

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Магнитогорский государственный технический университет
им. Г.И. Носова»

На правах рукописи



МАЖИТОВ АРТУР МАРАТОВИЧ

**ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПОДЗЕМНОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ
ПРИ ДОРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С
ЦЕЛЕНАПРАВЛЕННЫМ ПРЕОБРАЗОВАНИЕМ СВОЙСТВ И
СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД**

Специальность: 25.00.22 – Геотехнология
(подземная, открытая и строительная)

Диссертация
на соискание ученой степени
доктора технических наук

Научный консультант
профессор, доктор технических наук
Иван Алексеевич Пыталев

Магнитогорск
2022

Содержание

ВВЕДЕНИЕ.....	5
1 ОБОБЩЕНИЕ ОПЫТА И ОБОСНОВАНИЕ НАПРАВЛЕНИЙ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ТЕХНОГЕННОГО ПРЕОБРАЗОВАНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ КОМПЛЕКСНОМ ОСВОЕНИИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ.....	13
1.1 Анализ тенденций изменения минерально-сырьевой базы.....	13
1.2 Обобщение опыта изменения свойств массива горных пород в процессе эксплуатации месторождения.....	21
1.3 Условия и факторы, определяющие необходимость и возможность предварительного техногенного преобразования массива горных пород	36
1.4 Технологии, методы и параметры предварительного техногенного преобразования при комплексном освоении рудных месторождений подземным способом	43
1.5 Цели, задачи и методы исследований	49
2 РАЗВИТИЕ ТЕОРЕТИЧЕСКИХ ОСНОВ ТЕХНОГЕННОГО ПРЕОБРАЗОВАНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ.....	53
2.1 Систематизация условий, возможностей и факторов предварительного техногенного преобразования массива горных пород	53
2.2 Обоснование требований к техногенному преобразованию состояния массива горных пород при различных классах систем разработки.....	63
2.3 Систематизация технологических решений по преобразованию свойств массива горных пород в процессе эксплуатации месторождения	68
2.4. Обоснование программы-методики исследования изменения свойств массива горных пород при предварительном техногенном преобразовании.	69
Выводы по главе 2.....	78
3 ИССЛЕДОВАНИЕ ИЗМЕНЕНИЯ СВОЙСТВ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ТЕХНОГЕННОМ ПРЕОБРАЗОВАНИИ В ХОДЕ ЭКСПЛУАТАЦИИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ.....	79

3.1 Исследование влияния подземной геотехнологии на изменение состояния массива горных пород.....	79
3.2 Исследование влияния порядка отработки запасов на предварительное техногенное преобразование состояния массива горных пород.....	93
3.3 Исследование изменения состояния массива горных пород при комбинированной разработке рудных месторождений	102
3.4 Исследование влияния очередности применения систем подземной разработки различных классов на состояние массива горных пород.....	142
Выводы по главе 3.....	149
4 ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ТЕХНОГЕННОГО ПРЕОБРАЗОВАНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД НА ПАРАМЕТРЫ ИЗМЕНЕНИЯ ГОРНОТЕХНИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ.....	151
4.1 Исследование влияния совмещения различных способов поддержания очистного пространства на техногенное преобразование массива горных пород.....	151
4.2 Оценка влияния способа и схемы проветривания на управление техногенным преобразованием участка недр.....	158
4.3 Управление техногенным преобразованием подземных запасов регулированием обводненности участка недр	165
Выводы по главе 4.....	175
5 РАЗРАБОТКА И ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПОДЗЕМНОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ НА ОСНОВЕ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ТЕХНОГЕННОГО ПРЕОБРАЗОВАНИЯ СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД.....	176
5.1 Разработка подземной геотехнологии с предварительным техногенным преобразованием состояния массива горных пород в ходе эксплуатации месторождения	176
5.2 Разработка подземной геотехнологии с предварительным формированием заданных свойств рудного, породного и закладочного массивов горных пород	190

5.3 Разработка подземной геотехнологии предварительного изменения строения массива горных пород с формированием заданных горнотехнических условий.....	212
5.4 Алгоритм выбора и обоснования параметров рациональных систем разработки с учетом предварительного техногенного преобразования массива горных пород	228
Выводы по главе 5.....	232
6 ОЦЕНКА ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИЙ С ПРЕДВАРИТЕЛЬНЫМ ТЕХНОГЕННЫМ ПРЕОБРАЗОВАНИЕМ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД	234
6.1 Факторы и условия, обеспечивающие вовлечение в освоение дополнительных объемов ранее забалансовых запасов.....	234
6.2 Эффективность технологии предварительного преобразования свойств массива горных пород с заданными параметрами	243
6.3 Эффективность технологии предварительного преобразования состояния массива горных пород на основе чередования систем разработки различных классов.....	255
Выводы по главе 6.....	264
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	266
Список литературы	270
Приложение А	305
Приложение Б.....	307
Приложение В.....	309
Приложение Г	311

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы

Современное состояние подземных горных работ характеризуется усложнением горно-геологических условий, связанных с ведением горных работ на больших глубинах, снижением качества руд, сложным напряженно-деформированным состоянием горного массива, отработкой запасов под охраняемыми объектами, высокой производственной мощностью рудников и, как следствие, ростом себестоимости добычи. В связи с увеличением потребления минерально-сырьевых ресурсов и снижением содержания полезных компонентов, горнодобывающие предприятия вынуждены увеличивать производственную мощность для обеспечения плановых показателей по товарному металлу. Согласно прогнозу экспертов, расширение сырьевой базы российских и зарубежных предприятий будет обеспечиваться за счет вовлечения в отработку ранее забалансовых запасов и некондиционных руд, в том числе на этапе доработки месторождений, что продлит срок их эксплуатации.

Только в Уральском регионе увеличение объемов добытой руды путем вовлечения в отработку забалансовых запасов на ряде горнодобывающих предприятий составляет в весовом выражении до 9,5 раз для золоторудных, 2,5 – медноколчеданных и 1,3 – железорудных месторождений от балансовых запасов. При этом, в связи с развитием технологий обогащения, в переработку вовлекаются руды с содержанием: золота от 0,1 г/т, меди – 0,2 % при извлечении основных металлов до 95 %. По данным государственного комитета по запасам количество металлов, содержащееся в забалансовых запасах месторождений России, составляет по золоту более 6 тыс. т, по меди – 25 млн. т и железу – 50 млрд. т. Сегодня возможность вовлечения данных запасов в эффективное освоение обеспечивается за счет совершенствования и оптимизации параметров схем вскрытия, систем разработки, процессов

очистной выемки и других технологических операций и осуществляется преимущественно на этапе доработки балансовых запасов. Однако, данные направления фактически достигли своих предельных возможностей и не имеют потенциала для дальнейшего развития при освоении запасов с более низкими качественно-количественными характеристиками. В практике подземных горных работ имеются решения для целенаправленного воздействия на массив горных пород с целью обеспечения эффективной доработки запасов отдельных рудных тел и участков. Эти решения носят локальный характер и не обеспечены научно-методической базой. Поэтому значительный объем забалансовых запасов не вовлекается в разработку, вследствие технологических ограничений применяемых систем разработки, связанных с характеристиками массива горных пород, таких как состояние, структура и свойства, которые определяют эффективность разработки балансовых и забалансовых запасов.

Реализация вариантов подземной геотехнологии, базирующиеся на техногенном изменении массивов горных пород обеспечивает расширение минеральной базы действующих горных предприятий. При этом существующие методы и способы освоения запасов месторождения основаны преимущественно на минимизации негативных последствий изменения свойств массива горных пород и адаптации к базовым горно-геологическим и горно-техническим условиям месторождения, что не способствует повышению полноты освоения недр. При этом имеющийся опыт вовлечения в отработку забалансовых запасов предопределяет необходимость развития научно-методической базы подземной геотехнологии, позволяющей своевременно подготавливать массив горных пород путем его техногенного преобразования с целью управляемого изменения его свойств и состояния.

Поэтому обоснование параметров подземной геотехнологии при доработке рудных месторождений с целенаправленным преобразованием

свойств и состояния массива горных пород, обеспечивающих создание благоприятных горно-технических условий для эффективного освоения ранее забалансовых запасов и некондиционных руд является актуальным для развития горнодобывающей отрасли страны.

Объект исследования – технология преобразования характеристик массива горных пород для эффективной и безопасной доработки запасов рудных месторождений, находящихся в сложных горно-геологических, горно-технических и геомеханических условиях, а также запасов, отнесенных ранее к забалансовым, при вовлечении их в отработку технологиями, существующими в период составления ТЭО кондиций.

Предмет исследования – параметры геотехнологии преобразования свойств и состояния массива горных пород для обеспечения условий вовлечения в эффективную отработку ранее забалансовых запасов, находящихся в сложных горно-технических и геомеханических условиях.

Методы исследования. Использован комплексный метод, включающий анализ и обобщение опыта освоения рудных месторождений подземным способом, особенностей горно-геологических и горнотехнических условий; лабораторные и натурные испытания физико-механических характеристик руд и пород; визуальные и инструментальные методы оценки состояния, строения, свойств и состава массива горных пород; натурные замеры напряжений методом щелевой разгрузки; геомеханическое моделирование состояния массива горных пород методом конечных элементов; опытно-промышленные эксперименты по управлению напряженно-деформированным состоянием массива путем локальной разгрузки и изменения порядка отработки; экономико-математическое моделирование, технико-экономическая и вероятностная оценка результатов исследований и их статистическая обработка.

Положения, выносимые на защиту:

1. Повышение полноты освоения рудных месторождений достигается вовлечением в разработку ранее забалансовых руд в сложных условиях своевременным целенаправленным изменением прочностных и деформационных характеристик, структуры рудного и породного массивов и формирования благоприятных горно-технических условий путем применения совокупности технологических мер: изменения направления и порядка выемки запасов, создания опережающего компенсационного пространства, отбойки массива горных пород в зажатой среде, формирования искусственных массивов и использования систем разработки с различными способами управления состоянием массива горных пород.

2. Вовлечение в освоение ранее забалансовых запасов, подрабатываемых в процессе освоения промышленных запасов, обеспечивается заблаговременным повышением степени их подготовленности к разработке путем проведения дополнительного комплекса горных работ и формирования требуемой структуры массива за счет определения порядка опережающей отработки запасов, региональных и локальных методов разгрузки, обоснования форм и размеров сечения подземных выработок.

3. При высокой нарушенности вмещающих пород и сложной морфологии рудных залежей вовлечение их в разработку обеспечивается локализацией ослабленных участков в приконтактной зоне путем очистной выемки запасов и последующим замещением выработанного пространства закладочным массивом с созданием изолирующей горной конструкции, позволяющей вести доработку осложненных участков под ее защитой камерными системами разработки, параметры которой рассчитываются исходя из свойств техногенно измененного массива горных пород, обеспечивающих безопасную отработку ранее забалансовых запасов в измененных геомеханических условиях.

4. Повышение полноты освоения участка месторождения, обрабатываемого камерной системой разработки в условиях неустойчивых вмещающих пород, обеспечивается переводом в устойчивое состояние массива из сыпучих пород путем их упрочнения твердеющими смесями с последующим уплотнением закладочного материала взрыванием зарядов в зажимающей среде при отработке запасов наклонными камерами для достижения требуемых прочностных характеристик природно-техногенного массива.

5. Освоение запасов природного и техногенного участков недр, характеризующихся чередованием массивов устойчивых и структурно нарушенных зон, невыдержанным содержанием ценных компонентов достигается избирательным применением систем подземной разработки разных классов с разработкой мероприятий по управлению напряженно-деформированным состоянием рудного массива путем задания направления развития фронта очистных работ для формирования зон повышенной концентрации опорного давления на участке обрушения и разгрузки массива горных пород в кровле обрабатываемой камеры.

