инустрия 4.0 и ее влияние на технологическое основы экономической безопасности России // Гуманитарные науки. Вестник финансового университета. – 2017. – №1. – С. 86–91.
3. Сафиуллин А.Р. Основные направления политики неоиндустриализации в современной экономике // Научно-технические ведомости СПбГПУ. Экономические науки. –2017. – Т. 10, № 6. – С. 40–49. DOI: 10.18721/JE.10604
4. Каплунов Д.Р., Мельник В.В., Рыльникова М.В. Комплексное освоение недр. Тула: ТулГУ, –2016. –333 с.
5. Комплексное освоение недр Земли / под. общ ред. Трубецкого К.Н. Москва: «Московский издательский дом». –2011. –267 с.
6. Рыльникова М.В., Радченко Д.Н., Матюшенко Г.А. Комплексное освоение месторождений полезных ископаемых. Магнитогорск: МГТУ. – 2010. –161с.
7. Голик В.И., Дмитрак Ю.В., Габараев О.З., Кожиев Х.Х. Минимизация влияния горного производства на окружающую среду // Экология и промышленность России. –2018. –Т. 22. –№ 6. – С. 26-29.
8. Взаимодействие природных и технических систем обеспечения сбалансированности земной поверхности при освоении недр / В.И. Голик, О.Г. Бурдзиева, Ю.В. Дмитрак, Т.Э. Шяймартдянов // Геология и геофизика Юга России. –2018. –№ 4. – С. 33-44.
9. К проблеме энергосбережения в горном производстве / В.И. Голик, В.И. Комащенко, В.С. Моркун, Н.В. Моркун, С.Н. Грищенко // Наука та інновації. –2018. –Т. 14. –№ 3. – С. 33-45.
10. Brigida V. S., Zinchenko N. N. Methane release in drainage holes ahead of coal face // Journal of Mining Science. 2014. Vol. 50. No 5. P. 994–1000. DOI: 10.1134/S1062739114010098

Обоснование параметров способа шпуровой разгрузки устьев дегазационных скважин / В. К. Костенко, Н. Н. Зинченко, В. С. Бригида, Д. Салихирадж // Физико-технические проблемы горного производства: сборник научных трудов. – Донецк: ИФГП НАН Украины, –2012. – Вып. 15. – С. 99 – 108.

УДК 622.235

Н.В. Угольников, Д.В. Доможиров
ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия

ОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ РАСПОЛОЖЕНИЯ ПАРНО-СБЛИЖЕННЫХ СКВАЖИН НА КАРЬЕРАХ НЕРУДНЫХ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Аннотация. С целью обеспечения безопасности буровзрывных работ для преодоления линии сопротивления по подошве (ЛСПП) на многих карьерах первый ряд обуривают наклонными скважинами, параллельными откосу уступа. Технология бурения наклонных скважин, особенно на уступах более 10 м, значительно сложнее, чем вертикальных:

- сложность в обеспечении сохранности наклонных скважин при больших объемах буровзрывных работ;
- сложность зарядания и монтажа взрывной сети, особенно при отсутствии средств механизации.
- большой износ бурового оборудования.

Поэтому наклонные скважины в основном применяются при производстве контурного взрывания.

По мнению многих авторов, данные недостатки снимаются при применении парно-сближенных скважин.

Механизм действия парно-сближенных скважин несколько отличается от вертикальных и наклонных скважин:

- парно-сближенные скважины генерируют плоский фронт взрывной волны, которая рассеивается менее интенсивно, чем цилиндрический при взрыве одиночного заряда;
- при одновременном взрывании парно-сближенных скважин массив в большей степени насыщается энергией, и время действия взрыва увеличивается, что обеспечивает более качественное и равномерное дробление массива горных пород.
- полость и зона измельчения, образуемые вокруг заряда, имеют двойное значение, за счет чего снижается обратное смещение породы при разгрузке и уменьшаются законтурные разрушения.

Ключевые слова: взрывные работы, парно-сближенные скважины, критическая скорость смещения среды, эквивалентное приведенное расстояние, параметры буровзрывных работ, физико-механические свойства, крепость, трещиноватость горных пород.

Введение

Анализ методик определения параметров расположения парно-сближенных скважинных зарядов на уступе показал, что из физико-технических параметров горных пород в основном учитывается крепость и трещиноватость [7, 8, 10].

Основное разрушающее действие в мелко-трещиноватых горных породах оказывает давление газообразных продуктов взрыва. В средне- и крупноблочных породах разрушение происходит как за счет волн напряжений распространяющихся от заряда в сторону свободной поверхности и во все стороны, так и за счет волны отраженной от свободной поверхности [7, 9, 11, 14]. Поэтому при определении оптимальных параметров расположения парно-сближенных скважин необходимо учитывать упругие и акустические свойства горных пород.

Теория и результаты

Исследования оптимальных параметров расположения парно-сближенных скважин проводилось в условиях Круторожинского месторождения габбро-диабазов ПАО «Орское карьероуправление».

Административно Круторожинское месторождение габбро-диабазов находится на территории Октябрьского района г. Орска Оренбургской области, в 1,5 км к северо-востоку от ст. Круторожино Южно-Уральской железной дороги.

Продуктивная толща по качественным показателям представлена двумя видами пород: габбро-диабазами и яшмовидными породами, каждая из которых делится на выветрелые и свежие.

Отработка месторождения осуществляется открытым способом. Проектные параметры карьера и системы разработки приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Основные параметры карьера и системы разработки

Параметры	Величина
Проектная глубина карьера, м	80-200
Длина карьера поверху, м	1870
Ширина карьера поверху, м	800
Проектная высота уступа, м	15
Угол откоса рабочего уступа, град	75
Минимальная ширина рабочей площадки, м	34-60

Проектом разработки месторождения предусмотрено для ведения горных работ использовать карьерные экскаваторы ЭКГ-5А, автосамосвалы грузоподъемностью 30-55 т, буровые станки СБШ-250МН и другие для бурения технологических скважин диаметром 150, 190, 220 и 250 мм.

Учитывая горно-геологические и технические условия ведения работ, требуемый объем рыхления горной массы, а также практический опыт производства буровзрывных работ и имеющегося бурового оборудова-

ния, принят метод скважинных зарядов. Диаметр скважин 150, 190, 220 и 250 мм, ориентирование скважин вертикальное, расположение скважин – многорядное (от 3 до 9 рядов).

На Круторожинском карьере в обводненных и частично обводненных скважинах допустимо использовать эмульсионный состав АС-25П, арсенит, «Фортис», состав МС-У-1 [12, 13]. В сухих скважинах - граммонит 79/21.

Методика расчета параметров расположения парно-сближенных скважин аналогична расчету одиночных скважин [7, 9, 11].

Наибольшее распространение по определению ЛСПП получили следующие зависимости [5, 6, 7]:

$$W = 28d_{\text{СКВ}} \sqrt{\frac{\Delta \ell_{\text{зар}} N}{q m H}} \quad (1)$$

$$W = \sqrt{\frac{N \cdot P \cdot (\ell_{\text{СКВ}} - 20 \cdot d_{\text{СКВ}})}{q \cdot H \cdot m}} \quad (2)$$

- где $d_{\text{СКВ}}$ - диаметр скважины, м;
 Δ - плотность заряжения, кг/м³;
 $\ell_{\text{зар}}$ - длина заряда, м;
 $\ell_{\text{СКВ}}$ - длина скважины, м;
 N - число парно-сближенных скважин;
 q - удельный расход ВВ, кг/м³;
 m - коэффициент сближения скважин;
 H - высота уступа, м;
 P - вместимость 1 м скважины, кг/пг. м.

Расчеты параметров расположения скважинных зарядов на уступах 15 м с использованием скважин малого диаметра 150 и 190 мм показали, что расчетная ЛСПП при угле откоса рабочего уступа 75⁰ не проходит по условию безопасности бурения первого ряда скважин [15]. Поэтому было предложено для бурения первого ряда применение парно-сближенных скважин. Расчетные значения ЛСПП для парно-сближенных скважин приведены в табл. 2.

Таблица 2 – Расчетные ЛСПП при высоте уступа 15 м

Диаметр скважины, мм	Крепость пород по горизонтам								
	f=8		f=10		f=12		f=14		f=16
	Категория трещиноватости								
	II	III	IV	III	IV	III	IV	V	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	
ВВ – МС-У-1 (K_{ВВ}=0,83; Δ =700 кг/м³)									
150 (N=2)	10,4	8,3	7,0	8,0	6,9	7,7	6,7	6,9	
190	6,8	6,0	-	6,1	-	-	-	-	
190 (N=2)	-	-	8,6	-	8,5	9,5	8,2	6,9	

ВВ – арсенит Г-1 ($K_{ВВ}=1,02$; $\Delta =1000$ кг/м³)								
150 (N=2)	11,2	9,0	7,5	8,6	7,4	8,3	7,2	6,1
190	7,3	6,4	-	6,6	-	6,4	-	-
190 (N=2)	-	-	9,3	-	9,3	-	9,0	7,6
ВВ – фортис ($K_{ВВ}=1,21$; $\Delta =1100$ кг/м³)								
150 (N=2)	10,8	8,6	7,2	8,3	7,2	8,1	7,0	7,2
190	7,1	6,2	-	6,3	-	6,1	-	-
190 (N=2)	-	-	8,9	-	8,9	-	8,7	7,3
ВВ – эмульсионный состав АС-25П ($K_{ВВ}=1,25$; $\Delta =1400$ кг/м³)								
150	6,1	-	-	-	-	-	-	-
150 (N=2)	-	9,6	8,0	9,1	7,9	8,9	7,7	6,5
190	7,7	6,9	-	7,0	6,1	6,8	-	-
190 (N=2)	-	-	9,9	-	-	-	9,5	8,0
ВВ – граммонит 79/21 ($K_{ВВ}=1$; $\Delta =900$ кг/м³)								
150 (N=2)	10,3	8,2	6,9	7,9	6,8	7,6	6,6	6,0
190	7,0	6,2	-	6,3	-	6,1	-	-
190 (N=2)	-	-	8,9	-	8,9	-	8,6	7,3

Для определения рациональных параметров расположения парно-сближенных скважин предлагается использование принципа автомодельности [1, 2, 3, 4], основанном на учете критических скоростей смещения массива в зоне действия смежных парно-сближенных скважинных зарядов.

Напряжения, генерируемые взрывом скважинного заряда, пропорциональны скорости смещения в рассматриваемых точках массива и акустической жесткости – произведение скорости продольной волны на удельную массу:

$$\sigma_{сж(р)} = \rho_0 C_p V_{сж(р)} \quad (3)$$

где $\sigma_{сж(р)}$ – действующие сжимающие (растягивающие) напряжения, Па;

ρ_0 – удельная масса горной породы, кг/м³;

C_p – скорость распространения продольной упругой волны в массиве (образце), м/с;

$V_{сж(р)}$ – скорость смещения массива при действии сжимающих (растягивающих) напряжений, м/с.

Критическая скорость смещения среды связана с действующим напряжением посредством следующей зависимости [1,2]:

$$V_{кр}^{сж(р)} = \frac{\sigma_{сж(р)}}{\rho_0 C_p} K_d \quad (4)$$

где K_d – коэффициент динамичности.

Условием разрушения среды, его отделение от массива и перемещения является равенство или превышение возникающих при взрывном нагружении массива скоростей смещения критическим значениям:

$$V_{сж(р)} \geq V_{кр}^{сж(р)} \quad (5)$$

где $V_{сж(р)}$ – скорость смещения среды при воздействии сжимающих (рас-

тягивающих) динамических напряжений, м/с;

$V_{кр}^{сж(р)}$ - минимальные (критические) значения скорости смещения массива, при которой происходит разрушение, за счет сжимающих (растягивающих) напряжений, м/с.

Возникающие при взрыве скорости смещения массива в данной точке определяются [3, 4]:

$$V_{сж(р)} = k_v \bar{r}^{-\nu} \quad (6)$$

где k_v – сейсмический коэффициент пропорциональности, зависящий от упругих параметров разрушаемых горных пород [3].

$$k_v = \sqrt[3]{\frac{C_p}{9\rho_0} \left(\frac{1+\mu}{1-\mu}\right)^2} = \sqrt[3]{\frac{C_p}{\rho_0} \left(1 - \frac{4C_p^2}{3C_p^2}\right)^2} \quad (7)$$

где μ - коэффициент Пуассона;

$\nu = 2,25$ – показатель степени;

\bar{r} – эквивалентное приведенное расстояние, м/кг^{1/3}.

Эквивалентное приведенное расстояние определяется [4]:

$$\bar{r} = \frac{r_n}{\sqrt[3]{Q_{экр}}} \quad (8)$$

где r_n - расстояние от исследуемой точки до центра тяжести эквивалентного заряда, м;

$Q_{экр}$ – эквивалентная масса заряда, кг.

В соответствии со свойствами горных пород, слагающих месторождение, были определены критические скорости смещения массива, при которых происходит разрушение среды (табл. 3).

Таблица 3 – Значение критических скоростей смещения массива

Коэффициент крепости	8	10	12	14	16
Критическая скорость смещения массива при действии сжимающих напряжений, м/с	10,2	12,8	15,4	17,9	20,5
Критическая скорость смещения массива при действии растягивающих напряжений, м/с	1,18	1,61	1,93	2,24	2,38

В зависимости от крепости горных пород и соответствующей ей критической скорости смещения массива определено оптимальное эквивалентное приведенное расстояние рис. 1.

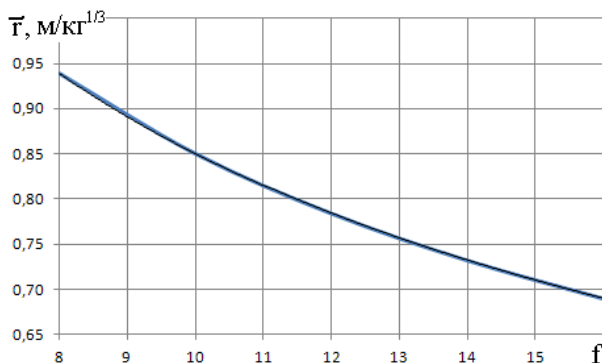


Рисунок 1 – Зависимость критической скорости смещения массива от крепости пород

Для условий Круторожинского месторождения оптимальное эквивалентное приведенное расстояние определяется:

$$\bar{r} = 2,37 \cdot f^{-0.44} \quad (9)$$

где f – коэффициент крепости горных пород

В соответствии с полученными оптимальными значениями эквивалентного приведенного расстояния для пород третьей категории трещиноватости, диаметра скважин равного 150 мм и различных типов ВВ определены рациональные параметры расположения парно-сближенных скважин (табл. 4).

Таблица 4 – Рациональные параметры сетки парно-сближенных скважин в зависимости от коэффициента крепости горных пород

Параметры	Коэффициент крепости горных пород				
	8	10	12	14	16
Взрывчатое вещество	Граммонит 79/21				
ЛСПП, м	10,9	9,5	8,7	8,1	7,8
Расстояние между скважинами в ряду, м	9	7,8	6,9	6,2	5,7
Отклонение, %	5	14	10	7	15
Взрывчатое вещество	МС-У-1				
ЛСПП, м	10,7	9,3	8,6	8,0	7,7
Расстояние между скважинами в ряду, м	8,7	7,5	6,6	6,0	5,5
Отклонение, %	3	11	7	4	11
Взрывчатое вещество	Арсенит Г-1				
ЛСПП, м	11,3	9,8	9,1	8,4	8,1
Расстояние между скважинами в ряду, м	9,5	8,2	7,3	6,6	6,0
Отклонение, %	1	8	18	6	18
Взрывчатое вещество	Фортис				
ЛСПП, м	11,0	9,6	8,9	8,2	8,0
Расстояние между скважинами в ряду, м	9,6	8,2	7,3	6,6	6,0
Отклонение, %	2	10	7	8	10
Взрывчатое вещество	Эмульсионный состав АС-25П				
ЛСПП, м	11,2	9,8	9,0	8,4	8,1
Расстояние между скважинами в ряду, м	10,3	8,9	7,9	7,1	6,5
Отклонение, %	3	3	12	6	18

Выводы

Предлагаемые рекомендации позволят увеличить выход взорванной горной массы с одного погонного метра парно-сближенных скважин, особенно в средне и трудно-взрываемых горных породах на 10-18%, за счет увеличения сетки скважин, с учетом критических скоростей смещения массива, как при взрывании на свободную поверхность, так и при взаимодействии смежных зарядов, взрывааемых с замедлением.

Список литературы

1. Пергамент, В.Х. Учёт пространственной рассредоточенности заряда ВВ в задачах взрывного дела //Инженерные методы управления действием взрыва. Сб.научн.тр. Магнитогорск: МГМИ, 1971 вып. 89. С. 3-14.
2. Пергамент, В.Х. Критические скорости и параметры буровзрывных работ //Инженерные методы управления действием взрыва. Сб.научн.тр.

Магнитогорск: МГМИ, 1971 вып. 89. С. 40-48.

3. Pergament, V., Malarov, I., Firstov, P., Gitterman, Y. Experimental evaluation of near-source seismic effects of quarry blasts // XXVI General Assambley of the Evropen Seismological Commission (ESC). - TEL AVIV. 1998. p. 29.

4. Pergament, V., Iv. Melnikov, V. Suraev, I. Melnikov, K. Vassiliev, M. Kotik, N. Shevtsov Ensuring seismic safety of the explosive works and evaluation of the consequences related to technogenic and natural seismic events // Minno delo i Geologia. – Bulgaria, 1000 Sofia. 2014. no 1-2. pp. 57-63.

5. Кутузов Б. Н. Справочник взрывника: в 2 ч. – М. : Горное дело, 2014. Ч. II. Техника, технология и безопасность взрывных работ. – 304 с..

6. Кутузов Б.Н., Валухин Ю.К., Давыдов С.А. и др. Проектирование взрывных работ. М.: Недра, 1974. – 328 с.

7. Угольников Н.В., Баскакова Н.Т., Якобсон З.В., Симаков Д.Б. Обоснование области эффективного применения промышленных взрывчатых веществ// Актуальные проблемы горного дела. 2016.№1. С. 43-47.

8. **Zheng Bingxu, Li Zhanjun, Liu Yi.** Theory and Practice of the Fragmentation Control of Rock Blasting // Proceedings of 7th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction. – China, 2011. P. 188–194.

9. Угольников Н.В., Симаков Д.Б., Угольникова М.В. Оптимизация энергозатрат на карьерах// Горно-информ.-аналит. бюл., 2011. отд. Выпуск 4. Взрывное дело – С. 102-105.

10. **Akande J. M., Lawal A. I.** Optimization of Blasting Parameters Using Regression Models in Ratcon and NSCE Granite Quarries, Ibadan, Oyo State, Nigeria // Geomaterials. 2013. Vol. 3. No. 1. P. 28–37.

11. Доможиров Д.В., Пыталев И.А., Носов И.И., Носов В.И. Повышение качества дробления и оптимизации параметров буровзрывных работ при применении эмульсионных ВВ и высокоуступной технологии добычи на рудных месторождениях // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) - М.: Издательство «Горная книга», 2016. № S36. С. 35-42.

12. Доможиров Д.В., Угольников Н.В., Генкель А.В. Анализ техники и технологии производства буровзрывных работ при применении эмульсионных ВВ на карьерах Южно-Уральского региона // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: Межвуз. сб. науч. тр. – Магнитогорск: МГТУ, 2012. - с.67-71.

13. Доможиров Д.В., Носов И.И., Прохоров А.А., Носов В.И. Аутсорсинг процесса подготовки горных пород к выемке строительного камня при использовании ЭВВ «Сибирит» на примере ООО «Уральский Сибирит» // Добыча, обработка и применение природного камня: Сб. науч. тр. под. ред. Г.Д. Пер-шина – Магнитогорск: МГТУ, 2016. - с.86-90.

14. Duan Y., Xiong D., Yao L., Wang F., Xu G. Advanced Technology for Satting Out of Blastholes and Measurements while Drilling // 11th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting. — Australia, 2015. P.

593–598.

15. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при взрывных работах». Серия 13. Выпуск 14. – М.: Закрытое акционерное общество «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2015. – 332 с.

УДК 622.235

С.С. Таранжин, П.В. Меньшиков, А.С. Флягин
ИГД УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

БЕЗОПАСНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КАРАГАЙСКОМ КАРЬЕРЕ В СТЕСНЕННЫХ УСЛОВИЯХ С ПРИМЕНЕНИЕМ МОБИЛЬНЫХ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ УКРЫТИЙ ИЗ ШИН АВТОСАМОСВАЛОВ С СЕТКОЙ «РАБИЦА»*

Аннотация: Предложена безопасная технология проведения массовых взрывов в стесненных условиях в ближней зоне с применением специальных газопроницаемых предохранительных укрытий-локализаторов от разлета кусков горных пород, разработаны новые схемы и конструкции скрепления газопроницаемых предохранительных укрытий из шин автосамосвалов с сеткой «рабица», которые испытаны опытным взрыванием с целью проверки их надежности и пригодности для использования в производственных условиях при проведении взрывных работ в непосредственной близости от зданий и сооружений на северо-западном участке Карагайского карьера горного предприятия ПАО «Комбинат Магnezит». Применен новый способ скрепления шин автосамосвалов с помощью одновельевых цепных строп и цепей на шинах.

Ключевые слова: взрывные работы, массовый взрыв, газопроницаемые укрытия, предохранительные укрытия, укрытия-локализаторы, взрывные маты, взрывание в стесненных условиях, безопасность взрывных работ, разлет кусков горных пород.

Введение

При ведении взрывных работ в стесненных условиях взрывания, наиболее эффективным способом, исключаящим разлет кусков горных пород и частично воздействие ударной воздушной волны, является применение предохранительных укрытий-локализаторов. Большинство существующих типов укрытий в основном предназначены для укрытия участков небольших размеров при прохождении траншей, канав или создании котлованов при ведении взрывных работ на строительных объектах и при планировочных работах, но, к сожалению, в настоящее время

* Исследования выполнены в рамках Государственного задания №075-00581-19-00, темы №0405-2019-0005 (2019 – 2021 гг.), а также при дополнительном привлечении хозяйственных средств

нет достаточного опыта проведения массовых взрывов под укрытиями. Целью работы является разработка специального мобильного укрытия-локализатора, предотвращающего разлет кусков горных пород и предназначенного для укрытия блоков, подготавливаемых к взрывному разрушению при ведении взрывных работ на северо-западном участке Карагайского карьера вблизи зданий и сооружений в стесненных условиях.

Теория и результаты

На горном предприятии ПАО «Комбинат Магнезит» при ведении взрывных работ на северо-западном участке Карагайского карьера, фронт горных работ подходит вплотную к жилым домам города Сатки, и в дальнейшем планируется вести взрывные работы на расстоянии менее 200 метров до охраняемых объектов.

Сплошные предохранительные укрытия по выбору конструкции подразделяются на металлические коробчатые, локализаторы, щиты, сплошные маты, пригрузочный материал, а также на комбинированные укрытия [1]. К газопроницаемым укрытиям, которые не задерживают распространение газообразных продуктов взрыва относятся сетчатые укрытия и маты из автомобильных шин. Наиболее эффективным решением является применение укрытий из автомобильных шин, т.к. для укрытия большого взрывающего участка они имеют минимальный вес. По сравнению с тяжелыми металлическими коробчатыми и легкими сетчатыми укрытиями они являются наиболее долговечными на износ, т.к. могут выдерживать большое количество ударов от взрывов благодаря гибкой резине, к тому же их монтаж и демонтаж на взрывающем участке не требует большого грузоподъемного оборудования, не занимает много времени благодаря мобильной сборной конструкции. Их отличительной особенностью является монтаж быстроразъемными соединениями из отдельных элементов (цепи, стальные тросы, крюки, такелажные скобы) с существенно меньшим удельным весом с использованием для их перемещения колесных тракторов или автокранов.

Шевкун Е. Б. и Лещинский А. В. первые в России предложили, апробировали и внедрили безопасную технологию ведения взрывных работ с применением укрытий из автомобильных шин на карьерах Дальнего Востока в стесненных условиях взрывания и при проведении специальных взрывных работ. Как они отмечают, срок службы газопроницаемых укрытий значительно больше сплошных металлических: они могут выдержать более 500 взрывов, так как взрывные нагрузки воспринимаются в основном от воздействия кусков горной породы. Так как мат из скрепленных шин является гибким, то в момент взрыва он изгибается и деформируется вместе с горной массой и не отрывается от нее, что препятствует разлету кусков горной породы из-под него [2].

В ИГД УрО РАН в 2017 и 2018 годах для горного предприятия ПАО «Комбинат «Магнезит» были разработаны проекты проведения массовых взрывов с применением специальных укрытий-локализаторов при веде-

нии взрывных работ в 200-метровой зоне и на расстоянии менее 200 метров до охраняемых объектов [3, 4]. Учитывая большое количество преимуществ укрытий из шин для безопасного производства взрывных работ в стесненных условиях в ближней зоне и сохранности ближайших охраняемых объектов от разлета кусков взорванной породы, и частично от действия ударной воздушной волны на горном предприятии ПАО «Комбинат «Магнезит» было принято решение применять газопроницаемые предохранительные укрытия из изношенных шин большегрузных автосамосвалов, как наиболее универсальных в использовании и способных полностью исключить разлет кусков горных пород при взрыве. Они значительно мобильнее и дешевле локализаторов других типов, легко транспортируются, ими можно укрыть значительно большие площади взрыва [3, 4].

В 2018 году горное предприятие ПАО «Комбинат «Магнезит» приступило к проведению взрывных работ с использованием данного типа укрытий. С начала 2019 года для полного предотвращения разлета кусков горных пород на горном предприятии начали применяться укрытия из шин с сеткой «рабица».

Для укрытий были выбраны шины сочлененных автосамосвалов «Volvo A40G» (Ø внутренний – 635 мм, Ø наружный – 1860 мм, масса – 575 кг). В качестве быстроразъемных соединений был выбран новый способ скрепления шин с помощью одноветьевых цепных строп. Для скрепления цепных строп с шинами автосамосвалов были предложены цепи, продетые через центральные отверстия шин и соединенные посредством специальных звеньев или П-образных соединительных элементов со шплинтуемыми или ввинчиваемыми на резьбе стопорами. Для создания системы скрепленных автопокрышек на каждой шине были закреплены по 4 цепных троса [3].

Схема соединения цепных строп с шинами автосамосвалов и схема расположения укрытия из шин автосамосвалов и сетки рабица представлены на рис. 1 и 2.

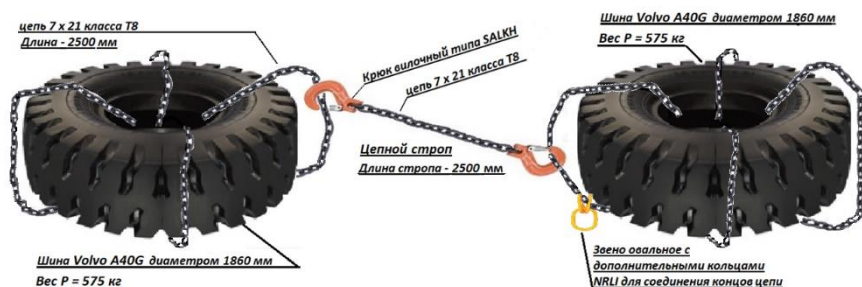


Рисунок 1 – Схема соединения цепных строп с шинами

Перед началом использования специальных предохранительных укрытий-локализаторов были проведены их испытания 20 декабря 2018 г. и 14 февраля 2019 г. с целью проверки опытным взрыванием их надежности и пригодности для дальнейшего использования в производственных условиях.

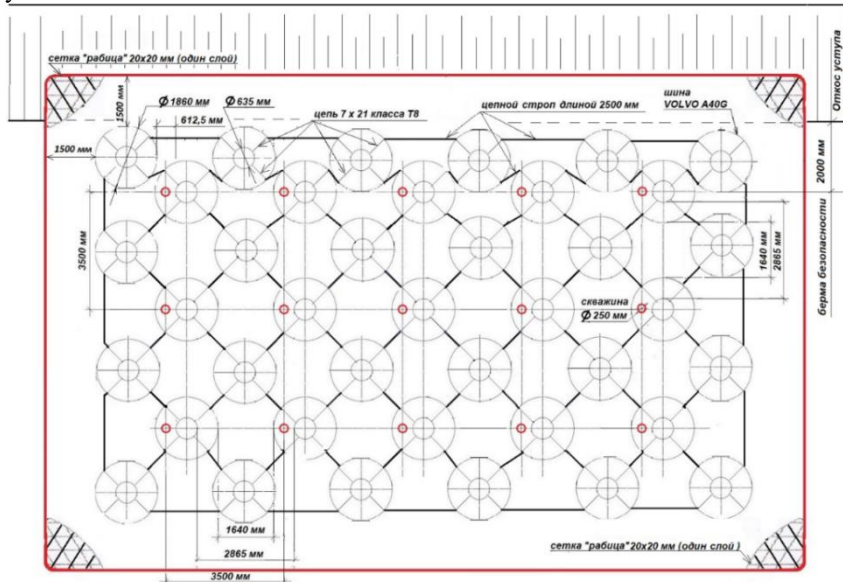


Рисунок 2 – Схема расположения укрытия из шин автосамосвалов с наружным диаметром 1860 мм и сеткой «рабица» на взрываемом блоке с сеткой скважин 3,5 × 3,5 м при диаметре скважин 250 мм

Вид применяемого предохранительного укрытия – газопроницаемое укрытие из б/у шин большегрузных автосамосвалов с использованием строп цепного типа 1СЦ и цепей на шинах, а также укрытием поверх автошин одного слоя металлической сетки типа «рабица» (с уменьшенным размером ячеек). Краткая характеристика предохранительных укрытий при проведении испытаний представлена в таблице.

Таблица – Краткая характеристика предохранительных укрытий

Характеристика	Параметры укрытия	
	20.12.2018 г.	14.02.2019 г.
Длина укрытия по низу (по сетке), м	12	22,5
Ширина укрытия по низу (по сетке), м	12	12,5
Максимальная высота укрытия, м	0,76	0,76
Ориентировочная масса укрытия, кг	14700	25380
Кол-во шин (вес 1 шины – 575 кг), шт.	25	42

Кол-во рулонов сетки «рабица» (20× 20 мм; вес 1 рулона – 41 кг), шт.	9	30
Стропы цепные типа 1СЦ	цепь класса Т8 7 х 21 с крюками вилочными типа SALK 7/8	

При проведении испытаний укрытий перед началом монтажа взрывной сети шины автосамосвалов перемещались с помощью бульдозера и укладывались на взрывные скважины после их заряжания специально обученной и проинструктированной бригадой взрывников с помощью автокрана согласно схеме расположения укрытия (рис. 2) в зависимости от сетки скважин. Два работника, обученных по профессии стропальщик поддерживали шину и ориентировали над устьем каждой скважины. Шины укладывались соосно со скважинами, закрывая профилем шины устье скважин согласно схеме расположения укрытия. Также укладывались дополнительные шины между рядами скважин и по контуру взрываемого блока.

После укладки шин производился окончательный монтаж взрывной сети. Шины автосамосвалов с помощью цепных строп скреплялись крюками за цепные тросы, предварительно продетые через центральные отверстия шин (рис. 1). Затем после монтажа взрывной сети сверху шин укладывалась сетка «рабица» шириной 1,5 м с размером ячейки 20 мм в один слой с припуском 1,5 м по краям взрываемого блока.

Ленты сетки «рабица» укладывались внахлест с перекрытием краев не менее 0,2 м и скреплялись проволокой, а затем к цепям на шинах и цепным стропам. Взрываемый блок был полностью укрыт предохранительным укрытием из б/у шин автосамосвалов с укрытием поверх шин слоя сетки «рабица».

Результаты и выводы испытаний: при испытании 20 декабря 2018 г. предохранительное укрытие при взрыве было подброшено на высоту до 2,5 метров, при этом в момент взрыва шины приподнимались вместе с горной массой и не отрывались от нее. Тем не менее при испытании произошло отбрасывание трех автошин по первому ряду с южной части блока на длину цепных стропов (2,5 – 3 м) с раскрытием сетки без повреждения ячеек из-за с большой длины цепных строп. Разлет кусков горной массы был зафиксирован в радиусе 50 м. С целью исключения смещения (отбрасывания) автошин при взрыве было рекомендовано уменьшение длины цепных стропов для скрепления шин между собой с 2,5 м до 0,5 м. При испытании 14 февраля 2019 года после уменьшения длины строп до 0,5 м предохранительное укрытие при взрыве было подброшено на высоту до 2-х метров без повреждения, при этом разлет кусков горной массы не был зафиксирован. Укрытия из шин автосамосвалов с сеткой «рабица» обеспечили безопасность ведения взрывных работ в стесненных условиях на северо-западном участке Карагайского карьера и их рекомендуется применять при ведении взрывных работ на расстоянии менее 200 от

охраняемых объектов.

Выводы

Недостатком данного вида укрытия является небольшое увеличение трудоемкости процесса и времени по монтажу укрытия-локализатора, спутывание (зацепление) краёв сетки при укладке и её демонтаже, сложность контроля правильности и надежности монтажа взрывной сети. Тем не менее применяемое укрытие-локализатор надежно и пригодно для использования в производственных условиях, т.к. имеет ряд преимуществ по сравнению с другими типами укрытий, оно способно полностью исключить разлет кусков горной массы, и за счет использования строп для скрепления шин и цепных тросов на шинах, является легкосборным и мобильным по сравнению с щитовыми и коробчатыми укрытиями, обладающими большей массой и требующими для их монтажа и демонтажа техники большой грузоподъемности. Тем более укрытие из шин является дешевым, т.к. его элементы состоят из б/у материалов, а также износостойким и способным укрыть большие площади взрывания. Для полного предотвращения разлета кусков горной массы рекомендуется применять 2-3 слоя сетки «рабица», также возможно использовать сплошные укрытия, вместо сетки «рабица» использовать маты из б/у конвейерных лент.

Укрытия из шин автосамосвалов с сеткой «рабица» с использованием цепных строп рекомендуется применять в производственных условиях на горных предприятиях, ведущих взрывные работы в ближней зоне в стесненных условиях вблизи городской застройки.

Список литературы

1. Инструкция по организации и безопасному производству взрывных работ в стесненных условиях с применением предохранительных укрытий, ИГД УрО РАН, под ред. Берсенева Г. П., г. Екатеринбург, 2010 г. – 31 с.
2. Взрывные работы под укрытием из автошин. Авт.: Лещинский А. В., Шевкун Е. Б., Уренев И. М., Горный информационный аналитический бюллетень (ГИАБ), № 5. Изд-во ООО «Горная книга», Москва, 2007 г., с. 117 – 123.
3. Специальный проект проведения массовых взрывов с применением укрытий – локализаторов при подходе фронта ведения горных работ на минимальное расстояние, равное 200 метров до охраняемых объектов, ИГД УрО РАН, г. Екатеринбург, 2017 г. – 40 с.
4. Техническое перевооружение Карагайского карьера. Применение специальных укрытий-локализаторов при ведении взрывных работ на расстоянии менее 200 метров от охраняемых объектов. Проект. ИГД УрО РАН, г. Екатеринбург, 2018 г. – 92 с.

ЦИФРОВИЗАЦИЯ ДЕТОНАЦИОННЫХ СИСТЕМ И РОБОТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ИХ ФОРМИРОВАНИЯ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ И БЕЗОПАСНОСТИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Аннотация. В статье приведены материалы исследований по вопросам анализа тенденций совершенствования теории проектирования взрывных работ, формированию цифровых моделей зарядов ВВ, закономерностей дробления горных пород в различных зонах действия взрыва, формированию роботизированных геотехнологий.

Ключевые слова. Проектирование взрывных работ, формирование цифровых моделей и роботизированных геотехнологий.

Повышение качества проектирования в современных условиях горно-производства достигается за счет применения системного подхода, заключающегося в моделировании и проектировании с учетом технологических и горно-геологических факторов и контроле параметров и результатов взрыва, оперативной корректировки проектных решений с применением программных продуктов с накоплением статистики, позволяющих автоматически измерять параметры взрыва и оптимизировать результаты за счет корректировки параметров БВР с учетом результатов взрывов [1]. Современные специализированные программные продукты обеспечивают импорт и экспорт в маркшейдерские координаты, сканирование профиля уступа и искривления скважин, автоматический анализ замедлений и искривления скважин, энергии взрыва. Для контроля качества взрывных работ анализируются изображения с помощью специального программного обеспечения и производится оценка гранулометрического состава с получением интегральных кривых взорванной горной массы и выхода фракций, анализируются показатели сейсмического действия взрыва и воздушной волны. Принятие и корректировки проектных решений осуществляется с учетом системы критериев и задач, обеспечивающих максимальную ценность услуг за счет улучшения качества взрывных работ, с учетом эффективности погрузки и транспортирования горной массы, эффективности дробления и извлечения полезных ископаемых, существующих ограничений по сейсмическому действию взрыва и ударной воздушной волны, изменению содержания вредных газов.