Достоверность результатов обеспечивается: надежностью и представительным объемом исходных данных; использованием современных программных средств при разработке и проведении компьютерного моделирования; широкой апробацией результатов исследований на рудниках по добыче руд черных и цветных металлов; подтверждается согласованностью между собой данных, полученных различными методами исследования, с данными практики; положительными результатами применения научно-методических положений диссертации при промышленной апробации разработанных технологических решений на рудниках Урала.

Научная новизна:

1. Принцип создания благоприятных горно-технических условий для доработки ранее забалансовых запасов путем целенаправленного

преобразования свойств и состояния горного массива за счет применения совокупности научно-обоснованных технологических решений: региональных и локальных методов разгрузки массива горных пород, обеспечивающих регулируемое перераспределение зон концентрации напряжений.

2. Систематизация способов преобразования свойств и состояния горного массива, разработанная на основе избирательного использования эффективных воздействий на массив пород, реализация которых обеспечивает получение требуемых геомеханических, структурных и инженерно-технологических характеристик участка недр.

3. Установлены зависимости мощности изолирующего целика (m) в условиях сильнотрещиноватых массивов от прочности искусственного (σ) в виде полинома $m = 0,3571\sigma^2 - 3,8829\sigma + 15,52$, а также ширины барьерного целика (a) от его высоты (h), протяженности зоны обрушения (B) и глубины разработки (H) в виде степенной функции $a = 0,07h^{0,33}(BH)^{0,66}$ при переходе от технологии с обрушением руды и вмещающих пород к технологии с закладкой выработанного пространства.

Личный вклад автора состоит в: постановке цели и задач исследования; проведении теоретического анализа и определении особенностей состояния, строения, свойств и состава геологических запасов и массива горных пород участка недр при освоении рудных месторождений; обосновании параметров подземной геотехнологии с формированием заданных состояний, строения, свойств и состава массива горных пород на каждом этапе эксплуатации месторождения; обосновании методологических принципов проектирования подземных горных работ с управляемым техногенным преобразованием участка недр при доработке месторождения; разработке алгоритмов выбора и порядка применения систем разработки с заданными технологическими характеристиками; проведении научных и опытно-промышленных экспериментов, обработке, интерпретации и

апробации результатов исследований, анализе и обобщении полученных результатов; подготовке публикаций.

Практическая значимость диссертации состоит в разработке технологий и обосновании их параметров на основе предварительного техногенного преобразования свойств горного массива, обеспечивающих полноту отработки запасов и интенсификацию горных работ на медно-колчеданных и золоторудных месторождениях: Сибайское, Камаганское, Сафьяновское, Джусинское, Подольское, Юбилейное, Корболихинское, Весене-Аралчинское, Кочкарское, Приморское, Бургали; в разработке и оценке технологических решений по обеспечению рентабельности эксплуатации рудных месторождений с управляемым техногенным преобразованием массива горных пород.

Реализация результатов исследования:

Результаты и научно-практические рекомендации диссертации использованы в проектах разработки месторождений «Камаганское», «Новый Сибай», «Весене-Аралчинское», «Джусинское», «Приморское», «Кочкарское». Эффективность разработанных технологий подтверждена актами внедрения и указанным в них достигнутым экономическим эффектом.

Также основные научные положения и практические решения диссертации использованы в научно-методическом обеспечении учебного процесса по дисциплинам: «Проектирование рудников», «Процессы подземной разработки рудных месторождений», «Системы разработки рудных месторождений» специальности 21.05.04 – Горное дело, «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых».

Апробация работы:

Основные положения диссертационной работы докладывались и обсуждались на: Всемирном горном конгрессе (г. Астана, 2018 г.), Международном научном симпозиуме «Неделя горняка» (г. Москва, 2016 г., 2017 г.), Международной научно-технической конференции

«Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений» (г. Екатеринбург, 2017 г., 2018 г.), Международной конференции «Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр» (г. Бишкек, 2015 г.), Международной научно-практической конференции «Маркшейдерское и геологическое обеспечение горных работ» (г. Магнитогорск, 2015 г., 2018 г.), Международной конференции «Комбинированная геотехнология» (г. Магнитогорск, 2015 г., 2017 г., 2019 г., 2021 г.), Международном форуме «Эффективность и безопасность горнодобывающей промышленности» (г. Челябинск, 2018 г.), Молодежном научно-практическом форуме «Горная школа» (г. Владивосток, 2015 г.).

Автор выражает благодарность научному консультанту, профессору, доктору технических наук Ивану Алексеевичу Пыталеву и искреннюю признательность член-корреспонденту РАН, профессору, доктору технических наук Давиду Родионовичу Каплунову за значимые замечания и важнейшие советы при проведении исследования, которые позволили выявить недостатки и оценить высокую значимость выполненной работы.

1 ОБОБЩЕНИЕ ОПЫТА И ОБОСНОВАНИЕ НАПРАВЛЕНИЙ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ТЕХНОГЕННОГО ПРЕОБРАЗОВАНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ КОМПЛЕКСНОМ ОСВОЕНИИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

1.1 Анализ тенденций изменения минерально-сырьевой базы

Согласно работе [84], минерально-сырьевая база (МСБ) – это некоторая часть от общих природных минерально-сырьевых ресурсов, которая определена, оценена и учтена при проведении комплекса геологоразведочных работ. То есть МСБ является неким эквивалентом совокупности разведанных и предварительно-оцененных запасов и прогнозных ресурсов, учтенных на определенную дату или, иначе, запасы, доступные для добычи в данный ограниченный промежуток времени.

Данное определение согласуется с общепринятым понятием [153], в соответствии с которым МСБ представлена тремя структурными частями, различающимися по степени разведанности и достоверности. Достоверность их количественных и качественных характеристик составляет для категории запасов $A+B+C_1$ 75-85%, C_1+C_2 – 45-55% и $C_3+D_1+D_2$ – 20-30%. Для горнодобывающих предприятий потенциальные ресурсы, не учитываемые в МСБ, в том числе и прогнозные ресурсы низкой достоверности, будут являться резервом для создания и восполнения прогнозной части МСБ. При этом каждая структурная часть МСБ должна иметь дополнительную классификацию по возможности вовлечения запасов (ресурсов) в эксплуатацию. Как считает автор работы [153], часть запасов категории C_1 (до 40%), участвующих в расчете обеспеченности добычи, остается не востребованной. В некоторых случаях это касается и категории В.

Специфика горного производства обусловлена неизбежным истощением минерально-сырьевой базы. Так, практически по всем видам

востребованного в настоящее время минерального сырья наблюдается устойчивая тенденция снижения запасов [9,237]. Согласно исследованиям МСБ горнорудных предприятий различных регионов страны, наблюдается снижение прогнозных объемов запасов руды от 1,5 до 6,5% в год в зависимости от вида минерального сырья. Например, объем запасов железной руды ежегодно сокращается на 1,54%, известняка – на 3,21%. Причина состоит в том, что многие горнорудные предприятия не в полном объеме ведут прогнозные работы по восполнению выбывающих мощностей, что связано с высокой стоимостью геологоразведочных работ.

Автор работы [222] отмечает устойчивую тенденцию снижения содержания полезного компонента в добываемой руде и колебания ее качества. Все это приводит к необходимости увеличения объемов добычи полезного ископаемого для обеспечения работы обогатительной фабрики по заданному количеству выпускаемой продукции (в частности металла), и, как следствие, увеличению количества хвостов обогащения и других отходов горного производства.

Вместе с тем, компенсация выбывающего объема запасов не означает воспроизводство того же объема прежнего качества МСБ [152]. Как правило, приращение запасов ведется по категории с более низкой достоверностью характеристик и часто в более худших условиях. Товарная ценность единицы объема погашенных запасов обычно значительно выше товарной ценности единицы объема приращенных запасов. Другими словами, вновь вводимые запасы далеко не равноценны ранее извлеченным. Это означает, что эффективность воспроизводства МСБ не сводится только к восполнению погашенных запасов. Воспроизводство – это циклический процесс поиска, разведки, разработки на основе принципов рационального недропользования; как следствие, востребованы экономико-статистические методы, позволяющие оценить влияние макроэкономического, макроэнергетического, технологического пространства [223].

Справедливо, что наряду с воспроизводством запасов необходима обеспеченность существующими минеральными ресурсами, наиболее востребованными рынком [241] в конкретный момент времени.

Большинство месторождений России имеет сравнительно низкое содержание полезных компонентов, которое на 35-50% ниже среднемировых. Ситуация усугубляется труднодоступностью районов освоения, их экстремальными природными и сложными горнотехническими условиями. В результате этого промышленное освоение месторождений достаточно низкое: для бокситов – 33%, для нефелиновых руд – 55%, для меди – 49%, для цинка – 17%, для олова – 42%, для молибдена – 31%, для свинца – 9%, для титана – 1% [44].

Российский и мировой рынок столкнулись с дефицитом меди в 2019 году [229]. Согласно рисункам 1.1-1.2, наблюдается ежегодный прирост потребления меди в размере не менее 2-х процентов при среднегодовом росте выпуска на уровне не более 1,4 процента. Прогнозируется, что дефицит меди будет расти, а вслед за ним будут расти и цены на медь. Так, в 2017 году объем запасов меди достиг критически низкого для отрасли уровня (рис. 1.3), сократившись больше чем на 35 процентов, а в 2022 году объем запасов дефицита меди составит более 620 тыс. т.



Рисунок 1.1 – Спрос и предложение на медь в мире, млн. т



Рисунок 1.2 – Крупнейшие производители меди, млн. т (на 2017 год)

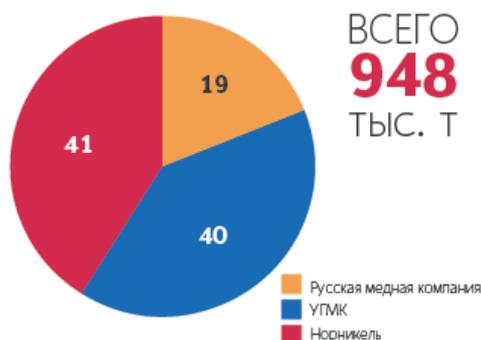


Рисунок 1.3 – Российское производство меди, % (на 2017 год)

Согласно государственному докладу [45], уровень добычи меди в последние десять лет остается достаточно стабильным (рис. 1.4). Рост производства меди в концентратах в отдельные годы при сопоставимом объеме добычи связан с повышением показателя извлечения меди на ряде обогатительных фабрик за счет их перевооружения и глубокой модернизации. Объем производства рафинированной меди зависит также от доли импортируемых концентратов и вовлекаемого в переработку вторичного сырья.

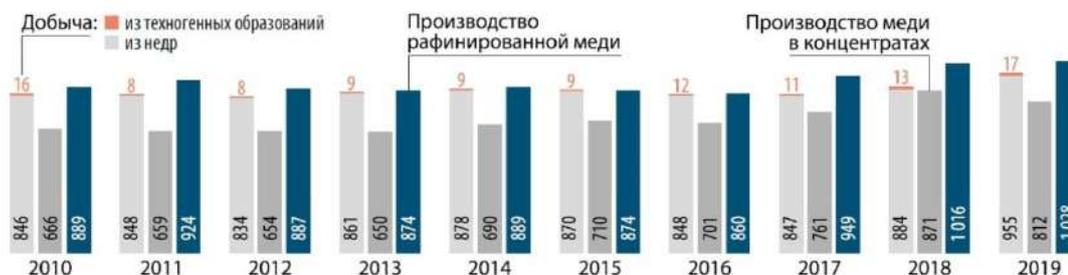


Рисунок 1.4 – Динамика российской добычи и производства меди (с учетом полученной из вторсырья) в 2010–2019 гг., тыс. т

Несмотря на наличие значительной сырьевой базы меди, в долгосрочной перспективе Россия может столкнуться с проблемой дефицита запасов металла, поскольку перспективы их прироста невысоки — прогнозные ресурсы страны категорий P_1 и P_2 в пересчете на $C_{2\text{усл}}$ составляют 10 млн. т металла (рис. 1.5). Реализацию локализованных на территории страны прогнозных ресурсов категорий P_1 и P_2 сможет обеспечить простое воспроизводство запасов (без дополнительных геологоразведочных работ) только на 5-7 лет.