Проводимые в ИПКОН РАН исследования закономерностей дробления различными промышленными взрывчатыми веществами с применением композиционных имитационных моделей и в производственных условиях и исследования сейсмического действия взрывов, показали необходимость учета фактической скорости выделения энергии и вероят-

ностный характер развития фронта детонации при проектировании параметров буро-взрывных работ и прогнозировании гранулометрического состава взорванной горной массы [2]. Разработаны зависимости для расчета величины линии наименьшего сопротивления, рационального расстояния между скважинами и сейсмического действия взрыва с учетом фактической скорости выделения энергии удлинённых зарядов ПВВ. Проводятся работы по созданию цифровых моделей взрывчатых свойств зарядов ПВВ и их дробящей способности в зависимости от основных влияющих факторов (плотности ВВ, диаметра заряда, расстояния до заряда, скорости выделения энергии, удельного расхода ВВ) на основе обработки результатов промышленных экспериментов и полигонных испытаний с применением имитационных композиционных моделей, учитывающих зоны действия взрыва. В ИПКОН РАН разработана линейка гранулированных взрывчатых смесей с использованием отходов переработки резинотехнических изделий, кот орые проходят промышленные испытания на горных предприятиях АО «СУЭК» [3].

В ИПКОН РАН проводятся работы по разработке инновационных геотехнологий обеспечивающих повышение безопасности и эффективности разрушения горных пород, созданию роботизированной технологии формирования зарядов и детонационных систем для дробления взрывом горных пород [4, 5]. Применение новых технологий позволит сократить численность взрывников, расходы на хранение и перевозку опасных грузов, вывести за пределы опасной зоны работающий на зарядании скважин персонал и повысить таким образом безопасность горных работ. Предлагаемая технология базируется на производстве и применении инновационных составов взрывчатых смесей с переменными взрывчатыми характеристиками и энергетической насыщенностью, обеспечивающих полную автоматизацию процессов производства на роботизированной мобильной платформе элементов скважинного заряда, снижение расхода ПВВ за счет повышения полноты химического превращения в зонах нестабильной детонации (вблизи боевика и в устье скважины или шпура). ООО «ТезНаНова» в рамках реализации проекта инновационного центра «Сколково» разрабатывает эмульсионные составы патронированных и наливных ЭВВ адаптированные к решению вопросов роботизации формирования детонационных систем, технологии формирования зарядов с переменными взрывчатыми характеристиками.

Список литературы

1. Викторов С.Д., Закалинский В.М., Ефремовцев Н.Н. Применение инновационных технологий управления действием взрыва для повышения эффективности разработки месторождений стратегического сырья. Доклад на конференции «Современные инновационные технологии в горном деле и при первичной переработке минерального сырья» // Решение технологических проблем горного производства на территории Рос-

сии ближнего и дальнего зарубежья. М.: – 2018. Изд. ВНИПИпромтехнологии. С. 8-14.

2. Ефремовцев Н.Н. Новые промышленные взрывчатые вещества и технологии их производства на основе поризующих эмульсий для горной промышленности. Труды международного научного симпозиума «Неделя горняка-2018»: Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) Mining informational and analytical bulletin (scientific and technical journal). – 2018. № 1 (специальный выпуск 1). – М.: Издательство «Горная книга». – С. 178-191.

3. Захаров В.Н., Викторов С.Д., Ефремовцев Н.Н., Вартанов А.З., Закалицкий В.М. О применении материалов утилизации резинотехнических изделий в производстве простейших взрывчатых веществ. Труды международного научного симпозиума «Неделя горняка-2018»: Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) Mining informational and analytical bulletin (scientific and technical journal). – 2018. № 1 (специальный выпуск 1). – М.: Издательство «Горная книга». – С. 192-196.

4. Ефремовцев Н.Н. Создание роботизированных технологий формирования детонационных систем для добычи полезных ископаемых. Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр. Под редакцией академика К.Н. Трубецкого. // Составители: канд.техн.наук А.З. Вартанов, канд.техн.наук А.Г. Красавин, канд.техн.наук Н.А. Милетенко – М.: ИПКОН РАН. – 2018. – С. 23-25.

5. Трубецкой К.Н. Ефремовцев Н.Н. О создании инновационных роботизированных геотехнологий формирования детонационных систем для повышения безопасности и эффективности взрывных работ. Горная Промышленность. №4 (140) 2018г. стр.80-82.

УДК 541.345

Тчаро Х.

Российский университет дружбы народов, Москва, Россия

РЕШЕНИЕ ПРОБЛЕМЫ ПОТЕРИ ТЕПЛОТЫ ВНУТРИ ШТАБЕЛЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Аннотация. Важными, взаимодействующими в процессе кучного выщелачивания, параметрами являются температура и частота снабжения воздухом, а также скорость его передвижение в штабеле кучного выщелачивания. В работе представлены исследования по выявлению наиболее эффективных технологических параметров при кучном выщелачивании золотосодержащих руд. Были предложены основные технологические решения проблемы потери теплоты внутри штабеля КВ в тропических местностях.

Ключевые слова: штабель КВ, теплота, растворение, температура, воздух, испарение, выщелачивание

Основными факторами, влияющими на интенсификацию растворения металлов [2, 5] являются концентрация выщелачивающих растворов, температура, pH (более 9 для цианидного выщелачивания и менее 2 для кислотного), кислород, присутствие других металлов и ионов в растворе. Среди них можно, главным образом, выделить существенную важность взаимосвязанных параметров интенсификации процесса кучного выщелачивания металлов «температуры и кислорода», которые влияют на скорость растворения металла из руд.

Фактор температуры имеет важное значение, поэтому в процессах КВ стараются поддержать оптимальное ее значение (15-25°C) в выщелачивающих растворах и внутри штабеля КВ (рис. 1).

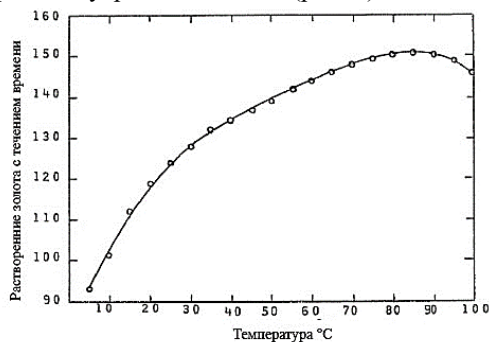


Рисунок 1 – Влияние температуры на ускорение процесса выщелачивания золота [6]

На золотом руднике Veladero (границы Аргентины и Чили) при заглублении эмиттеров на глубину 150 мм, было установлено, что температура выходящего раствора равнялась 10-20°C, в основном из-за накопления теплоты в штабеле КВ с течением времени.

Температуры выше 50°C позволяют извлекать золота из руды, содержащей 2,6 % сульфидов (пирита и халькопирита), а температуры выше 60°C растворить золото из сульфидных золотых руд с содержанием 6% сульфидных примесей [7]. Это объясняется тем, что растворимость металлов увеличивается с повышением температуры. Однако с увеличением температуры растворов, при открытых способах орошения, повышается степень их испарения. Кроме того, необходимо поддерживать баланс между температурой штабеля и растворов и поданным кислородом воздуха.

Увеличение скорости орошения также может ускорить насыщение технологического раствора в штабелях КВ. Однако высокие темпы орошения могут вызывать существенные потери теплоты. Отношение скорости орошения к скорости аэрации также влияет осевую температуру.

Подача достаточного объема воздуха позволяет обеспечить непрерывное окисление металлосодержащих сульфидов (пирита). В тоже вре-

мья чрезмерное увеличение скорости аэрации способствует повышенному значению потери теплоты из-за газовой адвекции с верхней части штабеля КВ. Так, для сохранения теплоты в выщелачивающих растворах и рудном штабеле в условиях тропиков необходимо осуществлять следующие операции:

- ориентировать направление размещения штабеля для уменьшения воздействия радиации, ветра и потоков дождливой воды;
- закрыть штабель и заглубить трубопроводы и шланги под слоем геоматериала (песка, глины, геомембраны и т.п.);
- использовать теплоизоляционные материалы (естественные или искусственные в зависимости от их экономической целесообразности);
- вести контроль над тепловым балансом в растворах и штабеле.
-

Таблица – Основные технологические решения проблемы потери теплоты внутри штабеля КВ условиями тропиков

№	Наименование	Достоинства	Недостатки
1	Теплоизоляция кучи		
	Применение теплоизоляционного материала	Сохранение и поддержание температурного режима в штабеле	Дороговизна материала
	Полная или частичная теплоизоляция массива штабеля КВ	Нет необходимости специальной подготовки кучи к дождливому сезону, дополнительное извлечение металла	Возможное снижение теплоизоляционной способности со временем и ухудшение просачиваемости раствора
2	Поддержание температуры рабочих растворов		
	Закрыть штабель и заглубить трубопроводы и шланги под слоем геоматериала	Экономия затрат на удержание теплового режима	Незначительное увеличение производительности промышленного периода в сезоне дождей

При осуществлении круглогодичных мероприятий кучного выщелачивания, капитальные затраты на экранирование штабелей (для поддержания теплоизоляции, создания барьера для управления влиянием дождей, а также снижения испарения (табл.)) существенно увеличиваются [3; 4].

В климатических условиях Африки, применяемые в холодных регионах [1] технологические решения по подогреву технологических растворов и самого штабеля КВ не требуются. К тому же, они дорогостоящие и экономически нецелесообразные.

Таким образом, было показано, что повышение температуры, а также увеличение концентрации кислорода с одной стороны существенно увеличивают скорость растворения металлов.

С другой стороны, повышение температуры приведет к уменьшению количества кислорода, которое необходимое для протекания реакции растворения между раствором и металлов.

Список литературы

1. Воробьев А.Е., Чекушина Т.В., Каргинов К.Г. и др. Технология выщелачивания золота при отрицательной температуре окружающей среды / Под ред. проф. А.Е. Воробьева. – М.: Изд-во РУДН, 2003. – 95 с.
2. Воробьев А.Е., Тчаро Х. Основные факторы, определяющие эффективность орошения штабеля КВ // Вестник Евразийской науки, 2019, №1, Том 11, <https://esj.today/PDF/51NZVN119.pdf>.
3. Воробьев А.Е., Тчаро Х. Развитие применяемых при кучном выщелачивании покрытий и экранов // Вестник Евразийской науки, 2019, №6, Том 10, <https://esj.today/PDF/97NZVN618.pdf>.
4. Ковлеков И.И., Шерстов В.А., Князев Л.Н., Варлаков П.С., Дмитриев А.А. Кучное выщелачивание золотосодержащих руд в условиях севера // http://www.giab-online.ru/files/Data/2005/2/36_Kovlekov21.pdf.
5. Тчаро Хоноре. Изучение процесса извлечения золота и серебра при цианировании XV Международная конференция Ресурсовоспроизводящие малоотходные и природоохранные технологии освоения недр» в рамках симпозиума "Восстановление национальной экономики Сирии". М.: Изд-во РУДН. 2016. С. 182-183.
6. Julian, H.F., Smart, E., 1903, Cyaniding gold and silver ores: Griffen, London (3rd ed., 1922).
7. Robertson S.W., van Staden P.J., Seyedbagheri A. Advances in high-temperature heap leaching of refractory copper sulphide ores // Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy vol.112 n.12. 2012.

УДК 622

С.Е. Гавришев, А.Д. Кольга, И.А. Пыгалев, О.А. Пыгалева, Т.М. Попова
ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия

К ВОПРОСУ О ПОВЫШЕНИИ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ АВТОСАМОСВАЛОВ НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

Аннотация. Проанализирована возможность изменения структуры уклонов выездных траншей при использовании автосамосвалов на открытых горных разработках с точки зрения повышения эффективности автомобильного транспорта в карьерах.

Установлено, что работа автосамосвалов на чередующихся крутонаклонных и горизонтальных участках ограниченной протяженности позволяет повысить эффективность работы автомобильного транспорта, значительно сократить протяженность трассы, уменьшить объем горно-

капитальных работ и их стоимость, уменьшить капитальные затраты на транспорт и его эксплуатацию, снизить износ шин, а также увеличить глубину отработки карьера

Ключевые слова: Автосамосвал, уклон, транспортные машины, касательная сила тяги, коэффициент трения (сцепления), карьерные автодороги, открытая разработка.

Введение

Необходимость изменения существующих схем транспортирования горной массы автотранспортом на при открытых горных работах вызвана с одной стороны увеличивающейся глубиной карьеров, а с другой, это вызвано обострившейся экологической ситуацией в глубоких карьерах, связанной с большой загазованностью карьерного пространства, из-за чего простой оборудования достигают в ряде случаев 1000-1500 часов в год.

Конструктивные решения по совершенствованию конструкции автомобилей [1] данную проблему решить не в состоянии. На основании этого, некоторые исследователи полагают, что нагрузка на автомобильный транспорт должна быть снижена и перераспределена между ним и железнодорожным или конвейерным. При этом сложившаяся тенденция на ряде карьеров России, Украины и Узбекистана [2] свидетельствует о переходе от транспортных систем с дискретными грузопотоками к системам с комбинированными грузопотоками, создаваемыми автосамосвалами, железнодорожным транспортом и ленточными конвейерами.

Одним из путей расширения рациональной области применения карьерных автосамосвалов может стать использование сил инерции движущегося автосамосвала для преодоления уклонов.

Принципиальные отличия рассматриваемого процесса от существующего, заключаются в следующем.

В настоящее время процесс транспортирования горной массы автосамосвалами осуществляется за счет создания ведущими колесами автосамосвала касательной силы тяги (рис.1). Касательная сила тяги в свою очередь определяется мощностью, крутящим моментом развиваемым двигателем, передаточным числом трансмиссии (коробки передач, главной передачи и колесной передачи) и радиусом качения колеса. Но не зависимо от вышесказанного, максимальная величина касательной силы тяги имеет ограничение по сцеплению (силе трения между шиной колеса и поверхностью движения). Всем известна ситуация когда колеса автомобиля попав на участок с низким коэффициентом трения (обледенелая поверхность) начинают буксовать и не в силах сдвинуть автомобиль с места.

Кроме того, одним из недостатков преодоления больших уклонов за счет реализации касательной силы тяги ведущих колес, является то, что реализуя касательную силу тяги на уклонах, ведущие колеса движутся с пробуксовкой (чем больше уклон, тем больше пробуксовка). В результате шины ведущих колес подвергаются интенсивному износу. Для сравне-

ния, износ шин передних не ведущих (ведомых) колес в несколько раз меньше чем шин ведущих колес.

Рассмотрим силы инерции, действующие на автосамосвал. Из учебников физики школьного курса нам известен второй закон Ньютона, который связывает ускорение и массу материальной точки с действующей на неё силой. Силы, вызывающие ускорение данного тела, и силы инерции, возникающие вследствие ускорения, всегда равны по величине и противоположно направлены. Следовательно, силы инерции при существующей схеме движения автосамосвалов являются вредными силами, для преодоления которых затрачивается дополнительная энергия двигателя и расходуется топливо, при движении и торможении.

Известно, что движущееся тело обладает инерцией. Величина этой инерции зависит от массы тела и скорости его движения. Учитывая то, что карьерные самосвалы обладают большой массой (десятки тонн) то при средней скорости их движения 15 км/час (4,2 м/с) сила инерции может достигать довольно больших значений. Эти силы можно направить на преодоление уклонов в выездных траншеях.

Теория. Уравнения кинематики равнопеременного (равноускоренного или равнозамедленного) движения в проекции на ось ОХ имеют вид:

$$x = x_0 + V_{x0}t + a_{x0} \frac{t^2}{2} \quad (1)$$

$$V_x^0 = V_{x0}t + a_x t$$

где x – расстояние проходимое телом, м; x_0 – начальное положение тела; V_{x0} – начальная скорость поступательного движения в точке x_0 , м/с; t – время движения тела, с; a_x – ускорение движения тела, м/с².

Для примера рассмотрен упрощенный расчет, по общеизвестной методике [3], основных параметров движения автосамосвала БелАЗ 7547, при заданных условиях: грузоподъемность - 45т; собственный вес – 33,1 т; мощность силовой установки 368 кВт; максимальный крутящий момент (при 1600 об/мин) 1815 Нм; передаточные числа коробки передач: 1-3,84; 2 – 2,27; 3 – 1,50; 4 – 1,055; 5 – 0,625; общее передаточное число ведущего моста 20,5; радиус колеса – 1м. будем считать, что движение осуществляется по откаточным дорогам с щебеночным покрытием (коэффициент удельного основного сопротивления которых составляет $\omega_0 = 40$ Н/кН).

Таблица 3 – Значения крутящего момента и ускорения автосамосвала в зависимости от передач

Передача	Крутящий момент (M_k), Н·м	Ускорение автосамосвала на уклоне (a_x), м/с ²
1	142876,8	-1,82
2	84461,025	-2,57
3	55811,25	-2,94
4	39253,9	-3,15
5	23254,7	-3,36

Полученные результаты

Таким образом, при движении на всех передачах ускорение принимает отрицательное значение, и автосамосвал не сможет преодолеть затяжной уклон 30%.

В данной работе рассматривается преодоление уклонов небольшой длины, поэтому если считать, что снижение скорости при преодолении уклона не должно составлять менее 10 км/час, то время выбега автосамосвала при движении по уклону на 2 передаче со скорости 25 км/ч до скорости 10 км/ч, время на преодоление уклона составит 1,6 с, а пройденное расстояние 7,75 м.

База автосамосвала БелАЗ-7547 составляет 4,2 метра, длина преодолеваемого уклона составит 11,95 метра (рис. 1), а высота уклона составит соответственно 3,59 метра.

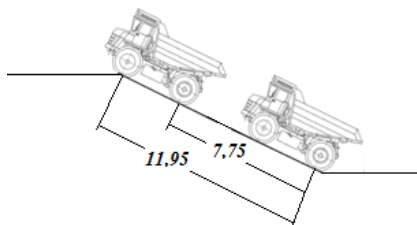


Рисунок 1 – Преодоление автосамосвалом уклона 300‰

Для преодоления следующего уступа автосамосвал должен повысить скорость на горизонтальном участке с 10 км/ч до 25 км/ч.

При известном ускорении определяется время и длина горизонтального участка, на котором автосамосвал сможет достичь скорости 25 км/ч для преодоления следующего уступа.

С учетом базы автосамосвала, длина горизонтального участка составит 12,49 метра (рис. 2).

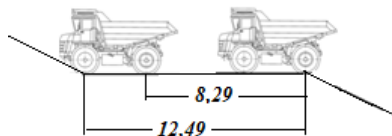


Рисунок 2 – Движение автосамосвала по горизонтальному участку

Заключение

Таким образом, выездная траншея при подъеме на 36 метров должна иметь 10 уступов, с уклонами 300‰ и длиной уклона 12 м, а также горизонтальные участки длиной 12,5 м. (рис. 3). Общий уклон выездной траншеи составит 160‰. Следовательно, описанное конструктивное исполнение уступа позволяет обеспечить подъем горной массы с большей

величиной руководящего уклона.

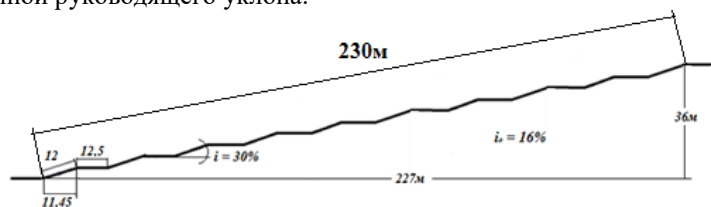


Рисунок 3 – Схема уклонов выездной траншеи

Список литературы

1. Кольга А.Д., Агейкин Я.С. Особенности взаимодействия с грунтом колеса, плоскость которого наклонена к оси вращения/ Повышение экологичности и эффективности автомобиля. Межвузовский сборник научных трудов М.: МАСИ (ВТУЗ-ЗИЛ), 1990.-С. 85-91
2. Мариев П.Л., Кулешов А.А., Егоров А.Н., Зырянов И.В. Карьерный автотранспорт: состояние и перспективы.- СПб.: Наука, 2004.- 429с.
3. Справочник механика открытых работ. Экскавационно-транспортные машины циклического действия./М.И. Щадов, Р.Ю. Подэрни, Е.Н. Углицкий и др.; Под ред. М.И. Щадова, Р.Ю. Подэрни.-М.: Недра, 1989. 384с.
4. Kolga A.D., Rakhmangulov A.N, Osintsev N.A. Robotic Transport Complex of Automotive Vehicles for Handling of Rock Mass at the Process of Open Cast Mining//TRANSPORT PROBLEMS. 2015, T.10, №2. – С. 109-116.

UDK 622

Almeida Padilla G.A., Т.В. Чекушина
Peoples' Friendship University of Russia (RUDN University)

CURRENT SITUATION WITH HYDROCARBONS IN ECUADOR AND ITS POTENTIAL

Abstract: This study analyze the hydrocarbon resource and its potential in Ecuador. According the analysis, the total hydrocarbon reserves (3P) in Ecuador are 2695,2 MMBls, the total contingent resources (3C) is 1464, 64 MMBls and the total prospective resources taking in consideration risk are 659,3 MMBls. Furthermore, these results, the analysis also shows several projects with high potential to attract foreign capital investment.

Keywords: Hydrocarbon reserves, resource evaluation, hydrocarbon resources, investment projects, non-renewable resource

Introduction

Ecuador is rank as the country as having the third largest oil reserves in South America, holding 8273 million barrels of proved crude oil reserves, ac-

ording the information provided at end 2017 by BP Statistical Review of World Energy. The hydrocarbons are the largest non-renewable resource in Ecuador, in the case of oil; the country had a total production of 188,789 million barrels by the end of 2018, of this amount 129,692 million barrels were destined for export representing 30% of exports nationwide in 2018 [3]. Through the determination of reserves and resources, the country look for to know the real hydrocarbon estate, which the country has, to increase production and attract new foreign investment capital and technology to the hydrocarbon sector.

1. Guidelines for the Evaluation of Petroleum Reserves and Resources

The methodology adopted by the government of the republic of Ecuador through its hydrocarbon secretary to determine the amount of resources and reserves available was the one approved by the commission of the society of petroleum engineers (SPE), which is detail in the document "Petroleum resources management system (PRMS)".

According PRMS, technical estimation of Petroleum Resources quantities involves the assessment of volumes and values that have an inherent degree of uncertainty. These quantities are associated with exploration, appraisal and development Projects at various stages of design and implementation [9].

2. Hydrocarbon reserves and resources

2.1. Reserves

Reserves are those quantities of petroleum anticipated to be commercially recoverable by application of development projects to known accumulations from a given date forward under defined conditions [9]. The total reserves in Ecuador are 2.695,201697 MMBls (Table 1), of which 99, 96% are production reserves, about this kind of reserves the 90, 6% are public company reserves, as can be seen in figure 1, in which is detailed the reserves percentage that each company has. According the information provided by the hydrocarbons secretary, 99,8% of these reserves are located in the Ecuador's Amazon region, the remaining part is in the coastal region of Ecuador.

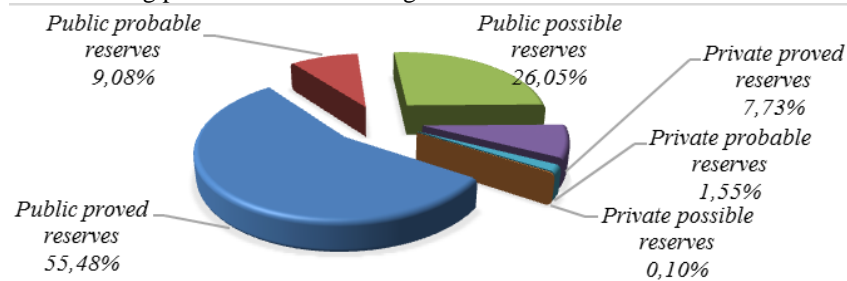


Fig. 1. Reserves distribution according the company and reserve type

Table 2. Hydrocarbon reserves in Ecuador for 2017

Status	Company	Reserves (MMBl)			
		Proved (P1)	Probable (P2)	Possible (P3)	Total (3P)
Production	Public	1494,49	244,80	702,12	2441,41
	Private	208,16	41,80	2,73	252,69
Non-production	Public	0,86	0,00	0,00	0,86
	Private	0,24	0,00	0,00	0,24
Total		1703,75	286,60	704,85	2695,20

Source: Informe anual de potencial hidrocarburífero del Ecuador, 2017

Petroamazonas is the only company until December 31, 2016 that produces gas in Ecuador and has 31 MMBOE of proven reserves, 29 MMBOE of probable reserves and 19 MMBOE of possible reserves, having a total volume of 3P reserves of 79 MMBOE.

2.2. Contingent resources

Contingent resources are those quantities of petroleum estimated, as of a given date, to be potentially recoverable from known accumulations, by the application of development projects not currently considered commercial due to one or more contingencies [9]. The total contingent resources in Ecuador are 1.464,774619 MMBls, of which 94, 2% are public company contingent resources (Table 2).

Table 3. Hydrocarbon contingent resources in Ecuador for 2017

Company	Contingent resources 3C (MMBl)
Public	1384,47
Private	80,26
Total	1466,77

Source: Informe anual de potencial hidrocarburífero del Ecuador, 2017

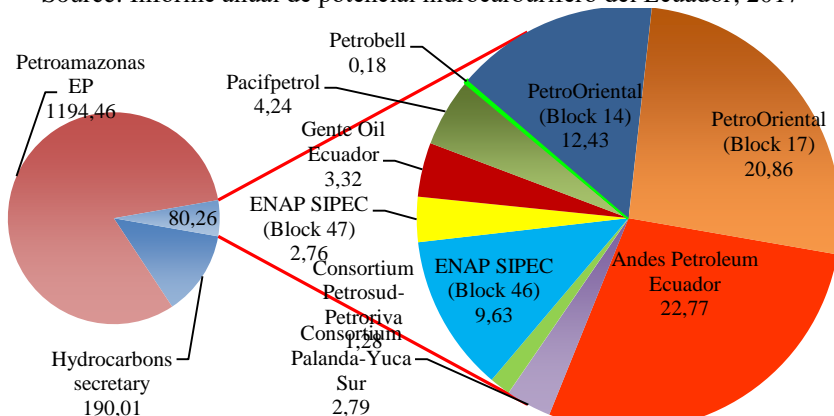


Fig 2. Contingent resources distribution according the company in MMBls

Figure 2 shows the contingent resources of each company, only 58% of private companies report their contingent resources volume.

2.3. Prospective resources

Prospective resources are those quantities of petroleum estimated, as of a given date, to be potentially recoverable from undiscovered accumulations by application of future development projects. Prospective resources have both an associated chance of geologic discovery and a chance of development [9].

Swanson's rule defines the mean as $0.3P_{10} + 0.4P_{50} + 0.3P_{90}$, and provides a good approximation to the mean values for modestly skewed distributions [2].

Considering this, the total prospective resources in Ecuador are 1.272,981359 MMBls but including in the analysis the risk, these resources are 659,398350 MMBls (Table 3).

Table 4. Hydrocarbon prospective resources in Ecuador for 2017

Company/ Institution	Petroleum initially in place (MMBls)				Swanson's mean (MMBls)	
	Low estimate (P90)	Best estimate (P50)	High estimate (P10)	Swan- son's mean	Without risk	With risk
SHE	438,50	1208,78	3350,20	1620,12	194,41	76,86
Petroamazonas	682,69	2923,20	7691,66	3681,58	1078,57	582,54
Total	1121,19	4131,98	11041,85	5301,71	1272,98	659,40

Source: Informe anual de potencial hidrocarburífero del Ecuador, 2017

It is important to note that until 2017, private companies have not reported prospective resources, for this reason, the analysis have been carried out exclusively with the prospective resources that hydrocarbons secretary and Petroamazonas public company have.

3. Hydrocarbon potential

With the information provided by public and private companies and institutions about the total reserves (3P), contingent resources (3C) and prospective resources taking in consideration risk, the hydrocarbon potential for Ecuador in 2017 is 4.819 MMBls (Table 4). The cumulated production was consider until 31-12-2016 with 5864.2MMBls.

Table 5.

Table 6. Hydrocarbon potential in Ecuador for 2017

Compa- ny /Instituti on	Petroleum initially in place MMBls		Cumu- lated produc- tion (MMBls)	Reserves MMBls		Resources MMBls		Volume hydrocar- bons MMBls $3P+3C+3U$
	POES	Swan- son's mean		Prove d (P1)	Total (3P)	Contin- gent (3C)	Prospec- tive with risk (3U)	
SHE	2310,	1620,12	0,00	0,00	0,00	190,01	76,86	266,87

	05							
Public	32257,7	3681,58	4630,16	1495,35	2442,27	1194,46	582,54	4219,27
Private	6745,31	0,00	1234,03	208,40	252,93	80,18	0,00	333,11
Total	41313,0	5301,71	5864,20	1703,75	2695,20	1464,64	659,40	4819,24

Source: Informe anual de potencial hidrocarburífero del Ecuador, 2017

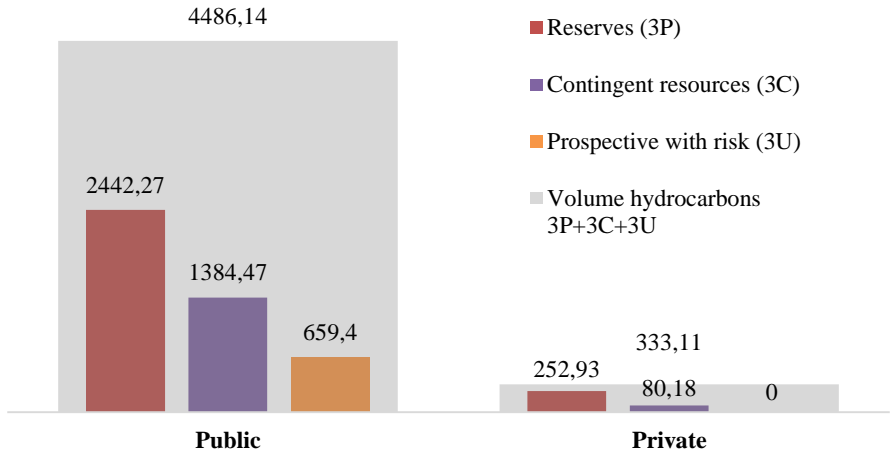


Fig. 3. Distribution of hydrocarbon potential in Ecuador according to the company type in MMBls

Figure 3 shows how is distributed the total volume of hydrocarbons between public and private companies and shows in detail the total reserves (3P), contingent resources (3C) and prospective resources taking in consideration risk, that each one has.

4. Investment projects

With the objective of encourage investments in the hydrocarbons sector Petroamazonas EP in July 2017 presented several projects, the most representative are:

- Southeast Round (Sur Oriente), includes 16 Blocks with a total area of 27,930 km², 17 exploratory wells^{2D} and two proven oil bearing reservoirs in blocks 80s: U & M1 Sandstones. The project has high probability to find: “thrust belt” structures + M1/Vivian reservoir in blocks 70s and vast unexplored areas on blocks 70s & underexplored on 80s [4].
- Inter Fields (Intracampos), includes eight oil-producing blocks with 15 fields. The blocks available are onshore, conventional opportunities, most with possible sandstone reservoirs, and one with a limestone reservoir. Available blocks are located in the Oriente Basin, throughout the eastern provinces of Sucumbíos and Orellana, which characterizes itself by its high

oil potential. Additionally, the area of interest has existing infrastructure and a well-developed oil services industry.

- According Swanson's Mean estimations, this project presents 157.3 MMBls (Table 5, Figure 4) in prospectives resources/proved reserves [4, 10].

-

Table 7. Inter fields, reserves and investments

Areas	Exploratory prospects	Swanson's Mean (MMBls)		Estimated investments (MMUSD)
		Original oil in place	Prospectives resources/ Proved reserves	
Perico	Perico sur este-1	235	27.5	176
	Perico sur-1	178.9	19.8	144.6
Iguana	Guanta oeste-1	107.7	21.7	144.6
	Iguana-1	65.4	13.6	98.4
Espejo	Espejo-1	44.3	13.6	112.6
Sahino	Sahino norte-1	63.8	16.5	85.4
	Sahino-1	49.1	10.4	77.4
	Victor Hugo Ruales sur-1	13.1	3.9	145.4
Arazá este	Araza nor-este-1	45.8	7.2	72.2
Pañayacu norte	Pañayacu norte-1	30.5	7.7	72.6
	Palmar este-1	38.4	8.6	59
Charapa	Campo charapa	29.2	5.5	44
Chanangue	Campo chanangue	6.3	1.4	16.8
Total		907.5	157.3	1249

Source: The outlook for Ecuador petroleum sector, 2017

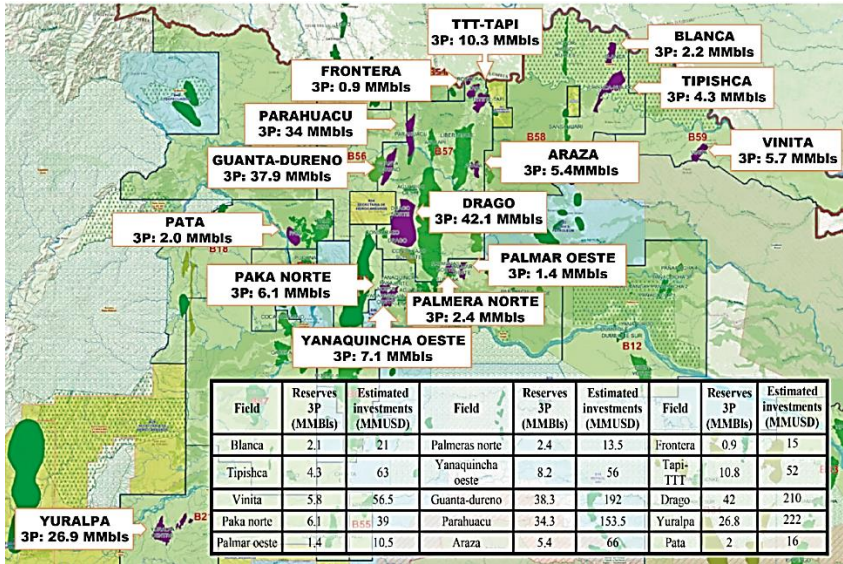


Fig. 4. Minor fields, reserves and investments

Conclusions

- Minor Fields (Campos menores), includes 15 oil-producing blocks located throughout the eastern provinces of Sucumbíos, Orellana and Napo, with 191.5 MMBls in reserves 3P [6]. Figure 4 shows the location, total reserves and investments for all minor fields in the Ecuador’s Amazon region.
- Ecuador has a proven reserves volume of 1704 MMBls, probable reserves of 286 MMBls and possible reserves of 705 MMBls resulting in a 3P reserves volume of 2695 MMBls.
- The accumulated production of Ecuador until December 31, 2016 is 5864 MMBls, which contributed in 2016 with 206 MMBls to world production, and in 2018 with 188.8 MMBls of which 68% was destined for export.
- Considering total reserves (3P), contingent resources (3C) and prospective resources (with risk), the hydrocarbon potential for Ecuador in 2017 is 4.819 MMBls.
- Ecuador has several projects for foreign capital investment, being Inter fields (157.3 MMBls in prospectives resources/proved reserves) and Minor fields (191.5 MMBls in reserves 3P) some of the most interesting

Referencies

1. Dittrick, P. (2018). Ecuador offers PSCs to attract oil, gas exploration. Retrieved from <https://www.ogj.com/articles/2018/09/ecuador-offers-pscs-to-attract-oil-gas-exploration.html>
2. Hurst, Andrew & C. Brown, G & I. Swanson, R. (2000). Swanson's 30-40-30 Rule. AAPG Bulletin. 84. 10.1306/8626C70D-173B-11D7-

8645000102C1865D.

3. Información Estadística Mensual. (2019). Retrieved from <https://contenido.bce.fin.ec/home1/estadisticas/bolmensual/IEMensual.jsp>

4. Ministry of hydrocarbons. (2017). The outlook for Ecuador petroleum sector [Ebook] (1st ed., pp. 20-34). Quito. Retrieved from https://www.bakerinstitute.org/media/files/files/4faffd7b/The_Outlook_for_Ecuador_s_Petroleum_Sector_New_Investments_Opportunities_Oct17.pdf.

5. Peña, A. (2018). Ecuador Is Looking For Investors For Its Oil Projects - Energy and Natural Resources - Ecuador. Retrieved from <http://www.mondaq.com/x/705490/Oil+Gas+Electricity/Ecuador+Is+Looking+For+Investors+For+Its+Oil+Projects>

6. Petroamazonas EP. (2019). Ronda Campos menores [Ebook] (1st ed., pp. 4-12). Quito. Retrieved from <https://www.petroamazonas.gob.ec/?p=6934>

7. Secretaria de hidrocarburos del Ecuador. (2017). Informe anual de potencial hidrocarburífero del Ecuador [Ebook] (1st ed., pp. 4-94). Quito. Retrieved from <http://www.historico.secretariahidrocarburos.gob.ec/biblioteca/>

8. Secretaria de hidrocarburos. (2017). Rendición de cuentas 2017 [Ebook] (1st ed., pp. 22-24). Quito. Retrieved from <http://www.secretariahidrocarburos.gob.ec/rendicion-de-cuentas-2017/>

9. Society of Petroleum Engineers. (2001). Guidelines for the evaluation of petroleum reserves and resources (pp. 5-25). Richardson, Tex..