Рисунок 1.5 – Соотношение запасов и прогнозных ресурсов цветных и благородных металлов, млн. т

Потенциал воспроизводства запасов цинка относительно низкий — прогнозные ресурсы страны категорий P_1 и P_2 в пересчете на $C_{2\text{усл}}$ составляют 12,3 млн. т, что представляет только пятую часть балансовых запасов. Основные возможности прироста запасов формально связаны с объектами, где выявлено свинцово-цинковое оруденение. При этом качество прогнозных ресурсов цинка характеризуется преобладанием рядовых руд, с содержанием 2-4% Zn, и бедных, с содержанием 1,2-2%.

Потенциал для наращивания сырьевой базы золота в России достаточно высок — прогнозные ресурсы высоких категории P_1 и P_2 локализованы в количестве почти 18 тыс. т, что в пересчете на $C_{2\text{усл}}$ (6,1 тыс. т) могут продлить золотодобычу с учетом уровня 2019 года на 15 лет.

В России имеются перспективы прироста запасов серебра за счёт реализации выявленных прогнозных ресурсов – прогнозные ресурсы категорий P_1 и P_2 в пересчете на $C_{2\text{усл}}$ составляют 40,6 тыс. т, что представляет собой треть балансовых запасов. При этом в целом качество прогнозных ресурсов серебра, локализованного и оцененного на территории России, сопоставимо с качеством запасов, учитываемых Государственным балансом.

В целом перспектива восполнения минерально-сырьевой базы благородных металлов достаточно высока [202]. Однако значительная доля их прогнозных ресурсов сосредоточена на Дальнем Востоке, что ограничивает широкое освоение месторождений из-за слабого развития транспортной и энергетической инфраструктуры региона.

Текущее состояние МСБ наиболее востребованных твердых полезных ископаемых находится под влиянием ряда негативных факторов, таких как [8]:

- неудовлетворительные ликвидность запасов части нераспределенного фонда недропользования, оставшегося от СССР, и уровень освоения некоторых полезных ископаемых при значительных объемах импорта;
- значительное сокращение геологоразведочных работ на перспективных площадях и объектах;
- падающая добыча некоторых, даже ликвидных, полезных ископаемых и неполная компенсация добычи приростом запасов.

Эффективное развитие и восполнение МСБ горнодобывающих предприятий является решением для покрытия растущего спроса на металлы. Однако, в связи со снижением содержания полезного компонента в руде, сделать это все сложнее. Поэтому в освоении сложных месторождений необходимо использование передовых технологических решений и управление себестоимостью производимой продукции, в том числе за счет построения вертикально интегрированной структуры производства [237].

Крайне высокая недостоверность информации обуславливает специфику функционирования горнодобывающих предприятий, предполагающую особую организацию производства с созданием всех необходимых резервов и постоянное совершенствование технологического уклада всей горнотехнической системы освоения лицензионного участка недр [76]. Согласно науке и практике горного производства [169,180,195], развитие в первую очередь связано с совершенствованием технологии горных работ, в частности, с изменением количественного или качественного состава применяемых основных и вспомогательных производственных процессов, их характеристик, определяемых местом производства работ, технологических показателей, параметров процессов управления состоянием массива, качества рудной массы и логистической системы рудника.

Таким образом, воспроизводство и восполнение запасов становится главной задачей, определяющей все перспективы развития горнодобывающей отрасли и экономики России в будущем в целом, а также уровень отечественной науки и технологии [203,204]. Из выступления академика РАН Д.В. Рундквиста [181] четко прослеживается задача по необходимости восстановления «списанных», сокращенных запасов, как нерентабельных в данных условиях рыночной экономики.

В связи с постоянным снижением содержания полезного компонента в добываемой руде, для обеспечения заданной производственной мощности по конечному продукту, в частности по объему получаемого концентрата, горнодобывающие предприятия вынуждены либо совершенствовать технологию обогащения для обеспечения максимального извлечения металла, либо увеличивать производственную мощность рудника по сырой руде [118]. Что касается первого, то в настоящее время обогатительный передел достиг настолько высокого уровня, что переработке подлежат руды с содержанием золота до 0,1 г/т, меди – 0,2% с извлечением до 95%. Второе предполагает особую организацию производства с созданием необходимых

резервов в виде определенного объема запасов руды и постоянное совершенствование технологии подземных горных работ с целью снижения капитальных и эксплуатационных затрат на их отработку.

Высокую степень резерва обеспечивает введение в эксплуатацию ранее забалансовых запасов и некондиционных руд низкорентабельных участков месторождений, находящихся в особо сложных горно-геологических, геомеханических и горнотехнических условиях. Процентное соотношение забалансовых запасов в общем объеме запасов месторождения составляет от 20 до 140% (рис. 1.6).

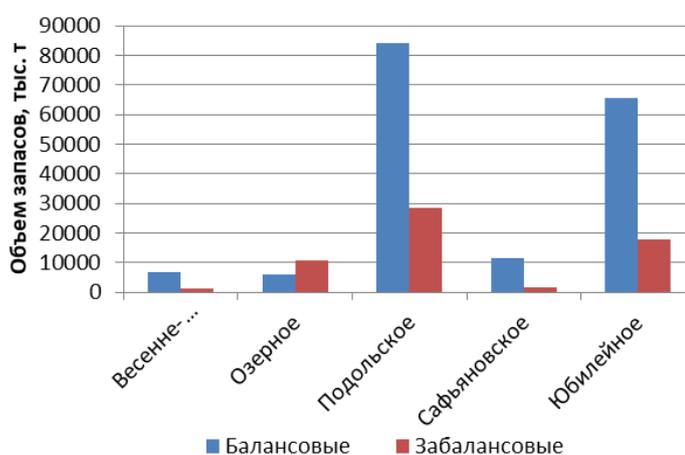


Рисунок 1.6 – Распределение балансовых и забалансовых запасов

Отработка таких запасов на завершающей стадии освоения месторождения резко снижает рентабельность производства, что связано с равными или большими эксплуатационными затратами при отработке основных запасов при снижении качества и товарной ценности руды.

Для эффективной эксплуатации всех запасов месторождения в рамках комплексности и полноты освоения недр с целью реализации потенциала месторождения необходимо обеспечить добычу минерально-сырьевых ресурсов в востребованных экономикой объемах при приемлемом уровне экономических затрат [179]. В современных условиях, учитывая сложившиеся тенденции и направления развития МСБ, достижение

поставленной цели обусловлено необходимостью разработки совершенно новых способов, методов и подходов проектирования и эксплуатации месторождений.

1.2 Обобщение опыта изменения свойств массива горных пород в процессе эксплуатации месторождения

Естественное напряженное состояние массива горных пород – совокупность напряженных состояний, формирующихся в массивах горных пород (в недрах) вследствие воздействия естественных факторов.

Ведение горных работ, в большей степени очистная выемка и проведение горных выработок, сопровождается изменением естественного (природного) напряженного состояния породных и рудных массивов, переходящего в напряженно-деформированное в результате перераспределения напряжений и силового поля, которые вызывают деформации и сдвигения в окрестности поверхностей обнажения и выработанного пространства [131]. При этом естественное и напряженно-деформированное состояния могут производить и положительный эффект на массив горных пород, в первую очередь это связано с улучшением дробления пород при добыче твердых полезных ископаемых и облегчением бурения шпуров и скважин. Также естественное и напряженно-деформированное состояния могут создавать благоприятные условия для применения систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород.

Таким образом, для условий подземной разработки рудных месторождений выделяется два основных источника формирования напряженно-деформированного (техногенного) поля напряжений [13]:

- поле, формирующееся в массиве горных пород в процессе проходки выработок;
- поле, формирующееся в процессе очистной выемки.

Управление состоянием массива горных пород в первом случае осуществляется за счет крепления выработки, которое перераспределяет поле напряжений за контуры выработки. В процессе очистной выемки возможно управляемое изменение напряженного состояния массива горных пород, прилегающего к выработанному пространству. Управление достигается за счет создания ориентированных плоскостей ослабления в массиве горных пород. Плоскости трещин, пересекающие прилегающий к выработанному пространству поддерживающий (междукамерный) целик, целенаправленно ориентируют таким образом, чтобы под действием напряжений окружающего массива происходила подвижка консолидируемых таким образом геоблоков в нужном направлении на требуемую величину.

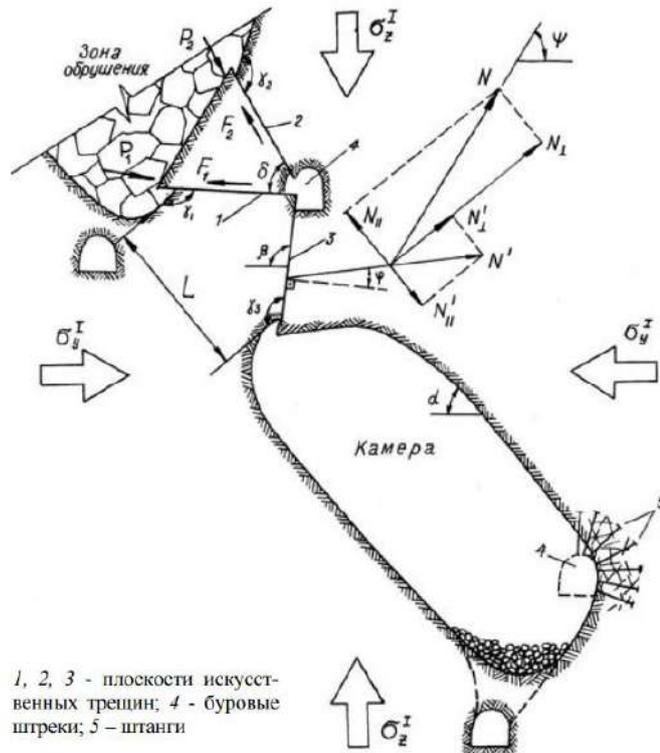


Рисунок 1.7 – Конструкция податливого поддерживающего целика

Наиболее широко для создания ориентированных плоскостей ослабления в породном массиве применяется камуфлетное взрывание скважинных или шпуровых зарядов, размещенных в одной плоскости. Такой способ провоцирует процессы разрушения и деформирования массива,

вмещающего подготовительные и нарезные выработки, нарушая целостность их контура. Повышение устойчивости горных выработок осуществляется путем штангового крепления, предотвращая запредельное деформирование и, соответственно, масштабное разрушение контура выработки.

По К.Н. Трубецкому [44], управление напряженно-деформированным состоянием массива горных пород – это управление уровнем опасности геомеханической среды и обеспечение безопасности людей, выработок, вскрытых запасов, оборудования и предприятий по фактору горного давления.

Каждая технологическая операция, связанная с выемкой горной массы, представляет собой силовое воздействие на массив горных пород. При вскрытии и отработке запасов в массиве постоянно, временами скачкообразно, происходит перераспределение и превращение энергии, трещинообразование, разрушение пород, окисление, теплообмен, фильтрация жидкости и газа, образование новых структурных трещин, напряжений и блоков [85].