10. XII Intracampos Licensing Round (2019). Retrieved from http://www.rondaspetrolerasescuador.gob.ec/?page_id=124098&lang=en

UDK 622.834

Yu.I. Kutepov, N.A. Kutepova, Yu.Yu. Kutepov

Saint Petersburg Mining university,

M.V. Sablin, E.B. Borger

JSC «SUEK-Kuzbass»

GEOMECHANICAL PROCESSES DURING THE UNDERMINING OF MAN-MADE AND NATURAL ROCK MASSES

Abstract. The article suggests the analysis of different geomechanical processes, developing in natural and man-made masses during the underground mining of coal deposits in the Kuzbass. Using the example of the mine named after A.D. Ruban, extracting three coal seams with the total thickness of about 10 m, conditions and reasons of the formation of sinkholes and ground failures are considered. It is shown that the undermining of natural slopes in piedmont territories with the undulating topography is accompanied by landslide processes and occurrences. The problem of stability of hydraulic engineering structures on undermined territories is considered, results of computational studies for the conditions of the hydraulic-mine dump on the river Elovka, undermined by the Baikaimskaya shaft, are given. The technique of FEM numer-

ical simulation of the strata movement is suggested. The comparison of simulation results with the reference method and field data, obtained during the industrial experiment, was made.

Key words: geomechanical processes, subsidence, sinkhole, coal deposits, slope stability, landslides, hydraulic-mine dump, numerical simulation, Kuzbass.

Introduction

The underground mining of coal deposits on territories with a developed mining infrastructure is connected to the solving of geomechanical problems related to the penetration in the zone, affected by the underground mining, of different natural and man-made entities: agricultural lands, fields, forests, water bodies, water courses, buildings, constructions etc. There are different mine engineering structures of open-cuts in risk zones in areas of intersection of underground and open works: sides, banches, dumps, hydraulic-mine dumps, transport and other communications. The underground coal mining in rock masses is characterized by the strata movement towards the mined-out space, covering also the ground surface and facilities of different purpose, located on it. It can become a reason for destructive deformations for the latter or provoke the development of negative geodynamic phenomena, for example, sinkholes and landslides. So in the mine named after A.D. Ruban in the Kuzbass during the extraction of coal series the formation of sinkholes of different morphology is observed, which leads to the destruction of agricultural lands [8, 9]. Landslides are widespread on undermined slopes of the city of Osinniki. These landslides endanger the residential development and public facilities [11]. In some mines in the Kuzbass the underground mining under engineering structures, in particular, hydraulic-mine dumps were, are and planned to be conducted [10]. Geomechanical processes, developing in undermined masses, have a significant impact on the safe operation of natural and man-made objects, require a careful study with the purpose of establishing patterns of their occurrence, developing of methods of their forecasting, monitoring and control.

Formation of sinkholes on the ground surface during undermining

Sinkholes on the ground surface of mine fields usually appear as the rock discontinuity [5, 8, 14] when carrying out extractions at depths less than $20 \cdot m$ (m = extracting seam thickness). This dependency is grounded on results of numerous observations in mines of Russia, former USSR and non-CIS countries and is accepted by the applicable regulatory document of the Federal Environmental, Industrial and Nuclear Supervision Service of Russia [12].

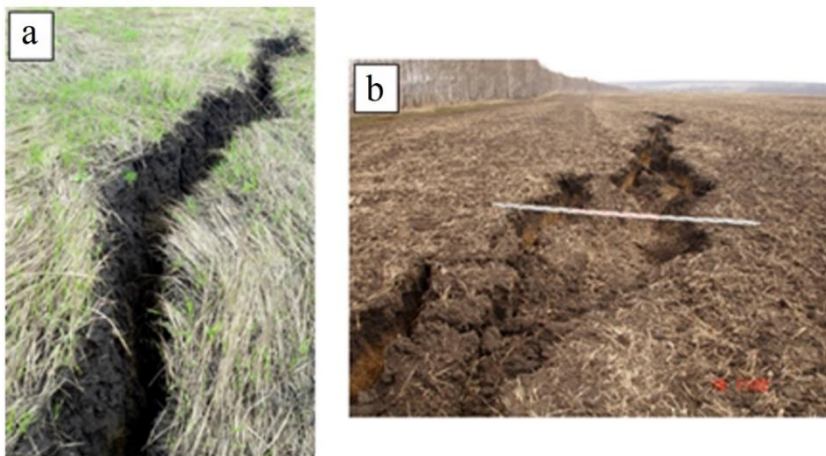


Fig.1. Sinkholes at the field of the mine named after A.D. Ruban of 3rd (a) and 4th (b) types.

However the fact is that in mine named after A.D. Ruban the formation of sinkholes on the ground surface at depths of mining works much higher than this criterion is observed. Studying of reasons of their formation was made for the conditions of extraction Baikaimsky, Nadbaikaimsky, Polysaevsky II seams with a total thickness of about 10 m. The coal-containing mass here is represented by interlayering of sandstones, siltstones, coal of the Upper Permian age and it is overlapped by dispersed Neogen-quaternary soils with a thickness of up to 50 m. The upper part of the section of covering deposits is composed of loess macroporous sagging “pseudo-brittle” soils. During the extraction of coal beds, there were phenomena observed on the surface which can be classified as sinkholes of 4 types: 1) cone holes small in plan and depth; 2) chains of holes 3) “trenches” with a length of up to 500 and more meters; 4) fissures and terraces (Fig. 1).

Indicated types of sinkholes are appearingly different stages of the failure formation process, developing in a subsurface part of the undermined mass as a result of the strata movement, accompanied by the formation of the subsidence trough. Proof of this are locations and directions of their manifestations which are clearly bound to coal pillars, installation and break-down chambers, in other words, longwall boundaries along and across the strike [8]. Moreover, each of types occurs at different stages of the surface undermining. At the primary undermining of a low thickness coal seam small cracks are formed which then under the impact of meteorological waters turn into cone sinkholes as a consequence of the subsidence of loess loams. Further extraction of coal seams at the maintenance in the plane view of longwall positions provoke the further formation of sinkholes of 3rd and 4th types proportionally to the development of horizontal extension strains. In this case it is necessary to consider the fact that the upper part of the rock section where sinkholes occur, is composed of pow-

dery loess loams, characterized by the loose macroporous structure, “pseudo-brittle” fracture behavior, tending to subsidence at additional water saturating. Such rocks when appearing in movement zones and without a possibility for the development of plastic deformations, destructed in a brittle manner with the formation of fissures on the surface, and the widths of their opening were proportional to extension or bend strains.

Landslides on undermined territories

The undermining of territories in piedmont areas with undulating topography in some cases is accompanied by the development of landslides [2, 6, 11, 14]. If there are residential development and infrastructure facilities of mines, these processes pose a certain threat to the safety of their operation and people there. The problem is most developed in the city of Osinniki in the Kemerovo region where over several decades the undermining of natural slopes by the Kapitalnaya mine (now called Osinnikovskaya), has been carried out (Fig. 2). Mining works provoked the appearance of active landslide bodies on slopes with a steepness of more than 6° . All indicated landslides were connected with areas of $6-14^\circ$ angles, where they shifted almost continuously with speeds from 10^{-1} to 10^3 mm/month depending on the slope angle and season. A normal speed of the landslide process in summer is about 10 mm/day and in the autumn-winter period it reduces to 1 mm/day. In the period of a progressive development of landslides the speed of shifts reached 10^3 mm/day. At a direct undermining of unsteady slopes horizontal deformations and their speeds increased in 2-5 times and then reduced with the subsidence attenuation. The influence of the direction of face advancing in relation to slopes. When the face goes under the slope, horizontal shifts are for 30-50% more in comparison to the situation when the face goes out of slope.

Completed studies allowed to justify the landslide concept with the consideration of established laws of development of landslide processes at a combined influence of natural and man-made destabilizing factors [11]. Environmental conditions of landslide hazard areas contribute to the development of covering landslides which can happen in a form of movements of quaternary deposits by the contact with bed rocks or by weak layers, located inside the covering mass. However, in areas outside the influence of mining works, landslides have a limited distribution. Due to a natural macroporosity and increased permeability, the humidity of unbroken covering deposits is always low, the consistence is hard and the presence of rigid connections gives an additional stability margin to them. The reasons for the activation of slope processes are: reduction in strength of covering soils due to the destruction of their natural structure by the action of compression and extension strains within the subsidence trough; increase in the ground water level on slopes due to the decrease in the permeability of covering rocks and wrong conditions of their drainage; increase in heads of ground waters in toes of slopes as a result of the ground surface subsidence; increase in angles of the surface slope within the boundaries of the subsidence trough.

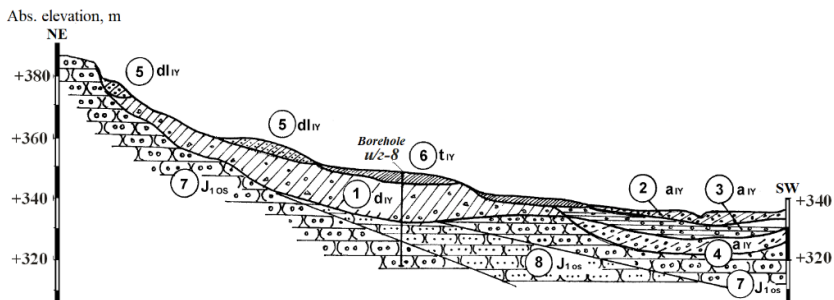


Fig. 2. Structure of a typical landslide slope in Osinniki.

Quaternary system. Diluvial (d_{IV}): 1 – loamy clays and clays with gravel, rotted rocks, sometimes without inclusions. Alluvial (a_{IV}): 2 – loamy clays with gravel and cobble; 3 – clays with rear gravel and without inclusions; 4 – coarse medium gravel with sand, sandy-loam and clay aggregate. Slope deposits (d_{IV}): 5 – loamy clays with rotted rocks, gravel, breakstone. *Man-made* t_{IV} : 6 – fill-up loamy clays and breakstone. *Jurassic system* lower part Osinovskaya series (J_{10s}): 7 – weathered conglomerates; 8 – weathered poorly consolidated sandstones.

Destabilization of slopes at initial stages of mining is expressed in a form of universal development of creep processes, changing in course of time at local areas in landslide shifts with progressive pattern of development. As a result of elimination of a restraining influence of cementing connections the state of broken rocks becomes unstable, in which case the decrease in actual stresses, caused by the elevation of the ground water level, accompanied by the increased rock humidity and their deconsolidation to the state of a high-plastic and fluid consistency. These changes happen not in the entire thickness of covering deposits but only in the shift area, at a depth of about 3-8 m, where the presence of a weak layer is detected. Broken water-saturated rocks on slopes in a state, which is close to the ultimate equilibrium (at slope angles close to angles of their internal friction), are constantly deforming as per the type of established creep with alternating rate, depending on seasonal fluctuations of ground water levels.

Hydraulic-mine dumps on undermined territories

During underground coal mining in the Kuzbass often appear situations, the settlement of which requires the assessment of the stability of retaining structures of hydraulic engineering installations in the area affected by mining. These facilities are widespread in the region and sometimes they are located within the territory of the mining allotment and often are included in their infrastructure. They include tailing dumps of coal washing plants, mine waters settling basins, sludge ponds etc. Besides, in mines of opencast coal mining for the placement of overburden rocks hydraulic-mine dumps are used. In the years of operation of hydraulic mining in the Kuzbass have been formed more than 60 hydraulic-mine dumps which are characterized by areas from 10 to 900 ha at heights of dikes and dams from 5 to 77 m with a length of 6 km in certain cases. The undermining of hydraulic-mine dumps can result in the in-

stability of their slopes, provoking the development of hydrodynamic accidents: uncontrolled discharge of water and water-saturated rock outside the facility, occurrence of an emergency, connected with their spreading over large areas, multiple destructions, death of people and animals.

A study of the influence of the undermining on the stability of restraining structures of hydraulic engineering installations was carried out at one of largest raised objects of the basin, a hydraulic-mine dump on the river Elovka [13]. This structure at the area of intersection of the main and lateral imbanks was undermined by three longwall faces of the Baikaimskaya mine. In particular, the longwall No.14 undermined the downstream slope and the drainage channel along it. The face was characterized by the following parameters: extracting seam thickness 4.9 m, dimensions along and across the strike 220 and 910 m respectively, mining depth from 220 to 310 m. The maximum subsidence depth 2.39 m at a length of the semi-through along the strike of 337 m was established by performed survey measurements and calculations. Observations proved that such movement trough parameters provide the slope stability.

For these mining and geological conditions of the underground coal mining of a mine section and geotechnical structure of the hydraulic-mine dump a set of calculated studies of the influence of undermining on the slope stability with use of analytical methods of ultimate equilibrium and FEM numerical simulation was carried out. In these studies different situations of excavation works development in relation to dam (to slope, out of slope and parallel to slope) were considered. Besides, subsidence parameters were considered through the change of slope and water level geometry in the man-made mass and also reduction in the strength of rocks and elevation of pore pressure in them in the area of the subsidence deformation development. As the results of these calculations, laws of changes of stability factors (k_{st}) of undermined slopes of the hydraulic-mine dump depending on different impact factors and their combinations and also three selected face mining directions were determined [13]. At the development of excavations in the direction to the slope at first stages of undermining the reduction of the k_{st} below reference and then its increase to final values are observed. If the hydraulic-mine dump is undermined in the out-of-slope direction, an inverse trend is observed. The most unfavorable stability conditions in both cases are observed at direct undermining of the lower part of the slope – retaining prism. The undermining of the upper part of the slope, the active pressure prism, vice versa, gives a positive result in terms of its stability enhancement. However in case of combined effect of all factors in most cases the hydraulic-mine undermining deteriorates its stability and pre-determines the necessity of activities on the prevention of hazardous landslide deformations.

A special factor of impact on the stability of undermined slopes of hydraulic mine dumps is an excessive pore pressure, arising in water-saturated rocks of low permeability in the area of volumetric contraction at the formation of the subsidence trough. To predict the evolution process of the stress strain

behavior of water-saturated rocks in these conditions, the FEM numerical simulation was used. At specific parameters of the coal bed mining under the hydraulic-mine dump in rocks of its slope and base the fact of generation of an excessive pore pressure with the maximum value of 33 kPa (Fig. 3) was established. In this case the area of excessive pressure, formed in rock masses, moves forward along with the mining face and behind its gradual dissipation with a speed, depending on the mining rate and the rocks permeability, occurs.

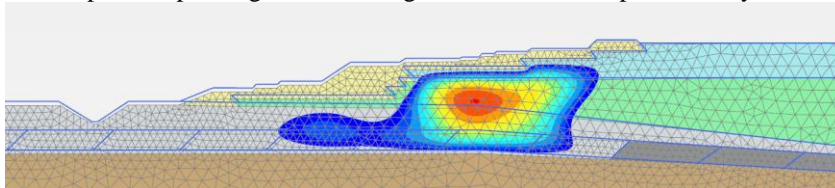


Fig. 3. Distribution of an excessive pore pressure in the slope.

Red – 33 kPa; Blue – 0 kPa. (in Plaxis 2D)

Studying of mining subsidence

The discussed above geomechanical processes in man-made and natural masses occurred against background of the development of strata movements in undermined masses during excavations of coal beds. The forecasting of this process during mining of coal deposits in Russia is normally realized in accordance with the regulatory and guidance document of the All-Russian Research Institute of Mining Geomechanics and Survey [12], where the method of standard curves, received through numerous field studies in different mining and geological conditions of coal deposits development, is accepted as basic. The proposed method has worked repeatedly well in calculations of strata movements, it gives a good convergence with results of field studies even in conditions of growth of geometrical parameters of working and fast mining. However for the solving of complex geomechanical tasks such as impact of the movement process on ground man-made and natural objects, the preference should be given to the numerical simulation of stress strain state of rocks in the natural and technical system “excavation – undermined mass – natural or man-made object” [1, 3, 4, 7].

With regard to conditions of the mine named after A.D. Ruban an industrial experiment on the field study of the movement during mining of the pioneer longwall panel No.812 at the Magistralny section was carried out. While mining of the panel, characterized by a length of 300 m and extracting seam thickness of 4.2 m, observations over deformations of the ground surface and mass by soil and deep bench marks were made. They allowed to determine deformations at the formation of the subsidence trough and calculate parameters of a studied geomechanical process. The comparison of measured subsidence parameters with calculated by the standard was made. A quite good convergence of values of maximum subsidence of 3.18 m with anticipated 3.01 m was determined. A deviation of 40 m of centers of a measured and predicted subsidence troughs was registered. Besides, an actual width of 533 m of a

formed movement trough across the strike which is for 37 m wider than calculated as per the standard. Actual values of boundary angles, obtained by inverse construction of boundaries of the mining area of influence were: $\beta_0 = 63,5^\circ$; $\gamma_0 = 66,2^\circ$, and the maximum subsidence angle $-\theta = 77,2^\circ$. A comparative analysis of the anticipated and actual subsidence trough across the strike shows that from the quality point of view the experiment results repeat a typical distribution. However in the active stage of the deformation process there is a gap between an actual subsidence and a reference with a shift to the side for approximately 40 m, so the dynamic trough is wider at a constant shift angle (δ_0), and the angle of maximum subsidence ψ_3 becomes equal to 44° , which is for 6° less than the reference value of 50° for the Kuzbass.

With regard to the results of the industrial experiment on the mining of panel No. 812 the possibility of forecasting of the strata movement process with use of the FEM numerical calculation is considered [15]. The method of the simulation of the excavation in the form of a cavity (void) by deleting elements at a specific calculation step with further redistribution of mass stresses, is developed. The undermined mass in this case is divided into zones of “cave-in”, “fissure broken” and “unbroken structure”, the location of which depends on the mining area (Fig. 4). Mechanical properties of “cave-in” area rocks (goaf) were characterized by the absence of cohesion and decreased deformation module. To describe the deformation behavior of the undermined mass, the model of an ideally elastoplastic strata was used. The simulation was made in a plain-strain setting in the frameworks of continuum mechanics on the Abaqus/CAE software complex.

The comparison of obtained during the simulation movement troughs with field data and reference curve (Fig. 5) allowed to determine that the convergence between numerical simulation results and actual measurements is achieved when using an elastoplastic model, based on the Mohr-Coulomb failure criteria, with the division of the mass into zones with different deformation behavior. Subsidence troughs obtained with suggested methods, showed a satisfactory convergence between simulation results and field data that allows to recommend the use of this method for the forecasting of the strata movement.

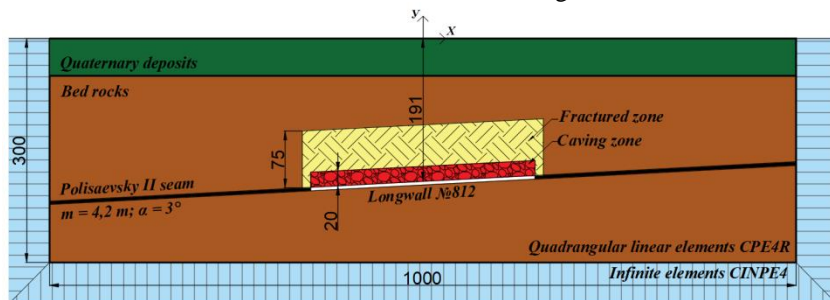


Fig. 4. Computational pattern for the simulation of the movement process.

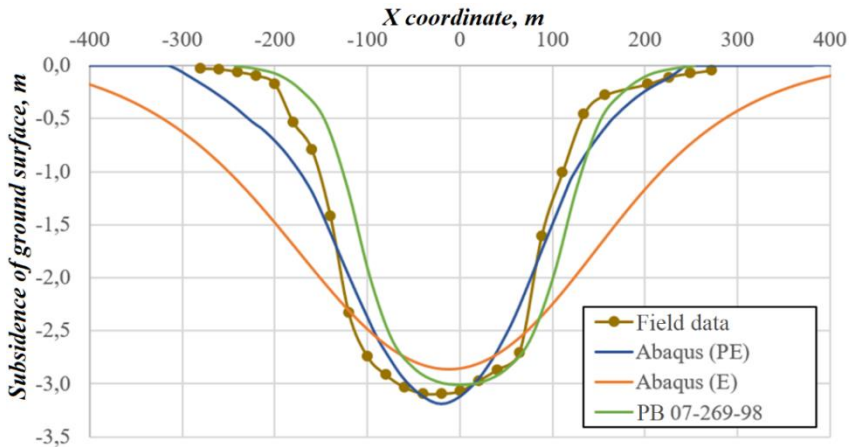


Fig. 5. Comparison of subsidence troughs, obtained during simulation and by reference with field data: *E* – elastic and *PE* – elastoplastic model.

Conclusion

Therefore, the analysis of undermining of natural and man-made rock masses at the development of coal deposits allowed to define arising scientific and technical problems, connected with necessity of the assessment and prediction of the development of geomechanical processes and phenomena such as sinkholes, landslides of natural slopes and slopes of man-made facilities and also strata movements.

With regard to conditions of the mine named after A.D. Ruban the assessment of sinkholes and fissures, developing on the ground surface and in the upper part of the rock mass, was made. Their typification with the indication of 4 types, each of which reflects their consequential and progressive development depending on the undermining stage, coal seam thickness and depth and subsidence parameters was made. Main reasons of the formation of sinkholes, which include, apart from strata movements, presence in the upper part of the open-cut of the undermined mass of loess loams, characterized by “pseudo-brittle” fracture behavior, macroporosity and sagging when soaking were established.

The undermining of natural slopes in piedmont territories with the undulating topography with a mass of covering clay loams is accompanied by the development of landslides. Their studies were made for the conditions of the city of Osinniki, under some sections of territory of each the coal extraction was carried out. Studies have shown that landslide movements resulted from undermining occur on slopes with angles of 6 – 14°. It is clear that the reason of their formation is the underground coal mining and therefore development of the subsidence process in covering clay loams, as also as inside processes of transformations of the phase and physical state and rock properties at the decrease in effective stresses, caused by elevation of ground waters and accom-

panied by the increased soil humidity and their deconsolidation to the state of a high-plastic and fluid consistency.

The presence of hydraulic engineering installations on undermined territories predetermines the statement of the most important problem of the provision of their safety and stability. With regard to conditions of the hydraulic-mine dump on the river Elovka and Baikainskaya mine different options of mining under facility slopes are considered. The impact of factors, which consider a relative position of slopes of facilities and excavations, direction of excavation development, subsidence parameters, changes in the rock strength and in the hydrodynamic mode of rock masses in the deformation development area, on the stability on the basis of geomechanical calculations and numerical simulation is established.

The performed industrial experiment at the mining of the pilot longwall face on the section of the mine named after A.D. Ruban allowed to carry out field studies of strata movements and compare obtained results with those calculated as per the reference method and numerical simulation. Subsidence troughs, received by different methods, showed a satisfactory convergence between each other that allows to recommend the strain-stress state numerical simulation method for the prediction of strata movements, especially for the solving of scientific and technical tasks of assessment and forecasting of sink-holes and landslides on natural and man-made slopes.

References

1. Corkum A.G., Board M.P. (2016) Numerical analysis of longwall mining layout for a Wyoming Trona mine. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, Vol. 89. pp. 94-108.
2. Fathi Salmi E., Nazem M., Karakus M. (2017) Numerical analysis of a large landslide induced by coal mining subsidence. *Engineering Geology*, Vol. 217. pp. 141-152.
3. Keilich W. (2009) Numerical modelling of mining subsidence, upsidence and valley closure using UDEC. *PhD Thesis, University of Wollongong*. 380 p.
4. Suchowerska Iwanec A.M., Carter J.P., Hambleton J.P. (2016) Geomechanics of subsidence above single and multi-seam coal mining. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, Vol. 8, No. 3. pp. 304-313.
5. Wang F., Jiang B., Chen S., Ren M. (2019) Surface collapse control under thick unconsolidated layers by backfilling strip mining in coal mines. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, Vol. 113. pp. 268-277.
6. Zheng D., Frost J.D., Huang R.Q., Liu F.Z. (2015) Failure process and modes of rockfall induced by underground mining: A case study of Kaiyang Phosphorite Mine rockfalls. *Engineering Geology*, Vol. 197. pp. 145-157.
7. Bakhaeva S.P., Guriev D.V. (2016) The forecast of parametrs of dams based on the modeling the stress-strain state of a slope. *Bulletin of the Kuzbass State Technical University*, No. 1 (113). pp. 12-17. [In Russ.]

8. Zelentsov S.N., Kutepov Yu.Yu., Borger E.B. (2017) Investigation of surface failures and mechanism of their formation on undermined earth surface of the mine named after Ruban. *Mining Informational and Analytical Bulletin*, No. 5. pp. 271-280. [In Russ.]
9. Kazanin O.I., Mustafin M.G., Meshkov A.A. (2013) The analysis of reasons of ground surface sinkholes at the extraction of the Baikaimsky coal seam in the Krasnoyarskaya mine of the JSC SUEK-Kuzbass. *Mining Informational and Analytical Bulletin*, No. 4. pp. 257-261. [In Russ.]
10. Kutepov Yu.I., Mironov A.S., Kutepov Yu.Yu., Sablin M.V., Borger E.B. (2018) Substantiation of safe underground mining in series of coal seams under hydraulic fill. *Mining Informational and Analytical Bulletin*, No. 8. pp. 217-226.
11. Kutepova N.A. (2005) Laws of Landslide Processes on Undermined Territories. *Geoekologiya*, No. 5. pp. 431-441. [In Russ.]
12. PB 07-269-98. Protection Regulations of constructions and natural objects from harmful influence of underground mining in coal deposits. *Nedra, Moscow*, 1981. 288 p. [In Russ.]
13. Protosenya A.G., Kutepov Yu.Yu. (2019) Stability Forecast of Hydraulic-Mine Dumps on Undermined Underground Territories. *Mining Informational and Analytical Bulletin*, No. 3. pp. 97-112. [In Russ.]
14. Yagunov A.S. (2000) Laws of strata movements in the Kuzbass. *VNIMI, Saint Petersburg*. 206 p. [In Russ.]
15. Kutepov Yu.Yu., Borger E.B. (2017) Numerical modeling of the rock mass subsidence applied to geological conditions of the mine named after Ruban in Kuzbass. *Mining Informational and Analytical Bulletin*, No. 5. pp. 66-75. [In Russ.]

GEOTECHNICAL CONSIDERATIONS FOR MASS MINING – A CHILEAN EXPERIENCE

Abstract. As a result of technology advances in the last decade, the international mining industry has taken an increasing interest in highly productive and low-cost methods of open pits and underground mass mining. This has produced increased interest in steeper and deeper pits, and block/panel caving methods; and in their application in mining environments that are different from, and more challenging than, those for which were originally developed. Many of the challenges currently being faced in the planning and operation of deeper pits and block/panel caving mines arise because of the high rock mass qualities of the orebodies being mined, transition between open pit and underground methods, the greater depths at which caving is being initiated, the associated problems of extraction level stability, and the increasing heights of the caving columns.

Rock engineering is a key factor in the optimization of the open pit and underground mining business. Today, most mines are considering deeper and steeper rock slopes, which can only be achieved by sound geological and geotechnical engineering, and a team work focused on slope monitoring and management. In addition, mass mining options, such as autonomous haulage system (AHS), in-pit crushers and conveyor belt systems need to be incorporated into the geotechnical design and acceptability criteria. In underground mines, the implementation of large LHD equipment, construction of large cavern and excavations for hybrid or sizer crushers require sometimes a special and robust geotechnical design, and specific support requirements.

This paper reviews the current state of the practice in Chilean open pit mines and underground mass mining, with emphasis on the evolution of the pit slope design and underground key geotechnical parameters.

Introduction.

Rock mass stability analyses examine the potential for inter-ramp and overall slopes failures where the failure mechanisms are controlled by the strength of the rock mass. They are an essential final step in the design process to check that there are no fatal flaws in the inter-ramp slopes selected by the kinematic analysis process and that the rock mass is capable of sustaining the proposed design over the full height of the slope.

Historically, the analysis of rock mass-controlled failures commenced in the 1950's and 1960's and was based on soil mechanics experience and methodology. Hoek (1969) reported the investigation of many slopes and included a range of slope angles that are shown in Figure 1. The publication in 1974 of

the book *Rock Slope Engineering*, by Evert Hoek and John Bray, was a landmark for the engineering design of rock slopes, and a welcomed contribution for open pit mining. At that time the maximum depth in open pits was about 300 m, but since then this depth has increased about three times.

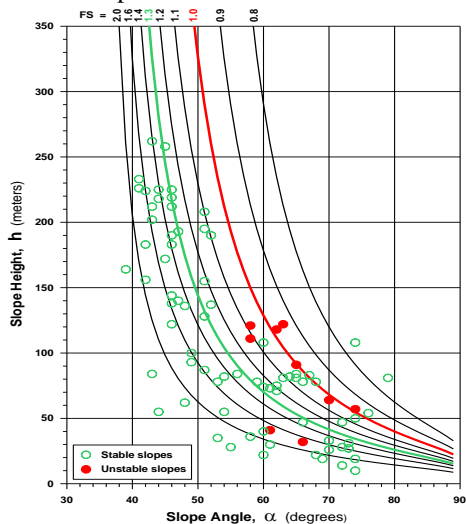


Figure 1: Rock slope versus slope height, with failures and non-failures identified (taken from Read & Stacey, 2009).

This can be illustrated by considering the case of Chuquicamata mine, shown in Figure 2, whose depth increased through time as summarized in Table 1.

The size of the mining production equipment has also increased. In 1970, the capacity of shovels and front loaders was 15 and 10 yd³, and the truck payload was 50 tons; while today, there are 80 yd³ shovels, 37 yd³ front loaders and 360 to 400 ton trucks. Also, the production drilling has evolved from using a 6 1/2 in diameter, in the seventies, to the 10 5/8 and 12 1/4 in diameters commonly used today in large open pits (Karzulovic, 2004). Larger mining equipment allows larger production blasts, but it makes difficult to achieve well-groomed slopes and increases the blast-induced damage in the rock mass. Blast damage of the slope faces can be excessive in terms of modern practice and standards of house-keeping. Poor blasting practices are a major cause for berm loss and screed development.

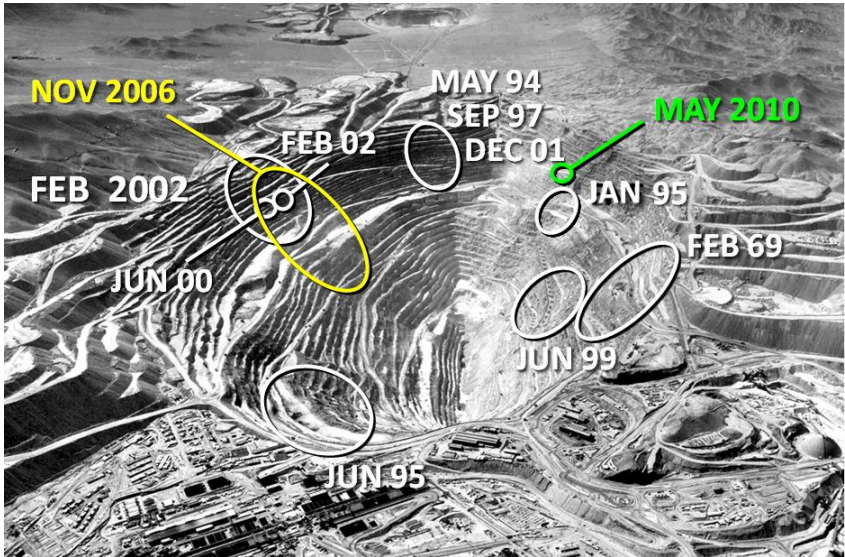


Figure 2: Panoramic view from the south of the Chuquicamata pit with slope instability events during the period 1968–2018 (taken from Contreras et al. 2019).

Table 1: Variation of Chuquicamata ‘s depth through time

Year	Depth
1970	280
1980	360
1990	515
2000	800
2004	850
2010	900
2019	950

The bench height is defined according to the loading equipment. At bench scale, by using large loading and truck equipment, bench height has increased from 10 - 12.5 m to 15 to 18 m for singles benches and from 30 to 36 m for double benches. Last decade, most of the operating mines in Chile uses double benches (two single benches excavated by using pre-split blasting or smooth-wall blasting techniques), where favorable structural and rock mass condition can be found.

It should be noted that the high degree of fracturing in the rock mass requires special care in blasting practices to avoid damage and berm loss. While it is not expected that pre-split blasting of these bench faces would result in perfectly smooth bench faces, it would avoid the excessive damage to the bench faces and retain intact berms for rock fall retention.

The above-mentioned, and a decreasing trend in the price of most metals, make the slope design a key factor for the open pit mining business. Hence,

any optimization is related to the feasibility of achieving double benches and steeper slopes in pits whose depth in many cases will exceed 800 m (Karzulovic, 2004). This only can be achieved by improving the geological, structural and geotechnical characterization and geotechnical engineering, a team work focused on slope monitoring and management, and accepting the occurrence of some failures through the open pit operating period.

Slope Design for Open Pit Mines.

In operational open pit mines, large rock surfaces are exposed daily and hundreds or thousands of new discontinuities are exposed, all of which may result in the formation of unstable keyblocks and wedges. Attempting to map each discontinuity and carry out a stability analysis by the traditional kinematic analysis, and wedge/planar failure analysis for each discontinuity exposed is not practical. The approach in the last years in operating Chilean mines is to design the bench berm configuration in such a manner that enough keyblocks and wedges will be analyzed by probabilistic methods so that an acceptable level of safety is achieved. Using this probabilistic method will allow to evaluate the type and frequency of keyblocks that may be formed and the effects of decreasing the bench angle or increasing the berm width on the probability of failure of the keyblocks, failure volumes and effective berm widths (see Hormazabal, 2013).

The analysis of inter-ramp and overall slopes was commonly done in Chile by using limit equilibrium. Computation of factor of safety against failure using Mohr-Coulomb criteria was the current practice of stability analysis of slopes in mining engineering.

Most failures in rock slopes have some degree of structural control, but the analysis is performed considering two basic cases: the case where the failure surface is completely defined by structures, and the case where the failure surface is partially defined by structures and partially occurs through the rock mass or rock bridges. The first case is usually called “structurally controlled failures”, and the second one should be called “failures with partial or no structural control” (Karzulovic, 2004). In order to include the effects of major faults/joints, currently most of the slope design in Chilean mining considers numerical modeling, especially if complex failure mechanisms can be found (see Figure 3).

The conventional methodology, applied for several years for the design of overall and inter-ramp pit slopes, is based on the calculation of stability indexes, such as the Factor of Safety (FS) or the Probability of Failure (PF). The indexes are compared with acceptability criteria to define the appropriate slope angles, which are then used in the pit mining design (Steffen et al. 2008). An alternative design methodology is currently used in Chile, based on a quantitative assessment of the risks of slope failures, which are used as the objects to apply the acceptability criteria for slope design. The diagram in Figure 4 shows the risk assessment process for slope design in terms of economic impact.

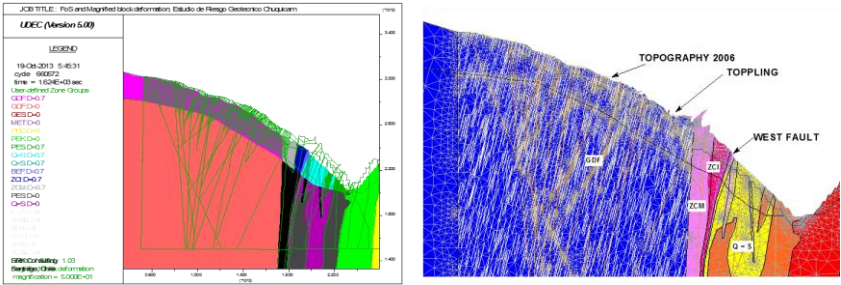


Figure 3: Results of the back-analysis of the instability of 2006 in Chuquicamata mine. (a) Results from the UDEC model with a FS = 1.03; (b) Results from the Phase2 (Rocscience 2010) model with a FS = 1.03. The mesh is purposely exaggerated in these graphs to show the failure mechanism (taken from Contreras et al., 2019).

The main steps of the risk methodology are the following:

- a) Define a set of cross-sections for slope stability analysis to cover critical areas of the pit along the life-of-mine (LOM). The objective is to have a proper representation of the risks of slope failure for the mine plan evaluated.
- b) Calculate the FS and PF of the slopes from the stability analysis of the selected cross-sections.
- c) Quantify the economic impacts of slope failure, referred to loss of annual profit or to project value as measured by the net present value (NPV).
- d) Integrate the results of PF and economic impacts for the construction of economic risk maps per year and for the LOM.
- e) Compare the risk map to the project specific reference criteria to produce a risk assessment that is used in the decision-making process.

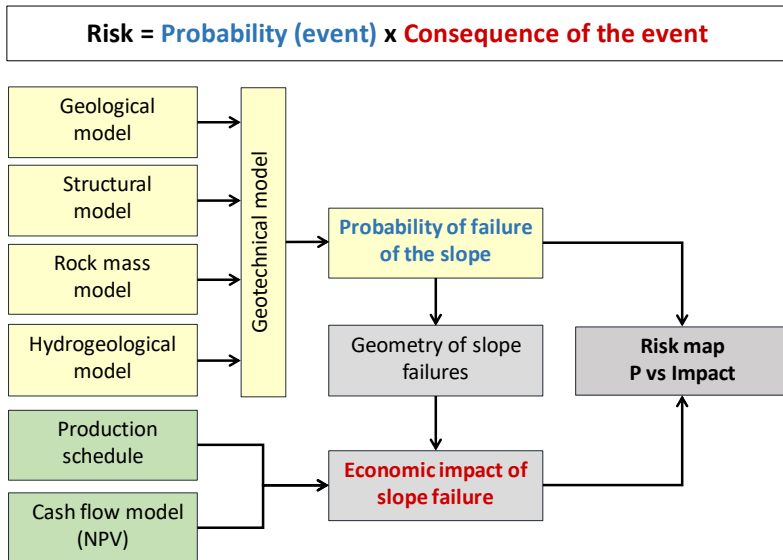


Figure 4: Risk-based slope design approach for economic impact (taken from Contreras et al., 2019).