На основе результатов проведенных исследований в работе [29] разработаны варианты технологий с закладкой выработанного пространства со сплошным порядком отработки, позволяющие регулировать уровень напряжений и деформаций для целенаправленного использования высвобождающейся в ходе работ энергии для повышения устойчивости элементов природно-техногенной системы: выемка с наклоном стенок камер на рудный массив; разгрузка массива образованием экранирующей щели по рудной границе камеры; подача закладки на замагазинированную руду; укрепление пород анкерной крепью; отработка камер у границы с неустойчивыми вмещающими породами с предварительным образованием искусственных или оставлением рудных целиков.

Для поддержания баланса напряжений в кровле горной выработки возможно создание заграждений, основанных на природе связей элементарных частиц посредством самозаклинивания породных элементов [60].

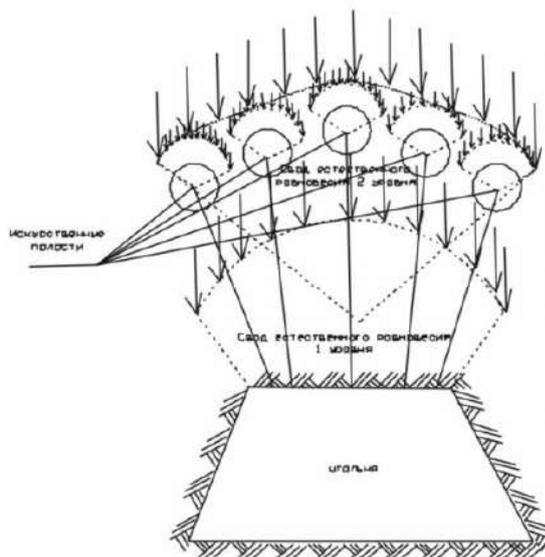


Рисунок 1.8 – Схема создания искусственного заграждения проявлению горного давления посредством создания искусственных полостей с естественным самозаклиниванием частиц горных пород над штольной

При создании искусственных полостей в массиве горных пород кровли горной выработки происходит перераспределение касательных напряжений, а также перемещение элементарных частиц в пределах зон нарушения природных связей в структуре пород.

В патенте [1] управление напряженным состоянием массива горных пород осуществляется заблаговременным проведением вертикальной выработки, заполненной сыпучим недеформируемым материалом (гранулированным шлаком), в которой непрерывно производят замер напряжений. При превышении критических величин осуществляют выпуск данного материала дозами до снятия напряжений до безопасных величин. Данное решение является одним из методов разгрузки массива горных пород. В частности, образование разгрузочной щели при проведении горизонтальной выработки также обеспечивает перераспределение

напряжений в массиве горных пород и способствует повышению безопасности горных работ. Причем, образуя щель с опережением забоя, достигают более эффективной разгрузки кровли выработки на высоту щели вблизи забоя, но одновременно с этим существенно пригружается забой выработки, особенно в верхней части. Наиболее рациональным вариантом является тот, при котором щель постоянно поддерживается на одном уровне с забоем, причем в кровле щель следует создавать одновременно с продвижением забоя. В этом случае достигается наибольшая разгрузка кровли при незначительной пригрузке забоя в локальной зоне вблизи сопряжения с кровлей выработки [79].

Аналогично в работе [61] с целью снижения напряженности массива горных пород предложено при отработке мощных рудных тел месторождения предварительно разгружать массивы 1, 2 и 3-й очереди путем опережающей проходки по простиранию на всю высоту этажа разгрузочной (отрезной) щели шириной не менее 3 м (рис. 1.9), заполненной замагазинированной рудой.

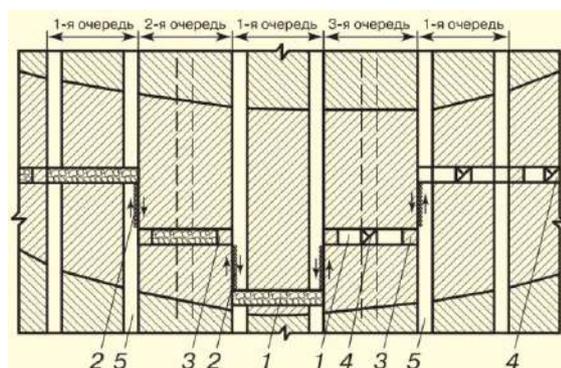


Рисунок 1.9 – Схема ведения горных работ (в плане) при предварительной разгрузке массива: 1 – разгрузочная щель; 2 – скважины; 3 – целик; 4 – отрезной восстающий; 5 – буровой орт

Также при очистной выемке в качестве мероприятий по защите междублоковых рудных целиков необходимо применять активные методы управления горным давлением, включающие в себя непосредственное

изменение концентрации напряжений в локальных участках массива горных пород путем снижения или перераспределения напряжений. Одним из наиболее эффективных и часто применяемых активных методов управления горным давлением массива горных пород является применение разгрузочных щелей [189].

Отсутствие мероприятий по снижению напряженности массива ведет к росту себестоимости подземных горных работ (рис. 1.10) [217].

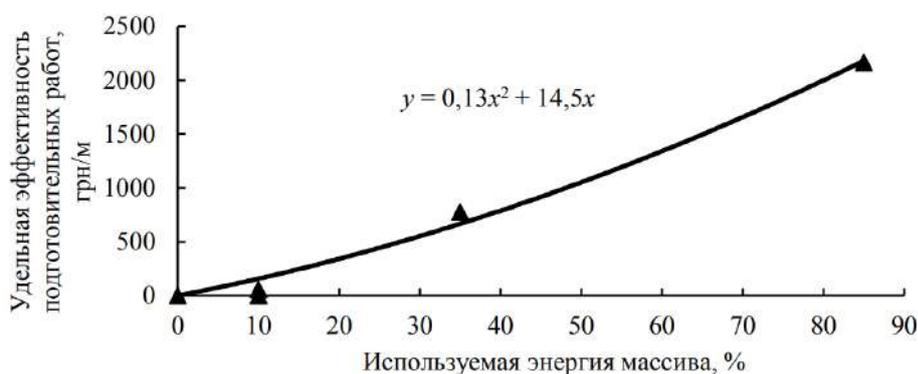


Рисунок 1.10 – Изменение удельной себестоимости подготовительных работ с увеличением энергии массива

Управления напряженно-деформированным состоянием массива горных пород также может осуществляться предварительным натягиванием тросов, размещенных в скважинах, пересекающих управляемый участок, что обеспечивает возможность поддержания массива в исходном напряженно-деформированном состоянии. В совокупности с разгрузкой массива горных пород путем бурения разгрузочных скважин, на управляемом участке устанавливается исходное напряженно-деформированное состояние [125].

Напряженно-деформированное состояние (НДС) массива горных пород существенно зависит от динамических нагрузок, связанных со взрывами, а также дополнительных полей напряжений, возникающих в процессе ведения горных работ [36].

При комбинированной разработке существенное влияние на НДС массива горных пород в прибортовой зоне оказывает карьерная выемка.

Изменения, вносимые карьером в природное поле напряжений, приводит к разгрузке нормальных к контуру и перераспределению действующих вдоль контура бортов карьера напряжений [134]. Управление состоянием массива горных пород в прибортовой и законтурной зонах осуществляется оставлением предохранительного барьерного целика между открытыми и подземными горными работами, а также направлением и порядком отработки запасов.

Таким образом, управление напряженно-деформированным состоянием массива горных пород осуществляется путем научно-обоснованного выбора систем разработки, их параметров и порядка ведения горных работ, взаимного положения выработок относительно друг друга и охраняемых объектов, скорости подвигания очистных забоев и других технических характеристик систем разработки, при которых развитие геомеханических процессов в геологической среде будет происходить в заданном направлении и в допустимых пространственно-временных пределах [109]. Автором разработана классификация существующих методов управления геомеханическими процессами, в которой основным классификационным признаком является назначение этих методов:

- изменение абсолютных величин деформаций;
- регулирование знака, направления и интенсивности развития геомеханических процессов;
- воздействие на характер и формы проявления сдвижения горных пород;
- регулирование физико-механических свойств пород;
- комбинация способов воздействия на параметры протекания геомеханических процессов.

Однако выбор рационального варианта системы разработки и параметров ведения горных работ осуществляется с учетом сформировавшихся горнотехнических условий, и управление

геомеханическими процессами происходит непосредственно в период очистной выемки.

В работе [33] разработана методика, которая дает представление о закономерностях изменения состояния и свойств породного массива в зоне естественной геофизической среды при техногенном нарушении общего динамического равновесия в процессе освоения недр. Данные закономерности согласуются с моделями и схемами теоретической экологии, где трансформация окружающей среды проходит три стадии: загрязнение, транзитная среда и депонирующая среда. В связи с этим, техногенно измененные недра можно представить, как некий объем, окруженный неизменной литосферой, внутри которого находится зона техногенного разрушения литосферы и зона спровоцированного этим разрушением изменения напряженно-деформированного состояния ее пород.

Переход свойств при техногенном воздействии также осуществляется согласно принципам теоретической экологии (рис. 1.11), согласно которой закон вырождения свойств в каждом конкретном случае, будет определяться свойствами систем и характером их взаимодействия.

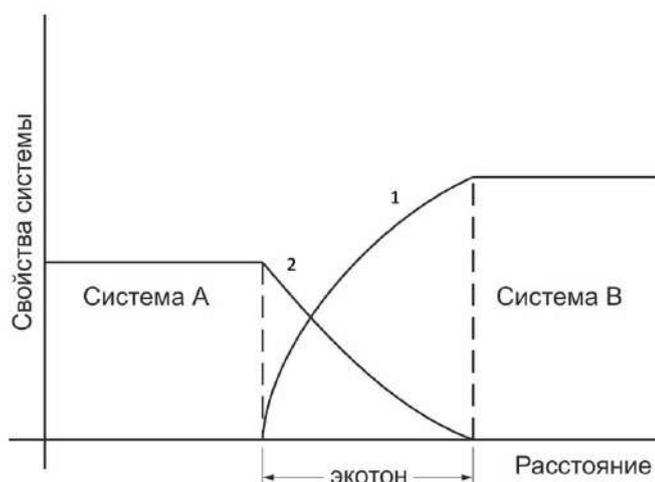


Рисунок 1.11 – Принципиальная схема формирования зоны перехода свойств на контакте двух различных систем: 1 – закон вырождения свойств В; 2 – закон вырождения свойств А

На основе этого по характеру и степени техногенного преобразования обрабатываемого участка в деформирующемся массиве горных пород можно выделить три зоны:

- зона отсутствия техногенного воздействия (в нетронутым массиве горных пород);
- зона прямого техногенного воздействия (в выработанном пространстве в процессе ведения очистных работ);
- переходная зона (в приконтурном к выработанному пространству массиве горных пород).

При этом направленное техногенное преобразование свойств массива горных пород целесообразно осуществлять до начала очистных работ в пределах переходной зоны, в которой процесс техногенного преобразования имеет контролируемый характер.

Известна связь между напряженностью массива и степенью его трещиноватости [128]. При этом на параметры очистных работ и характеристики процесса разрушения горных пород оказывает влияние их трещиноватая структура [55], определяющая блочность массива. Исследования авторов данной работы показали, что по мере нагружения горных пород наблюдается закономерный рост трещин, сопровождающийся их ветвлением, торможением ответвлений и слиянием первоначально отдельных дефектов. На финальных стадиях нагрузки развитие трещин сопровождается их группированием с образованием кластерной структуры горных пород. Помимо развития уже существующих трещин, действие нагрузки приводит к возникновению новых нарушений. На рис. 1.12 показан фрагмент поверхности образца с выделением единой развивающейся системы трещин. Здесь выделены появляющиеся на каждой стадии нагружения дефекты (трещины), цифрами отмечены номера принятых к анализу трещин.

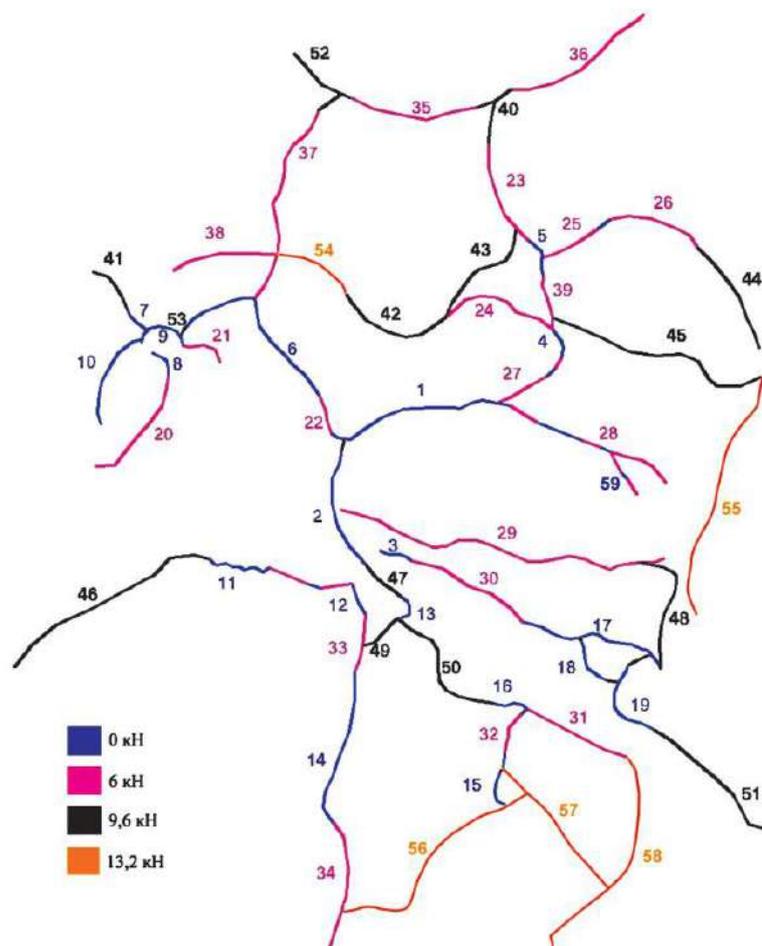


Рисунок 1.12 – Динамика роста трещин при нагружении горной породы

Трещиноватость горного массива нельзя рассматривать как хаотичную систему; ей свойственна иерархия, разделяющая массив на отдельные блоки различного масштаба [110]. Параметры и характеристики трещин оказывают существенное влияние на деформацию пород массива в сторону выработанного пространства, распределение напряжений в окрестности выработки, совместную работу крепи и массива.

Взрывные работы ведут к изменению структуры и свойств массива горных пород, причем степень изменения зависит от масштабности взрыва [3]. Изменение структуры массива проявляется в нарушении связности отдельных кусков горной породы. Причем, в условиях зажатой среды и отсутствии поверхностей и зон разгрузки, большие деформации, сопутствующие высвобождению энергии при взрыве, приводят к высокому

уплотнению разрушенного в целом массива. Согласно исследованиям, при ядерном взрыве в подземных условиях выделяется несколько зон, определяемые по удаленности от эпицентра: камуфлетная полость, зона смятия, зона дробления, зона интенсивной трещиноватости, зона блоковой трещиноватости. Кроме того, в нарушенной среде формируется столб обрушения, купол (свод устойчивого равновесия), зоны откольного разрушения и деформирования свободной поверхности. На конфигурацию зон и степень трещиноватости влияют характер трещиноватости, неоднородность пород, наличие тектонических нарушений, а также искусственно созданные зоны ослабления и существующие горные выработки.

Взаимозависимость размеров каждой последующей геомеханической зоны от размеров предшествующих зон определяется уравнением:

$$X^{n+1} + X - 1 = 0, \quad (1.1)$$

где n – порядковый номер члена данной последовательности (номер геомеханической зоны, начиная от контура выработки).

Физический смысл параметра X – это отношение расстояния от контура выработки до границы предшествующей геомеханической зоны к расстоянию от контура выработки до границы последующей геомеханической зоны [100]. Исследования, проведенные в работе, показали, что структура системы горных пород при техногенном воздействии на него подчиняется четкому математическому закону, независящему от способа воздействия на него.

Аналогично при осуществлении промышленных взрывов выделяются 4 зоны: дробления, нарушения, сотрясений и естественного состояния массива [121,130]. Данные зоны обеспечивают эффективность изменения фильтрационных свойств массива горных пород. Причем изменение проницаемости может как увеличиваться за счет разрушения горной породы, так и снижаться вследствие изменения геометрических характеристик

имеющихся в массиве нарушений и трещин. Действие взрывов (ядерных и химических) на изменение структуры горного массива указывают на возможность и перспективность применения их для предварительной подготовки руды к подземному выщелачиванию (рис.1.13) [202].

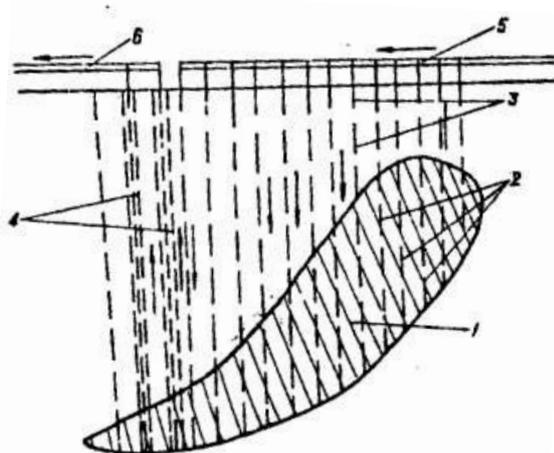


Рисунок 1.13 – Схема подготовки к выщелачиванию отдельной рудной линзы: 1 – рудная линза; 2 – скважины для взрывания руды; 3 – скважины для подачи выщелачивающего реагента; 4 – скважины для откачки продуктивного раствора; 5 – трубопровод для подачи реагента; 6 – трубопровод для подачи продуктивного раствора на сорбционную установку

В.Н. Мосинец [120] считает, что одним из методов управления разрушениями горных пород может служить изменение удельного содержания в породах воды или воздуха, в связи с чем достигается существенное изменение упруго-пластических свойств руды. Искусственное увлажнение горных пород обеспечивает достижение заданной степени их дробления за счет повышения их акустической жесткости. Так, для более высокого использования энергии взрыва необходимо изменение физического состояния горных пород с целью придания им определенных, заранее заданных свойств.

Оценивая изменение структуры при влагонасыщении в промерзающих горных породах, авторы работы [19,124] пришли к выводу, что процесс

трещинообразования периодичен, причем расстояние между двумя зонами трещинообразования обратно пропорционально градиенту температуры. При этом распределение гидростатического давления сопряжено с градиентом температуры в мерзлой зоне; следовательно, размер всех структурных элементов будет обратно пропорционален градиенту температуры. Процесс трещинообразования иллюстрируется на рис. 1.14.

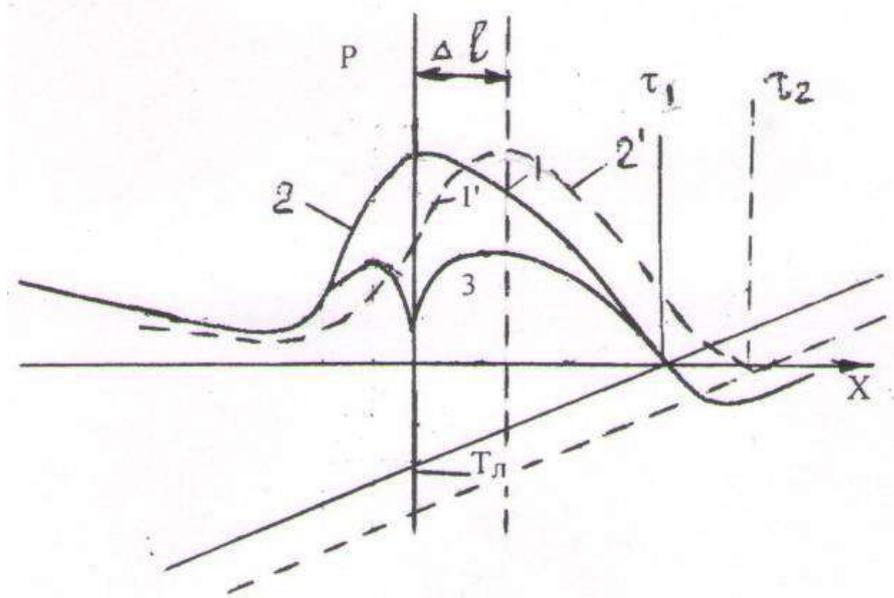


Рисунок 1.14 – Распределение гидростатического давления в промерзающем грунте при трещинообразовании: 1, 1' – соответственно гидростатическое давление перед образованием трещины в момент времени τ_1, τ_2 ; 2, 2' – распределение температуры в момент времени τ_1, τ_2 ; 3 – гидростатическое давление после образования трещины в момент времени τ_1

Увеличение пористости массива горных пород напрямую зависит от количества циклов замораживания-оттаивания (рис. 1.15) [95].

В начальный период происходит накопление повреждений (образование и рост пор), но по мере увеличения общего числа дефектов и, соответственно, пористости происходит резкое падение прочности. То же происходит и при фильтрации газа в горной породе [245].

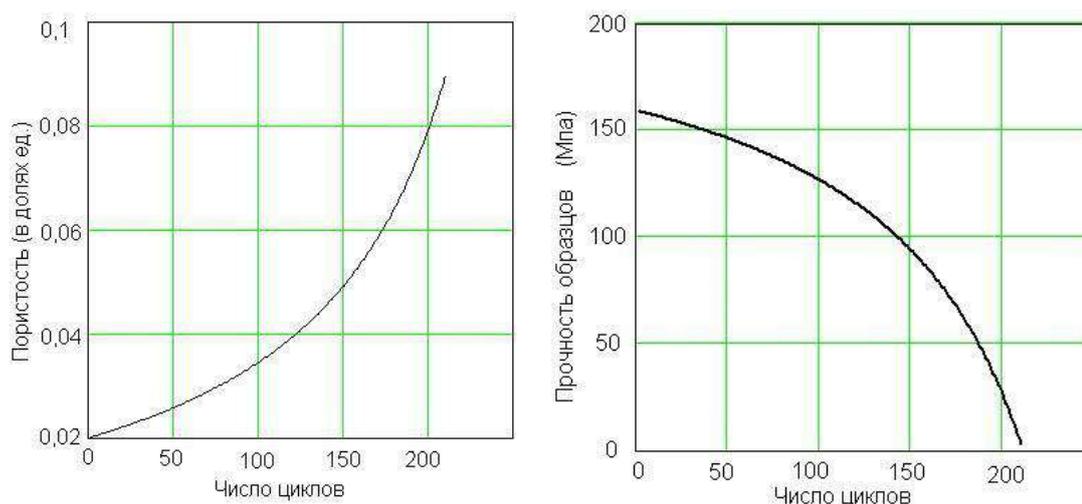


Рисунок 1.15 – Изменение пористости (1) и прочности (2) образцов горных пород в зависимости от числа циклов замораживания-оттаивания

Для интенсификации процесса направленного изменения свойств массива горных пород широко используются поверхностно-активные вещества (ПАВ). При взаимодействии с горной породой работает механизм адсорбционного понижения поверхностной энергии тел (эффект Ребиндера). Исследования [63] показали, что при нагружении пород в поверхностно-активной среде концентрация трещин и их удельная поверхность увеличиваются в 4 раза, а степень нарушенности – более чем в 6 раз.