Caving Mining.

Block caving is a highly productive, low-cost underground mass mining method. In block caving, the full orebody or an approximately equidimensional block of ore is undercut to initiate caving. The undercut zone is drilled and progressively blasted, and some broken ore is drawn off to create a void into which initial caving of the overlying ore can take place (see Figure 5). As more broken ore is drawn progressively following cave initiation, the cave is developed upwards through the orebody or block until the overlying rock also caves and surface subsidence occurs (Brown 2007). The broken ore is removed through the extraction level developed below the undercut level and connected to it by drawbells through which the ore gravitates to drawpoints on the extraction level. In current block caving operations, the broken ore is removed from the drawpoints by load-haul-dump (LHD) vehicles.

Cave propagation is a complex phenomenon and sometime it is difficult to be understood, monitored and predicted. Figure 6 shows a simplification of this phenomenon, which is the key success for caveability and can be summarized as follows:

- a) Initial undercutting defining a flat, tabular cavity where the stress release caving mechanism predominates.
- b) The upward caving propagation makes the cave back curve, increasing the importance of the stress caving mechanism.
- c) Additional upward caving propagation increases the curvature of the cave back, and makes the stress caving mechanism predominant.

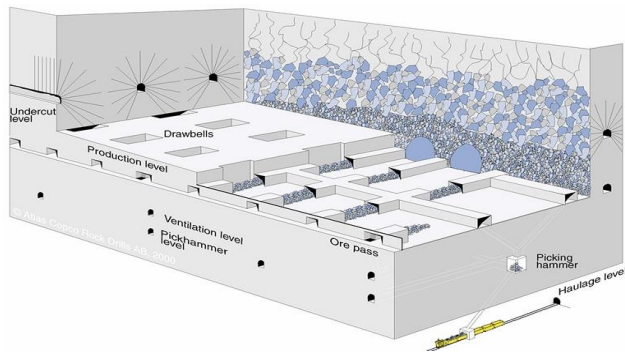


Figure 5: Illustration of the block caving mining method (source Atlas Copco)

Caving mines in Chile started as conventional block caving operations hosted in secondary ore. This type of ore corresponds to rock masses that are of poor geotechnical quality (i.e., they are highly fractured rock masses) but that are relatively easy to cave. In secondary ore, the caving was induced by a flat undercut with heights usually ranging between 6 and 10 m. The first operations in primary ore, i.e., in rock masses of good geotechnical quality and therefore of low caveability, started during the eighties. The increment of stresses at the abutment of the undercuts (due to the use of the same mining layout as for secondary ore) affected the integrity of pillars at the extraction level. This led to a change in the mining method from the original block caving, to conventional panel caving, and later on, to advanced panel caving. In the latter case, only the production drifts are developed ahead the caving front (or pre-undercut), and the entire extraction level is developed behind the caving front. When the caving method was changed, different flat undercut heights were used as well (ranging now from 3.6 up to 17 m). The change in undercut heights aimed to improve in terms of fragmentation, time and costs of preparation and productivity (Hormazabal et al, 2018).

To summarize, the caving experience in primary ore in Chile involves the following aspects:

- a. Undercut heights from 3 to 20 m have been generally used in the past for flat undercuts. No established single value of undercut height has been used. Generally, undercut heights ranging from 10 to 18 m have been considered in primary rock.
- b. The predominant choice when applying panel caving with LHD, using conventional undercut, considers heights from 8 to 18 m.
- c. Undercut heights ranging from 3 to 4 m have been used in areas with previous undercut. Most of the block caving cases use heights lower than 10 m in secondary rock.
- d. Different types of undercutting and sequences had been tested considering high stress environment (see Figure 7).

- e. In Chilean mines experiences, commonly 4 to 7 draw bells by month are excavated with a short time lapse between drilled ring blasting and draw blasting in order to avoid abutment stress generated by a long period of time.
- f. Block/lift height had been increasing from 250 m to 300 - 350 m (even more in some cases) try to reduce number of levels, developments and infrastructure associated.

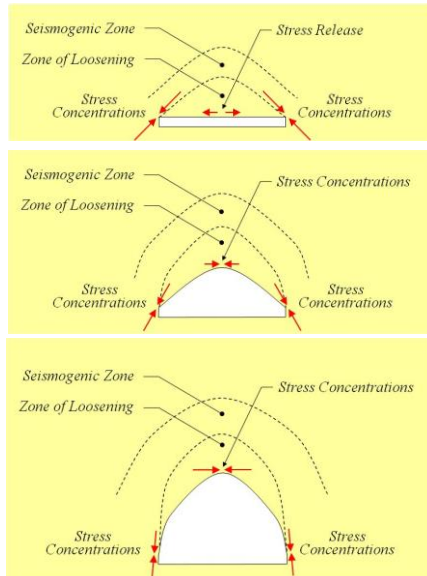


Figure 6: Illustration of the cave propagation for a block caving mining method (taken from Flores et al. 2004)

To analyze and perform geotechnical assessment for the undercutting level, extraction level, large underground excavations and special support, complex tridimensional numerical modelling can be used so input parameters uncertainty can be applied and sensitivity analysis under different stress conditions can be analyzed and interpreted (see Figure 8).

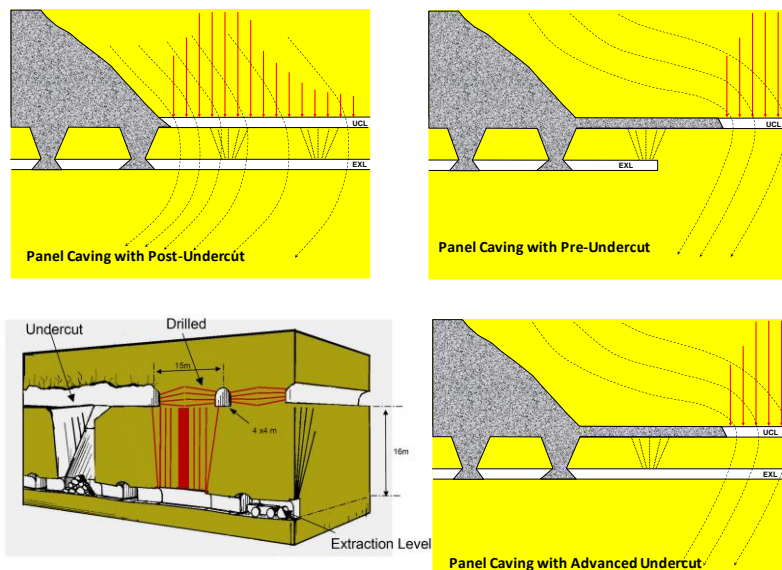


Figure 7: Evolution of different types of undercutting according to stress levels in Block/Panel Caving Chilean mines (modified from Flores et al. 2004)

Most of the large and deeper deposit, require autonomous drilling and charging technology to remove people from high-stress, risky areas (i.e. mechanized rock scaling, long hole jumbo, mechanization of draw bells development, among others). Mechanical excavation is another option to establish the footprint and accesses. Preconditioning (DDE and/or Hydraulic Fracturing) is part of the design and production plan, especially in hard and competent rock mass in founded. A fully autonomous material handling system from the drawpoint to the crusher and then to the mill is considered in the new caving projects. New ground support elements with higher dynamic loading capacity had been applied in last years, especially on the high stress environment. New active monitoring systems should be developed to help understand cave performance, seismicity and proactively make appropriate operational decisions to improve safety and reduce business interruptions (Flores, 2019).

Nowadays, most of large deposits are characterized by a decrease of ore grade, an increment of large drilling and loading equipment, and deepest and steeper pits. As well as an ongoing transition from open pit to underground mining in some cases (see Figure 9).

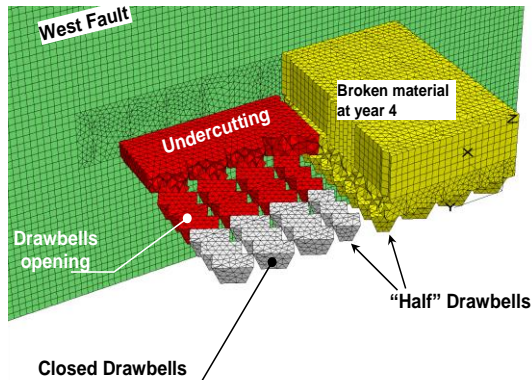


Figure 8: Tridimensional numerical model for the macro-block option. In red color excavations, in yellow color broken material and white color constructions, before excavations - in situ rock mass has been hidden on purpose (taken from Hormazabal et al. 2010).

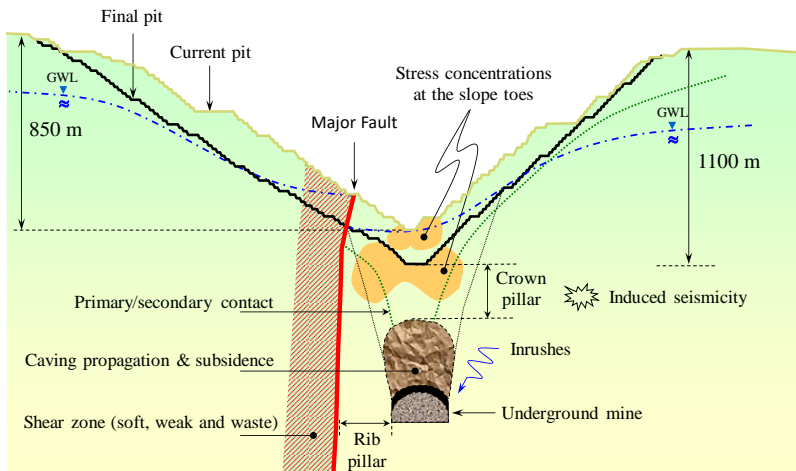


Figure 9: Geotechnical challenges associated with a transition from open pit to underground mine (taken from Olavarria et al 2006).

Final Comments.

Currently, slope design requires good operational and blasting practices, and also efficient slope instrumentation and monitoring system. Traditional monitoring (total stations + prims, extensometers, among others) and the use of radar monitoring equipment provides excellent coverage for the safety of personnel and equipment and is essential in the current situation and should be continued into the future final phases. It is important that a suitable evacuation procedure be coupled and integrated to the monitoring system to guarantee safety.

Back analyses of the existing failures are an important benchmark for the fu-

ture design program of the final pit. Design criteria for the final slopes should be based on the value vs risk trade off, provided that the monitoring system is effective in guaranteeing the safety of personnel.

The major hazards in cave mining, such as collapses, rockbursts, air blasts, subsidence and inrushes, are often experienced during caving operation. The application of preconditioning in combination with pre or post-undercutting, dynamic ground support, utilization of remote or semi-autonomous operations, and a reliable monitoring system is required to manage these hazards.

References.

1. Brown, E.T. (2007): *Block Caving Geomechanics*, The International Caving Study Stage I, Second Edition. Brisbane: JKMRC, The University of Queensland.

2. Contreras LF, Hormazabal, E, Ledezma, R. & Arellano, M. (2019). 'Geotechnical Risks Analysis for the Closure Alternatives of the Chuquicamata Open Pit', in J Wesseloo (ed.) *Proceedings of the Mining Geomechanical Risk 2019*, Australian Centre for Geomechanics, Perth.

3. Flores, G., Karzulovic, A. & Brown, E. (2004): *Evaluation of the Likelihood of Cave Propagation in Mining Engineering Practice*.

4. Flores Gonzalez, G. (2019). 'Major hazard associated with cave mining: are they manageable?', in J Wesseloo (ed.) *Proceedings of the Mining Geomechanical Risk 2019*, Australian Centre for Geomechanics, Perth.

5. Karzulovic, A. (2004): *The importance of rock slope engineering in open pit mining business optimization. Landslides, Evaluation and Stabilization. Proceedings of 9th International Symposium on Landslides* (eds W Lacerda, M Erlich, SAB Fontoura & ASF Sayao), Rio de Janeiro, vol.1, pp. 443-456. Taylor & Francis, Leiden.

6. Hormazabal, E. (2013). *Bench Berm design using Probabilistic Key-block Analysis*. In: P. Dight, ed. *Proceedings of the International Symposium on Slope Stability in Open Pit Mining and Civil Engineering*. Brisbane: Australian Centre for Geomechanics, pp. 227-236.

7. Hormazabal, E., F. Villegas., F. Rovira. & C. Carranza-Torres. (2010). *Geomechanical evaluation of macro-block caving options using 3D numerical modelling at Chuquicamata underground project in Chile*". *Second International Symposium on Block and Sublevel Caving*. Perth.

8. Hormazabal, E., Alvarez, R., Russo, A. & Acevedo, D. (2018). *Influence of the undercut height on the behaviour of pillars at the extraction level in block and panel caving operations*. *Fourth International Symposium on Block and Sublevel Caving*. October 15-17, 2018. Vancouver, Canada.

9. Read, J. & Stacey, P. (2009). *Guidelines for Open Pit Slope Design*. 1st ed. Leiden: CRC Press/Balkema.

MINE PLANNING DESIGN CRITERIA FOR AUTONOMOUS TRUCK OPTION

Abstract. The autonomous haulage system (AHS) allows to haulage materials inside a mine site from one point to another without the need of a truck driver. In very simple words, AHS is a hardware-software system, which allows a truck to move along a defined haul road without the need of an operator.

Due to the potential productivity, safety and cost advantages, many mining companies have decided to implement AHS in their operations.

The process of mining planning shall necessarily take into consideration, among other variables, the type of equipment to be used in the mining operation, and accordingly develop the mine design, with the purpose of optimizing performance. Therefore, AHS require some special considerations with the purpose of minimizing interferences produced in traditional mining operation and particularly in AHS implementation.

One of the potential advantages of AHS, which makes it attractive to the mining industry, would allow to achieve a more effective use (effective hours) in comparison with traditional trucks, because shift change, or meal time is removed or reduced. However, this longer effective time shall necessarily be accompanied with haulage cycle time optimization.

To optimize haulage cycle time, an alternative is to increase the average speed of a truck in the haul road, minimizing the interference produced in the route.

The planning process shall necessarily consider these interferences at the moment of developing the haul routes and shall reduce them to the minimum.

The above-mentioned interferences may be:

- Road crossings
- Switchback
- Narrow haul roads
- Coexistence and/or crossings with other mining equipment
- Obstacles and others

Criteria to be considered at the moment of designing an open pit with autonomous trucks are set out based on the experience in autonomous haulage system implementation and mining design assessments for traditional and AHS sites.

Background

Productivity is the ratio between the quantity of products obtained by a productive system and the resources used to obtain that production. It may also be defined as the ratio between the results and the time used to obtain them: the shorter the time to obtain the desired result, the more productive the system. Actually, productivity shall be defined as the efficiency ratio linking the quantity of used products to the quantity of obtained products. Higher produc-

tivity using the same resources or producing the same assets or services results on more profitability for the company.

Productivity deals with the rate at which a certain task can be accomplished (W. Hustrulid & M.Kuchta. 1995)

In mining, specifically in the material haulage system, productivity means transporting the materials from a point of origin to a destination by using the minimum of resources. In simple words, using the minimum quantity of trucks in the shortest period of time possible.

The productivity of one truck may be defined as the quantity of material hauled in a unit of time.

$$P = \frac{Q}{t}$$

P: Productivity

Q: Quantity

t: Time

If the hauled quantity is tons, and the time is measured in hours (Bustillo & Lopez, 1998);

$$P = \frac{\text{ton}}{\text{hr}}$$

Considering the above-mentioned, the productivity of a truck may be increased by modifying the following variables, among others:

- Increasing haulage capacity – larger trucks.
- Decreasing haulage cycle time.
 - Decreasing haulage distance
 - Increasing haulage speed
 - Decreasing delays and idle times
 - Decreasing interference in the cycle.

Therefore, a concrete alternative to increase the productivity of a truck is to increase its speed in the used haul road.

Further details of how to increase trucks speed in a haulage circuit, minimizing interferences and decreasing haulage cycle, are presented below.

Design Criteria

In general, open pit haul routes are design looking for the shortest distance between origin and destination with the purpose of decreasing cycle time and obtaining a better truck productivity. However, the mine planning process shall necessarily take into consideration, among other variables, the type of equipment to be used in mining operation, and accordingly develop the mine design, with the purpose of optimizing performance.

In the case of assessing AHS implementation, it shall be considered that this haulage system has some features that shall be necessarily taken into account during the phase of route design.

For example, in the AHS, truck speed reduction areas are basically defined in relation to interferences. These interferences, among others, are the following (see Figure 1):

- Intersections or crossroads
- Switchback or tight curves
- Winding or narrow haul routes
- Mining equipment coexistence and/or crossing
- Obstacles, and others

The interferences shown in above figure may be found in various points in haul routes of traditionally designed porphyry copper open pits.

Figure 2 (a) shows a traditional design for the haul route of an open pit, which did not consider the implementation of AHS.

In the haul route (red line), there are 5 interference and/or speed reduction zones in the design (blue circles).

Aiming to decrease the time from the origin point to the destination, it is necessary to remove or reduce the zones where an autonomous truck needs to reduce its speed.

Figure 2 (b) shows an alternative design, which is intended for AHS implementation. The interference zones are reduced to 3.

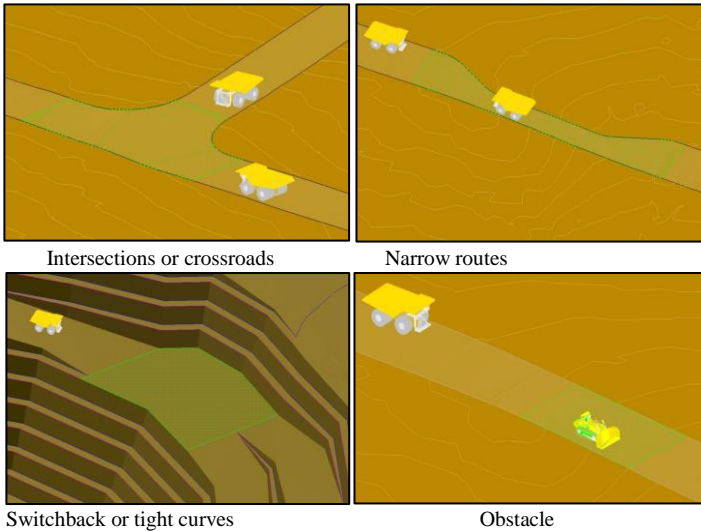


Figure 1: Examples of Interferences

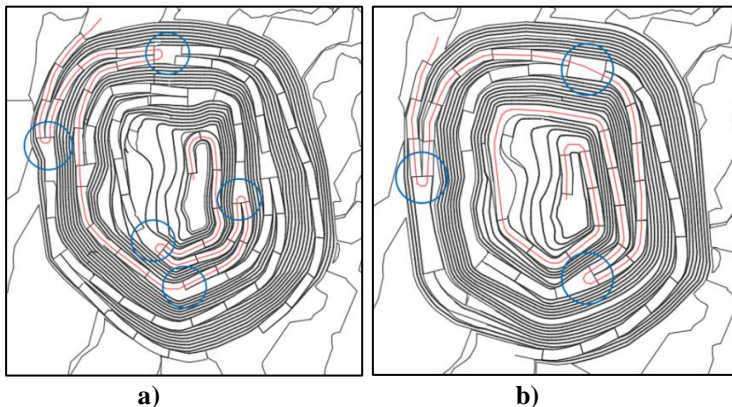


Figure 2: Typical mine design. a) Traditional haul route design. b) AHS route design

Haulage System Analysis

An AHS simulation was performed using the above routes. The obtained results are shown in Table 1. This table clearly shows important speed reductions in interference zones shown in Figures 2 (a) and 2 (b). However, these speed reductions are less significant for the case of AHS design. Figure 3 shows the graphs with analysis results.