В строительстве наземных зданий и сооружений для укрепления грунтов применяется процесс мелиорации. Данное геотехническое решение позволяет изменять инженерно-геологические условия участка строительства, а также создавать на основе местных грунтов комплексы техногенных грунтовых элементов с заданными физико-механическими и фильтрационными свойствами, упреждающие или минимизирующие возникновение или протекание возможных негативных процессов [78]. Процесс мелиорации заключается в создании техногенно-грунтовой конструкции в массиве горных пород. Для этих целей применяются материалы и технологии, включающие широкий спектр решений с

применением геополимерных материалов, таких как георешетки и геосетки для армирования грунтовых массивов, нетканые материалы для разделения грунтовых элементов в создаваемых техногенных грунтовых массивах, а также фильтрующие материалы как на основе природных грунтов, так и геополимеров. В качестве примера на рис. 1.16 показан комплекс мероприятий по укреплению откоса массива, сложенного обводненными грунтами. По склону холма устраивается наклонная «сэндвич» конструкция, состоящая из наклонной подпорной стены из минерального геополимера и дренажного песчаного элемента связанных послойно георешетками или геосетками. Физико-механические характеристики грунтов естественного сложения в области дренирующего действия песчаного элемента повышаются вследствие снижения водонасыщения грунтов. В результате образуется наклонный объединенный грунтовый массив, состоящий из подпорной стены из минерального геополимера, песчаного элемента и грунтового массива с улучшенными физико-механическими характеристиками грунтов, препятствующими возможности проявления опасных геологических процессов.

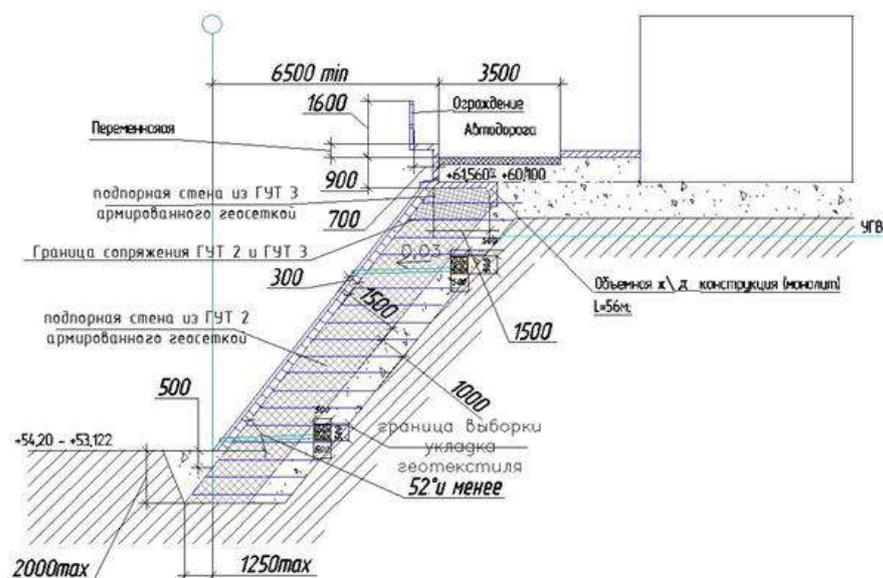


Рисунок 1.16 – Комплекс мероприятий по предотвращению негативных геологических явлений склона холма с перепадом высот 7-8 м

Таким образом, любое техногенное воздействие, связанное с разработкой месторождений или строительством подземных сооружений, приводит к изменению параметров природных физических полей, которые оказывают влияние на состояние, структуру, свойства и состав массива горных пород. При этом формируется и начинает функционировать техногенное поле [112], вызывающее обратимые (концентрация напряжений, повышение трещиноватости, деформации и сдвигание) и необратимые (обрушение, окисление руды, затопление) процессы изменения массива горных пород. Очевидна возможность и известны способы управления процессами техногенного изменения. Однако управление осуществляется только в период ведения горных работ (крепление, управление состоянием массива, разгрузка массива) и после их завершения (порядок ведения горных работ, поддержание выработанного пространства, управление качеством рудной массы). Таким образом, выбор и обоснование способов и технологии горных работ на каждом последующем этапе эксплуатации месторождения ведется с учетом сформировавшихся природно-техногенных условий, определяющих дальнейшую технологическую и экономическую эффективность отработки запасов.

1.3 Условия и факторы, определяющие необходимость и возможность предварительного техногенного преобразования массива горных пород

Основным показателем эффективности освоения месторождения является его инвестиционная привлекательность, которая, напротив, зависит от особенностей самого месторождения. Учет этих особенностей в работе [51] определяется действием двух групп эндогенных и экзогенных факторов привлекательности месторождения как объекта инвестирования. Систематизация факторов инвестиционной привлекательности месторождения представлена на рис. 1.17.

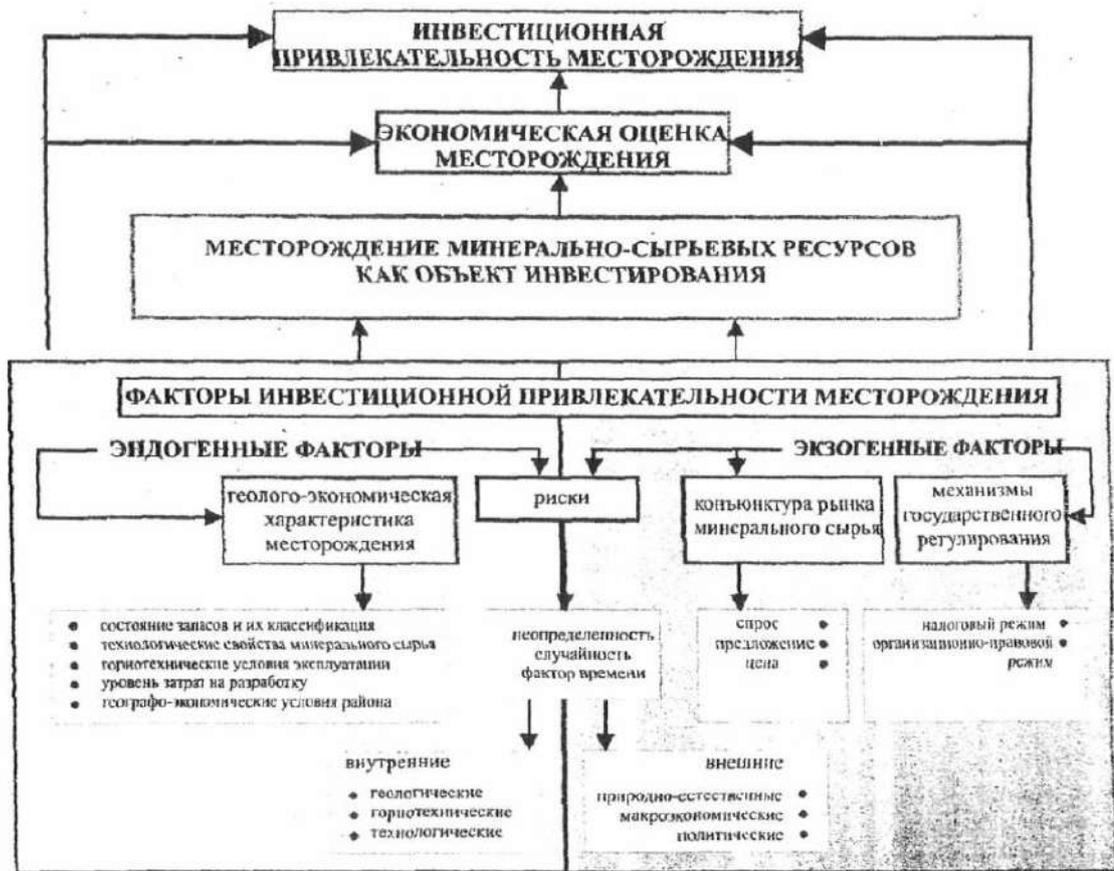


Рисунок 1.17 – Факторы инвестиционной привлекательности месторождений минерально-сырьевых ресурсов

В целом инвестиционная привлекательность месторождения является результатом воздействия огромного числа факторов. Как отмечает автор работы [98], разработка месторождений характеризуется повышенным риском. Связано это с уникальностью каждого месторождений, а предпроектные изыскания, связанные с изучением горно-геологических условий, носят вероятностный характер. Кроме того, эффективность освоения участка недр напрямую зависит от стоимости минерально-сырьевых ресурсов (продуктов недропользования) и затрат на их добычу. При невозможности и первоочередной отработке запасов с наименьшей себестоимостью экономические показатели деятельности горнорудного предприятия постоянно ухудшаются. Приходим к тому, что инвестиционная

привлекательность месторождения должна быть достаточно высока, т.е. прибыль сравнима с риском.

Деятельность горнорудных предприятий показывает, что инвестиционная привлекательность обрабатываемых месторождений достигается за счет пересчета запасов, а не за счет геологоразведочных работ [102,219,227]. В условиях недостаточности и неопределенности информации результатом экономической оценки месторождения являются показатели, сформированные в результате выделения в недрах тех запасов минерального сырья, которые экономически наиболее эффективны для освоения в определенный момент времени. Данный подход не учитывает ограниченность инвестиционного процесса в рамках истощения запасов на каждом последующем этапе разработки и, как следствие, необходимость увеличения производственной мощности при вводе в отработку руд с более низким содержанием полезного компонента, что в последующем влечет за собой сокращение срока эксплуатации месторождения. Учет данных ограничений обеспечивается совокупной оценкой факторов инвестиционной привлекательности и их взаимовлиянии при поэтапном вводе в эксплуатацию всех запасов месторождения. Идея данного подхода состоит в обеспечении отработки запасов более бедных руд с минимальными эксплуатационными затратами в период высокой стоимости полезного ископаемого. Результат реализации идеи позволит стабилизировать уровень прибыли на весь срок освоения участка недр, независимо от этапа эксплуатации месторождения.

Таким образом, в связи с наличием фактора неопределенности (риска) в различный момент времени, т.е. на каждом этапе разработки месторождения, необходимо решение задачи стабильного функционирования горного предприятия и повышение инвестиционной привлекательности месторождения. Последнее решается за счет управляемого техногенного преобразования массива горных пород для повышения комплексности и полноты освоения участка недр. Представленный подход позволяет

минимизировать возможные риски в освоении месторождения и исключить фактор неопределенности в оценке инвестиционной привлекательности участка недр.

В настоящее время под управлением [43] дословно понимается процесс прогнозирования, планирования, организации, мотивации, координации и контроля, направленный на формулировку и достижение цели. Очевидно, что в условиях подземной разработки месторождений возможно прогнозировать (при большом количестве неопределенностей) и контролировать поведение массива горных пород. При этом планирование горных работ производится с большим коэффициентом запаса для минимизации возможных рисков недополучения прибыли. Преобразование в данной работе направлено на существенное изменение состояния, структуры, свойств и состава массива горных пород. С учетом общепринятого определения техногенного воздействия можно сформулировать новое в горном деле определение «управляемого техногенного преобразования недр», под которым понимается направленное изменение состояния, структуры, свойств и состава массива горных пород за счет применения совокупности технологических мер.

Согласно современному в горном деле представлению, управление массивом горных пород – это совокупность прогноза, мониторинга и корректировки параметров горного массива на обрабатываемом участке недр. В зависимости от этапа эксплуатации производится управление процессами горных работ, параметры которых меняются во времени и в пространстве в зависимости от положения горных работ. В частности, сущность управления состоянием массива [238] состоит в разработке проекта, оперативного прогноза параметров крепи очистных и подготовительных выработок, мониторинга эксплуатационной пригодности выработок и корректировок технологических решений в паспортах крепления. Типовой алгоритм управления геомеханическими процессами при проходке выработок и очистной выемке приведен на рис. 1.18.

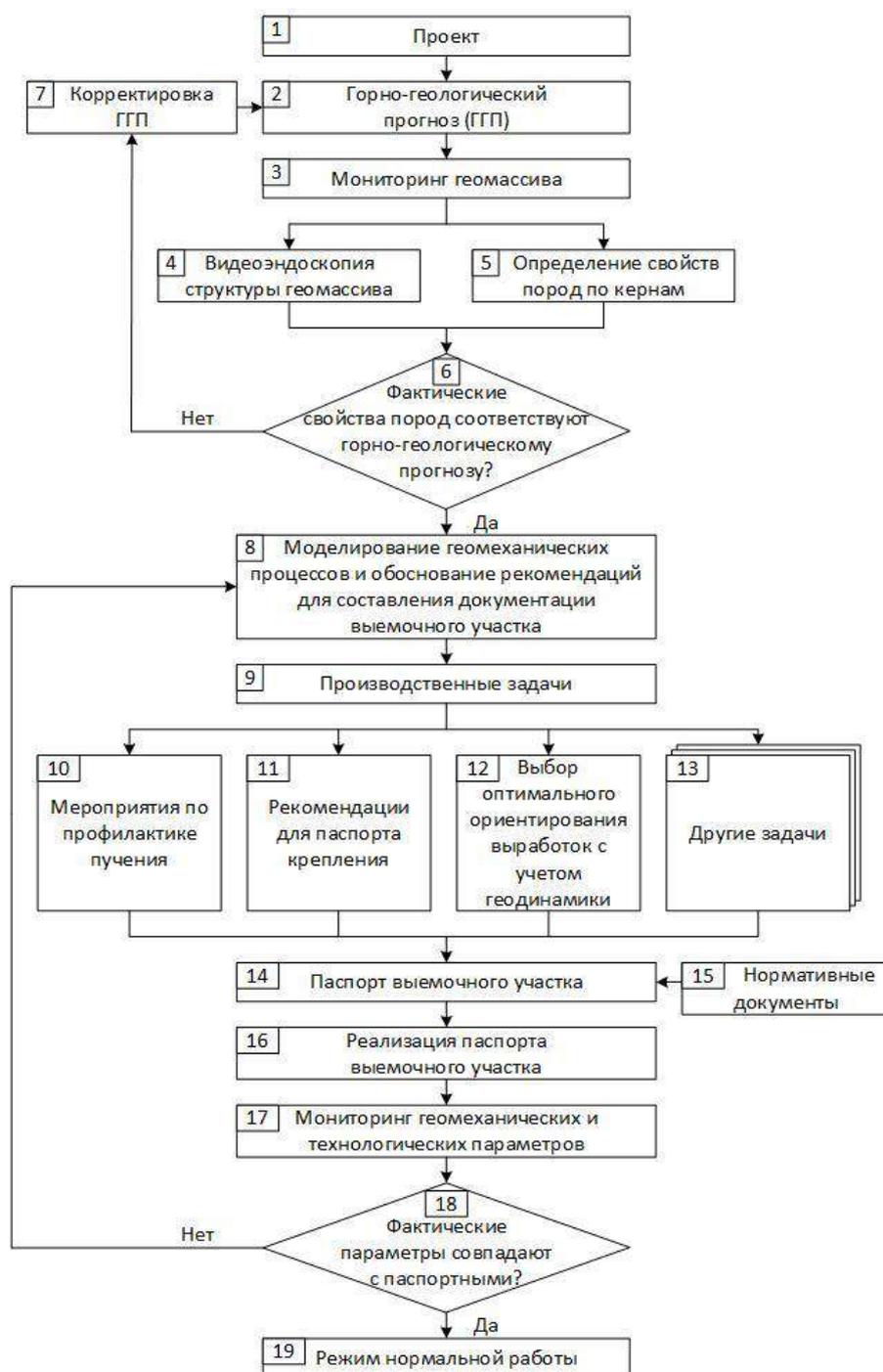


Рисунок 1.18 – Алгоритм совместной реализации системы прогноза, мониторинга и корректировки геомеханических параметров геомассива в зоне взаимного влияния нескольких выработок

Аналогично, согласно программе модернизации и инновационного геотехнологического развития АК «Алроса», управление массивом и технологическими процессами также основано на системе мониторинга

техногенного состояния массива горных пород [236]. Схема управления представляет собой структуру, представленную на рис. 1.19.

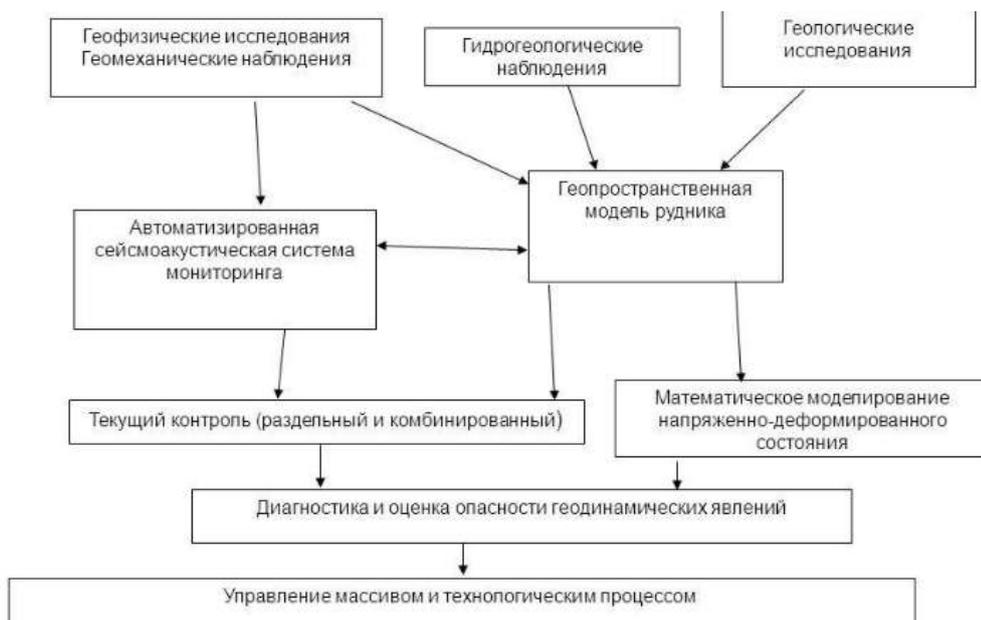


Рисунок 1.19 – Структурная схема системы мониторинга техногенного состояния массива горных пород

Основой структурной схемой мониторинга является геопространственная модель рудника, которая создается с учетом различных исследований (геологических, гидрогеологических, геомеханических). Далее осуществляется текущий контроль и прогноз работы модели на основе математического моделирования напряженно-деформированного состояния. По сути, управление массивом и технологическими процессами при существующем подходе ведется в режиме «реального времени», что позволяет оперативно реагировать на изменяющееся геомеханическое (напряженно-деформированное) состояние горного массива. Очевидно, что во время эксплуатации происходит постоянное ухудшение геологических и горнотехнических условий, ведущее к повышению себестоимости добычи. В купе со снижением инвестиционной привлекательности запасов, связанным с падением содержания полезного компонента на каждом последующем этапе эксплуатации, отработка запасов становится нерентабельной и приводящей к

их потере. Поэтому в современных условиях перед горным делом стоит задача разработки совершенно новых подходов и методов в проектировании и эксплуатации месторождений.

Одним из решений задачи повышения эффективности освоения участка недр является введение в технологию горных работ дополнительного технологического процесса или расширение функций существующих процессов, обеспечивающих заданное техногенное преобразование массива горных пород для подготовки участка с целью комплексности и полноты его освоения принятой геотехнологией.

В целом, эффективность горных работ обусловлена оптимальным соотношением параметров геотехнологии и горно-геологических условий, которые, в совокупности с их техногенным преобразованием, в результате ведения очистных работ определяют качество добываемой рудной массы.

Так, уровень природной трещиноватости массива определяет технологию, параметры ведения очистных работ и способ отбойки рудной массы [146]. В частности, при ведении взрывных работ происходит раскрытие трещин, что в результате приводит к повышенному разубоживанию вмещающими породами. Это обстоятельство наиболее ярко выражено при отбойке жильных рудных тел и при ведении очистных работ в стесненных условиях.

Ограниченная ширина выработанного пространства при увеличении длины шпуров и скважин также обуславливает ведение взрывных работ в зажатой среде, что приводит к подрыву вмещающих пород с боков вследствие концентрации взрывчатого вещества в массиве горных пород.

Отбитая руда при системе с магазинированием вследствие низкой интенсивности выпуска и влиянии низких температур в совокупности с ограниченными размерами выработанного пространства слеживается, что приводит к сверхнормативным потерям.

Тенденция снижения содержания полезного ископаемого, сопровождаемая повышением показателей изменчивости качества руд [197], требует увеличения объема добываемой рудной массы или управления ее качеством. Для медно-никелевого месторождения, состоящего в основном из относительно бедных вкрапленных руд, характерна высокая изменчивость показателей качества руды в недрах [213].

Рудно-геохимическая зональность совпадает с минеральной зональностью руд и имеет поисковое значение, поскольку появляется возможность определения направления выклинивания рудного тела, что приведет к увеличению прироста запасов полезного ископаемого [165].

1.4 Технологии, методы и параметры предварительного техногенного преобразования при комплексном освоении рудных месторождений подземным способом

Установлено, что деятельность горнодобывающих предприятий вызывает изменение гидродинамических, гидрохимических и термодинамических условий, изменение состояния массива горных пород, структуры газовых полей [86]. Совокупное воздействие техногенных и природных факторов на сульфидных месторождениях вызывает изменение химического состава и кислотности подземных вод, увеличивая их агрессивность не только к горным породам и рудам, изменяя их физико-механические свойства и снижая устойчивость выработок, но и к горнотехническому оборудованию. Такая специфика месторождений способствует изменению технологии горных работ. Сохранение принятой геотехнологии приводит к увеличению затрат на очистную выемку. Изменение или оптимизация горных работ в пределах одной геотехнологии приводит к снижению качества добываемой рудной массы. Например, переход от систем разработки с закладкой выработанного пространства к

обрушению руды и вмещающих пород в пределах физико-технической геотехнологии способствует ухудшению качественных показателей, что нивелируется снижением содержания полезного компонента. При этом необходимо определить диапазон применения способа поддержания очистного пространства по содержанию полезного компонента в добываемой руде, порядок ввода участков в эксплуатацию, а также способ и параметры техногенного преобразования массива горных пород. Влияние систем разработки различных классов на изменение состояния массива горных пород рассмотрено в разделе 4.1.

Известно, что подземная разработка вносит необратимые изменения в природное состояние массива горных пород. При этом техногенные изменения, как правило, осложняют условия эксплуатации месторождений. Процесс управляемого техногенного изменения, как процесс подготовки участка недр, способствует его преобразованию с заданными параметрами для эффективного осуществления последующих процессов и способов ведения горных работ.

Ярким примером процессов управляемого изменения нарушенного горными работами массива, обеспечивающих повышение его устойчивости, являются известные способы крепления, замораживания и тампонажа при проходке выработок в сильнотрещиноватом неустойчивом массиве, а также использование различных растворов и смол в зонах обрушения пород.