Finally, the results indicate that truck speed average increases in 23% for AHS design. Even though haulage distance is a 13% longer in AHS design, performance increases 8%.

Table 1: Results of the haulage analysis.

		Traditional	AHS	Variation	
Average Speed	(km/hr)	26	32	6	23%
Max	(km/hr)	46	65	19	41%
Min	(km/hr)	3	7	4	133%
Average Speed Downhill	(km/hr)	37	45	9	23%
Average Speed Uphill	(km/hr)	16	19	3	19%
Cicle distance	(km)	10.2	11.6	1	13%
Cicle time	(hr)	0.39	0.36	0	-8%
Cicle per hour	(un)	2.6	2.8	0	8%
Truck Capacity	(t)	350	350	0	0%
Productivity	(t/hr)	897	971	74	8%

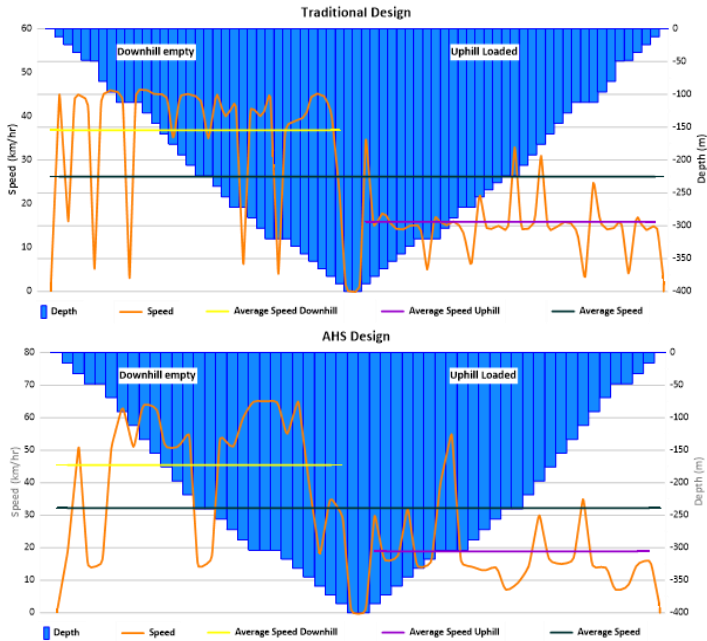


Figure 3: Simulation results. a) Traditional design. b) Autonomous truck option.

Final Comments

Considering the issues presented in this document, it is recommended to design haul routes taking into account the equipment type or the haulage system to be used, especially when the implementation of an autonomous haulage system is being assessed. The following comments may be state from the performed analysis:

- a) System performance or productivity directly depends on route design.
- b) Performance results are not the same if mine design is intended for conventional trucks and AHS is introduced without changes on design. Mine design shall be necessarily changed if performance improvements are desired.
- c) For AHS implementation in an open pit, the interferences, which may be produced and which may impact system performance, shall be assessed.
- d) A haul route design decreasing crossroads, switchbacks, tight curves, and other interferences will allow to increase truck speed.
- e) In some cases, a longer haul route favoring straight sections, with less switchbacks and less interferences, may result in a best productivity of the haulage system.
- f) Finally, the best haul route will be the one with a minor cost for mine operation. Therefore, some alternative scenarios, considering the presented criteria, shall be assessed.

g) The general criteria considered for AHS design shall be:

- To favor straight sections
- To minimize switchbacks
- To minimize crossroads
- To minimize narrow routes

h) The results in operation and investment costs, productivity, performance, ore-waste ratio, and others that may impact the mining business final result, shall be comparatively assessed.

i) Once AHS mine design is implemented, inter-ramp and overall slope stability analysis shall be performed to verify that proposed geometries meet the acceptability criteria.

References

1. Hustrulid W. & Kuchta M. 1995. Open Pit Mine Planning & Design
2. Bustillo M. & López C. 1998. Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras

UDK 622

E. Gorbatova

All-Russian Scientific-Research Institute of Mineral Resources named after N.M. Fedorovsky, Geological Department, Moscow, Russian Federation

E. Emelianenko, M. Zaretckii, N. Omegova

Nosov Magnitogorsk State Technical University, Geology, Mine Surveying and Mineral Beneficiation Department, Magnitogorsk, Russian Federation

FUZZY LOGIC ENVIRONMENTAL RISK ASSESSMENT DURING THE MINING OF COPPER-PYRITE DEPOSITS

Abstract. The mining of mineral deposits leads to an intensive impact on the environment. This impact causes environmental risks. Environmental risk assessment is required at all stages of ore processing. The risk assessment subsystem is considered as a subsystem of Computer-Aided Process Planning (CAPP) for processing ore raw materials. The ontological paradigm is used to describe this subsystem. The ontological description of the subject area is developed. A hybrid approach is used to select a process that provides acceptable environmental risks. This approach combines the use of classical Logical Conclusion Rules and Fuzzy Multi-Criteria Decision Making (MCDM). The fuzzy logic approach is implemented using Saaty matrices. The fuzzy logic approach is used in the assessment of environmental risks from additive and synergistic effects of pollutants.

1 Introduction

Environmental risks associated with the processing of ore raw materials have their own specifics. These risks are due to factors of different nature. Only a part of these factors can be accurately quantified. Many factors can only

be evaluated qualitatively. When assessing risk, it is necessary to take into account the duration of the process of environmental impact. The gradual accumulation of risk factors can lead to a sharp deterioration of the situation. The assessment of environmental damage cannot be reduced to the calculation of several indicators. Under these conditions, it is logical to use quality risk indicators. The following qualitative assessments will be used: unacceptable risk; high risk; mean risk; low risk.

The Computer-Aided Process Planning (CAPP) should cover all areas of activity of the enterprise. Technological processes used at the enterprise must ensure the minimization of environmental risks. So, CAPP must contain the subsystem of risk assessment. This subsystem must be used in the design of all technological processes. The concentration of each pollutant should not exceed the specified value (MPC). In the environmental risk assessment subsystem, this fact is verified by a logical inference system based on Logical Conclusion Rules. The subsystem under consideration should also identify risks from additive and synergistic effects of pollutants. In this case, the risks can be adequately described using the fuzzy set methodology. The risks of surface, groundwater and air pollution must be assessed. The proposed process should guarantee an acceptable level of risk by each kind of pollution. Thus, multi-criteria decision-making problem is formulated.

The formulated problem will be solved with the help of the well-known Saaty method. This method allows considering non-formalized intuitive knowledge of specialists.

2 Review of the literature

A comprehensive analysis of the concept of environmental risk and methods for its assessment is given in the publications of V. Dmitriev [1, 2]. These papers provide an analytical review of publications on this topic. The publication [3] considers the joint effect of the complex of harmful factors. . Methods of risk assessment without use of fuzzy logic in the mining industry are presented in publication [4]. Methods of fuzzy set theory used in multi-criteria decision-making problems are presented in [5, 6, 7]. The ontological approach to the description of the knowledge base of the technological process is described in [8]. Publications [9 - 18] consider a fuzzy risk assessment approach.

3 Ontological description of the problem

The formal description of the subject area is based on the ontological paradigm.

$$Onto = \langle C, Pr, V, I, R, A, D \rangle \quad (1)$$

Here:

- C is the set of classes;
- R is the set of relations;
- Pr is the set of properties of classes;
- V is the set of values of properties;
- I is the set of instances of classes;

- A is the set of axioms;
- D is the set algorithms of conclusions.

Let us consider the following classes:

- C_1 is the class of standards;
- C_2 is the class of wastes;
- C_3 is the class of additive pairs;
- C_4 is the class of synergetic pairs.

The set of relations R consists of the following elements:

- is an instance of...;
- is a part of...;
- is consequent...;
- is connected to...;
- is a cause of...;
- has similarity with...

The set of properties of class C_1 consists of following elements:

- PCuStand1 is the maximum copper presence in waste;
- PCuStand2 is the negligible small copper presence in waste;
- PZnStand1 is the maximum zinc presence in waste;
- PZnStand2 is the negligible small zinc presence in waste;
- PSSStand1 is the maximum sulphur presence in waste;
- PSSStand2 is the negligible small sulphur presence in waste;
- PAsStand1 is the maximum arsenic presence in waste;
- PAsStand2 is the negligible small arsenic presence in waste;
- PCdStand1 is the maximum cadmium presence in waste;
- PCdStand2 is the negligible small cadmium presence in waste;
- PPbStand1 is the maximum lead presence in waste;
- PPbStand2 is the negligible small lead presence in waste;
- PhgStand1 is the maximum mercury presence in waste;
- PhgStand2 is the negligible small mercury presence in waste;
- PLCuStand is the limit of ph for precipitation medium (copper);
- PLZnStand is the limit of ph for precipitation medium (zinc);
- PLCdStand is the limit of ph for precipitation medium (cadmium);
- PLPbStand is the limit of ph for precipitation medium (lead);
- PLHgStand is the limit of ph for precipitation medium (mercury).

The set of properties of class C_2 consists of following elements:

- PCu is the real copper presence in waste;
- PZn is the real zinc presence in waste;
- PS is the real sulphur presence in waste;
- PAs is the real arsenic presence in waste;
- PCd is the real cadmium presence in waste;
- PPb is the real lead presence in waste;

- Phg is the real mercury presence in waste;
- PLCu is the real value of ph for precipitation medium (copper);
- PLZn is the real value of ph for precipitation medium (zinc);
- PLCd is the real value of ph for precipitation medium (cadmium);
- PLPb is the real value of ph for precipitation medium (lead);
- PLHg is the real value of ph for precipitation medium (mercury).

4 The system of predicates for logical conclusion

The estimates for logical conclusion must be formulated as a system of predicates:

$$P_1 = PCu < PCuStand2 \quad (2);$$

$$P_2 = PZn < PZnStand2 \quad (3);$$

$$P_3 = PS < PSSStand2 \quad (4);$$

$$P_4 = PAs < PAsStand2 \quad (5);$$

$$P_5 = PCd < PCdStand2 \quad (6);$$

$$P_6 = PPb < PPbStand2 \quad (7);$$

$$P_7 = PHg < PHgStand2 \quad (8);$$

$$P = P_1 \& P_2 \& P_3 \& P_4 \& P_5 \& P_6 \& P_7 \quad (9);$$

$$Q_1 = PCu < PCuStand1 \quad (10);$$

$$Q_2 = PZn < PZnStand1 \quad (11);$$

$$Q_3 = PS < PSSStand1 \quad (12);$$

$$Q_4 = PAs < PAsStand1 \quad (13);$$

$$Q_5 = PCd < PCdStand1 \quad (14);$$

$$Q_6 = PPb < PPbStand1 \quad (15);$$

$$Q_7 = PHg < PHgStand1 \quad (16);$$

$$Q = Q_1 \& Q_2 \& Q_3 \& Q_4 \& Q_5 \& Q_6 \& Q_7 \quad (17);$$

If the value of predicate P is **true**, it means the presence of every significant element in waste is the negligible small. So the environmental risk for considered process is low.

If value of predicate P is **false**, it means that is possible additive or synergetic effect is possible.

If the value of predicate Q is **false**, it means that the risk is unacceptable great.

When the predicate P is **false** and predicate Q is **true** the fuzzy logic system is used.

5 The fuzzy logic multi-criteria choice

The system of fuzzy logic conclusion compares variants of risk assessment by some criteria. The risks of surface, groundwater and air pollution were chosen as the criteria.

For each criterion, the Saaty matrix is built. Each element of this matrix displays the relationships between the compared variants U and V. The components of the Saaty matrix take the following values:

- 1 if the advantage of U over V is absent;

- 3 if the advantage of U over V is weak;
- 5 if the advantage of U over V is significant;
- 7 if the advantage of U over V is obvious;
- 9 if the advantage of U over V is absolute.

Also intermediate options 2, 4, 6, 8 may be considered.

The components of the Saaty matrix satisfy obvious conditions:

$$a_{i,i} = 1, i = 1, \dots, n \quad (18),$$

$$a_{i,j} = 1/a_{j,i}, i, j = 1, \dots, n \quad (19).$$

$$a_{i,j} = 1/a_{j,i}, i, j = 1, \dots, n \quad (20).$$

It is known [5] that components of eigenvector of Saaty matrix which corresponds the greatest eigenvalue of this matrix may be considered as the values of membership function for the fuzzy set. Considered variants of the risk assessment are the elements of this fuzzy set. The membership function shows how appropriate is this variant of the risk assessment according to the considered criterion. So, it is possible to compare variants of the risk assessment by chosen criterion using the Saaty matrix. The most appropriate variant of risk assessment by the set of criteria would have the greatest value of the membership function in the intersection of all fuzzy sets.

The Saaty matrix must be defined by opinions of experts and values of predicates (2)-(8), (10)-(16). When a synergistic pair is found, a higher risk is increased. The following predicates are considered additionally:

$$R_1 = PLCu < PLCuStand \quad (21);$$

$$R_2 = PLZn < PLZnStand \quad (22);$$

$$R_3 = PLCd < PLCdStand \quad (23);$$

$$R_4 = PLPb < PLPbStand \quad (24);$$

$$R_5 = PLHg < PLHgStand \quad (25).$$

The truth value of each of these predicates means an increase in risk.

Let us consider a numerical sample. It is necessary to define the variant of the risk assessment which is the best by the set of criteria.

According the opinions of experts and values of predicates (2)-(8), (10) – (16), (21) – (25) the Saaty matrices were built. Then the eigenvectors were found and 3 fuzzy sets were built. Then their intersection was found. The greater value of the membership function has the first variant. The first variant must be chosen.

$$A_1 = \begin{pmatrix} 1 & 3 & 2 & 5 \\ 1/3 & 1 & 1 & 3 \\ 1/2 & 1 & 1 & 2 \\ 1/5 & 1/3 & 1/2 & 1 \end{pmatrix}$$

$$A_2 = \begin{pmatrix} 1 & 2 & 1/2 & 2 \\ 1/2 & 1 & 1/4 & 3 \\ 2 & 4 & 1 & 2 \\ 1/2 & 1/3 & 1/2 & 1 \end{pmatrix}$$

$$A_3 = \begin{pmatrix} 1 & 3 & 1 & 2 \\ 1/3 & 1 & 1/2 & 4 \\ 1 & 2 & 1 & 3 \\ 1/2 & 1/4 & 1/3 & 1 \end{pmatrix}$$

$$\tilde{G}_1 = \left(\frac{1}{V_1}, \frac{0,43}{V_2}, \frac{0,42}{V_3}, \frac{0,18}{V_4} \right)$$

$$\tilde{G}_2 = \left(\frac{0,56}{V_1}, \frac{0,41}{V_2}, \frac{1}{V_3}, \frac{0,27}{V_4} \right)$$

$$\tilde{G}_3 = \left(\frac{1}{V_1}, \frac{0,52}{V_2}, \frac{0,93}{V_3}, \frac{0,29}{V_4} \right)$$

$$\tilde{G} = \tilde{G}_1 \cap \tilde{G}_2 \cap \tilde{G}_3 = \left(\frac{0,56}{V_1}, \frac{0,41}{V_2}, \frac{0,42}{V_3}, \frac{0,18}{V_4} \right)$$

5 The proposed algorithm

Step 1. For the risk assessment the system calculates values of predicates (2)-(17). If the value of predicate P is **true** the environmental risk is low, stop. Otherwise go to step 2.

Step 2 If the value of predicate Q is **false** the environmental risk is unacceptable, stop. Otherwise go to step 3.

Step 3. Fuzzy choice of the appropriate risk assessment using predicates (2)-(8), (10) – (16), (21) – (25).

6 Conclusions

The system of environmental risk assessment is proposed. The system combines methods of logical conclusion and fuzzy logic methods. Method for assessment additive and synergetic effects proposed.

References

1. V. Dmitriev Arctic and North **13** 169 – 188
2. V. Dmitriev Arctic and North **14** 126 – 147
3. E. Pototskii, V. Firsova and E. Sakharova Izvestia. *Ferrous Metallurgy*. 2018; 61 (1): 33-39
4. Radosavljevic S and Radosavljevic M Serbian Journal of Management **4** (1) (2009) 91 – 104
5. Saaty T 2001 *Decision Making with Dependence and Feedback: The Analytic Network Process: The Organization and Prioritization of Complexity* (Pittsburgh: RWS Publications) p 370
6. Siler W and Buckley J 2007 *Fuzzy expert Systems and Fuzzy Reasoning*

(Hoboken: John Wiley & Sons) p 405

7. Jahanshahloo G R, Hosseinzadeh F, Lotfi and Izadikhah M 2006 Applied Mathematics and Computation **181** 1544 – 1551

8. E. Gorbatova, E. Emelianenko, M. Zaretckii Automation of Technologies and Production **4** (14) 70-74

9. L. Pokorádi AARMS **1** 63-73

10. Kinra A Int. J. of Computer Science and Mobile Computing (IJSMC) **4** (7) 464 – 475

11. Kinra A Int. J. of Computer Science and Mobile Computing (IJSMC) **3** (3) 807 – 814

12. Ossama Y, Abul-Haggag and Walied B Int. J. of Emerging Technology and Advanced Engineering **3** (1) 49 – 54

13. Lopez C and Salmeron J L J. of Applied Research and Technology **9**(3) 419 – 429

14. Mikhailov L Eur. J. of Operational Research **159** 687 -704

15. Kahraman C and Ertay T Eur.J. of Operational Research **171** 390 -411

16. Wang J, Fan K and Wang W Expert Systems with Applications **37** 8516-8526

17. Wang Y J and Lee H S Computers and mathematics with applications **53** 1762 - 1772

18. Shikha V and Sharad Chaudri J. of Industrial Engineering and Management (JIEM) **7** (5) 1347 - 1367