При исследовании техногенного преобразования заслуживает внимание работа [83], в которой представлена технология ликвидации обрушений горных пород с восстановлением и последующей проходкой выработок в сложных горно-геологических условиях, основанная на заполнении пустот вспенивающимися (фенольными) смолами.

Наличие вокруг выработки областей, заполненных фенольными смолами, приводит к значительным изменениям в распределении напряжений в крепи. Максимальные значения компонент напряжений в

сравнении с вариантом расчета при возведении крепи в выработке, пройденной в сплошном вмещающем массиве, существенно уменьшаются. Сжимающие напряжения в крепи уменьшаются в среднем в 5 раз. Наибольшей нагрузке подвержены ее верхняя часть (сжатие) и основание (растяжение). При этом величины максимальных растягивающих горизонтальных напряжений практически не меняются.

Известны способы и технологии регулирования уровня напряженности в зависимости от степени (зоны, области) нарушенности. Выделяются зоны нарушенных пород с минимальной несущей способностью, зоны ослабленных пород запредельного деформирования и нетронутых пород в стадии допредельного деформирования. Задача управления состоянием массива здесь состоит в том, чтобы обеспечить максимальную сохранность массива при минимизации размеров первых двух зон и увеличении зоны допредельного деформирования. Степень техногенного преобразования определяется необходимым временем сохранения устойчивости, так называемым временным параметром.

В работе [20] прочность рекомендуется определять с учетом времени:

$$\sigma_{сж.м}(t) = k_T [\sigma_{сж.д} + (\sigma_{сж.м} - \sigma_{сж.д})] e^{-at}, \quad (1.2)$$

где $\sigma_{сж.м}$ – предел мгновенной прочности при одноосном сжатии, МПа; $\sigma_{сж.д}$ – предел длительной прочности при одноосном сжатии, МПа; k_T – коэффициент тектонической нарушенности; a – параметр аппроксимации; t – время.

В большинстве работ управление напряжениями сводится к ограничению деформаций с помощью закладки пустот твердеющими смесями. При этом должно соблюдаться равенство:

$$\sigma_1 \leq \sigma_2 \leq \sigma_3 = \sigma_H K_1 K_2 K_3 K_4, \quad (1.3)$$

где σ_1 – напряжения в зоне нетронутых пород, МПа; σ_2 – напряжения в зоне влияния очистных работ, МПа; σ_3 – напряжения в закладочном массиве, МПа; σ_H – нормативное сопротивление сжатию закладки, МПа; K_1 –

коэффициент неоднородности закладочного массива; K_2 – коэффициент увеличения прочности закладки со временем; K_3 – коэффициент увеличения прочности закладки в массиве; K_4 – коэффициент условий работы.

Данное равенство справедливо для руд высокой ценности. Тенденция снижения содержания полезного компонента ведет к нарушению устойчивости массива горных пород и необходимости применения менее затратных систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород.

Техногенное преобразование структуры и состава, провоцирующее существенное снижение качества руды, при котором затраты на отработку запасов принятой геотехнологией возрастают и превышают прибыль, сводится к изменению геотехнологии и способа извлечения полезного ископаемого. Таким образом, возрастают условия эффективного применения физико-химических технологий добычи [49,56,68,145,187] и актуальность вовлечения в эксплуатацию техногенных георесурсов [30].

Наибольшей простотой с точки зрения управляемого техногенного преобразования участка недр является технология подземного выщелачивания. Технология является контролируемым и экологически менее опасным методом добычи, поскольку осуществляется в рамках замкнутого цикла, позволяет вовлекать запасы с некондиционным содержанием металлов с большей чистотой и уменьшать объемы отходов с отрицательными попутными эффектами [149].

При подземном выщелачивании обеспечивается возможность взрывной подготовки блока руды. При этом существующая система разработки, применяемая для отработки балансовых запасов, адаптируется к конкретным горно-геологическим условиям с сохранением схемы подготовки блока к очистной выемке. Так, при отработке забалансовых запасов Быкогорского уранового месторождения подземным выщелачиванием система разработки этажным принудительным обрушением руды и вмещающих пород с отбойкой руды глубокими скважинами в зажатой среде была адаптирована к

системе разработки с magazинированием и дальнейшим выщелачиванием металла инфильтрационным потоком реагента. Данная технология представлена на рис. 1.19.

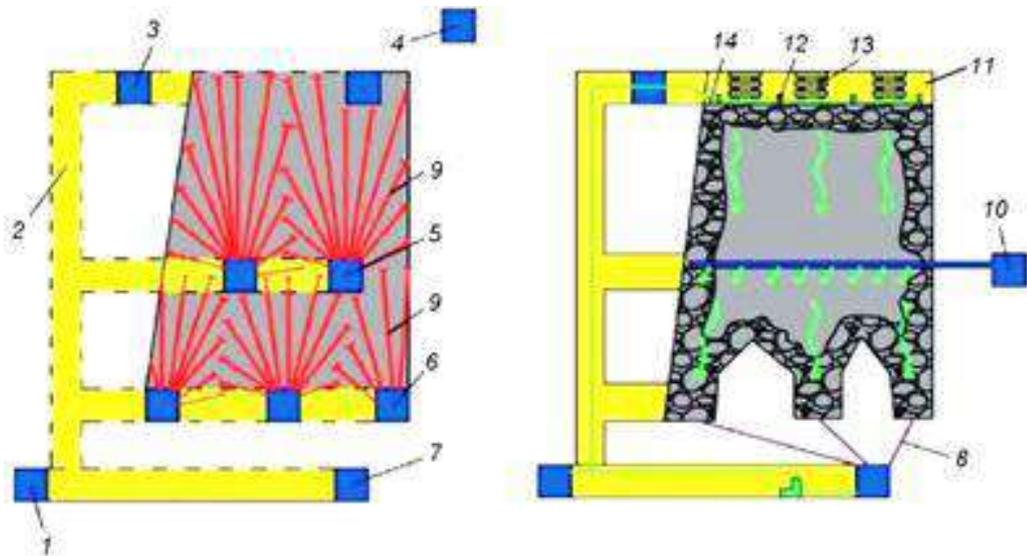


Рисунок 1.19 – Подземное блоковое выщелачивание металлов из руд: 1 – штрек; 2 – восстающий; 3 – штрек для орошения; 4 – штрек; 5 – буровые штреки; 6 – дренажно-буровые штреки; 7 – дренажный штрек; 8 – дренажные скважины; 9, 10 – промежуточный горизонт орошения; 11 – штрек для орошения; 12 – верхняя подсечка; 13 – костровая крепь; 14 – оросительная система

Важным преимуществом технологии является возможность «селективного» выщелачивания рудных тел путем подачи растворов в металлосодержащие участки рудного массива и избирательного выщелачивания участков с более высоким содержанием руд.

На эффективность подземного выщелачивания влияют качественные факторы, представленные в табл. 1.1 [150].

Таблица 1.1 – Эффективность извлечения металлов

Факторы	Уровень факторов извлечения металлов		Влияние на процесс выщелачивания
	максимальный	минимальный	
Тип руд	Окисленные	Сульфидные	Изменение химизма и параметров
Минерализация	Прожилковая	Вкрапленная	Скорость доступа реагента к металлу
Наличие пленки на поверхности руды	Отсутствует	Присутствует	Скорость доступа реагента к металлу
Содержание	Максимальное	Минимальное	Эффективность выщелачивания
Наличие вредных примесей	Минимальное	Максимальное	Скорость и полнота извлечения металла
Пористость	Максимальное	Минимальное	Скорость реакции внутри руды
Крупность руд	Большая часть фракций – 25 мм	Меньшая часть фракций – 25 мм	Скорость фильтрации растворов
Фильтрационные свойства	Коэффициент фильтрации более 0,1 м/с	Коэффициент фильтрации менее 0,05 м/с	Возможность проникновения раствора
Состояние руд	Текущие	После складского хранения	Скорость и полнота извлечения металла
Шахтная температура	Максимальная	Минимальная	Скорость реакции

Продолжительность и полнота выщелачивания полезных компонентов из руд зависят от степени дробления и равномерности размещения раздробленной руды, обеспечивающих фильтрацию растворов без образования неорошаемых зон [80].

При выпуске руды для создания компенсационного пространства образуются зоны с различным коэффициентом разрыхления с неравномерной фильтрацией рабочих растворов, что ограничивает область применения технологии. Этот недостаток может быть устранен при формировании компенсационного пространства внутри каждого отбиваемого объема [37].

Для эффективного функционирования горнорудных предприятий необходима полная, достоверная и оперативная информация о недрах, позволяющая управлять запасами и качеством полезных ископаемых при освоении. При разведке рудных тел сложной морфологии и невыдержанной мощности, постепенное сгущение разведочной сети дает стабильное увеличение запасов руды и металлов [34].

1.5 Цели, задачи и методы исследований

Развитие горного дела в России имеет более чем 300 летнюю историю и большой опыт освоения рудных месторождений. Горнопромышленные территории страны обладают обширной ресурсной базой и занимают ключевые роли в развитии горно-металлургической отрасли. Только на Урале сосредоточено значительное число предприятий, которые занимают ведущее место по объему и разнообразию добываемых металлов не только в России, но и во всем мире. На Урале на территории Челябинской и Свердловской областей и Республики Башкортостан насчитывается более 300 отработываемых и вновь разведанных рудных месторождений. Общеизвестно, что наличие развитой инфраструктуры и сырьевой базы регионов способствует благоприятным условиям для развития горнодобывающей отрасли, в части обеспеченности энергоснабжением и разветвленной транспортной сети. При этом накладывается ряд ограничений по вовлечению месторождений или их участков в эксплуатацию по причине размещения запасов в охранных зонах. Наиболее остро проблема проявляется на действующих горнодобывающих предприятиях.

Результатом многолетней эксплуатации рудных месторождений является развитие подземной и совершенствование в настоящее время комбинированной геотехнологий. При этом в процессе проектирования горных работ рассматриваются запасы, поставленные на баланс на основе технико-экономического обоснования кондиций с учетом фиксированного содержания полезного компонента. В настоящее время в связи с развитием обогащения производства переработке подлежат руды с содержанием золота до 0,1 г/т, меди – до 0,2% при уровне извлечения до 95%. Практика горнодобывающей промышленности за последние 50 лет позволила вовлечь в отработку участки месторождений, признанные ранее, на момент утверждения кондиций, нерентабельными, что обеспечило расширение

сырьевой базы предприятия. Только в Уральском регионе в течении этого периода увеличение за счет вовлечения в добычу объемов бедных руд на ряде золоторудных месторождений достигает 950%, медноколчеданных – 250% и железорудных - 130%. При этом добыча ведется высокочрезвычайными технологиями в связи с наличием в зоне сдвижения охраняемых объектов.

Следует констатировать, что технологии обогащения за последние несколько десятилетий достигли высокого уровня в части извлечения полезного компонента при минимальном его содержании в руде. Вместе с тем, экономическая эффективность горнодобывающего предприятия обусловлена суммарной прибылью всего цикла горно-обогажительного производства, что требует разработки новых технологических решений по совершенствованию геотехнологии в условиях постоянного снижения содержания полезного компонента при ухудшении условий эксплуатации месторождения. Данная проблема весьма актуальна для большинства месторождений, находящихся на этапе активного развития горных работ, сопровождающихся постепенным вовлечением в разработку участков месторождения с низким содержанием полезного компонента и находящихся в сложных горно-геологических условиях при постоянном увеличении интенсивности отработки залежей. По сути принятая методология проектирования подземных горных работ предусматривает применение технологий вовлечения в разработку только балансовых запасов на рассматриваемый период. При этом фактически не учитываются особенности техногенного преобразования массива горных пород на каждом последующем этапе ввода в эксплуатацию участков с низким содержанием полезного компонента. Такой подход не обеспечивает требуемых показателей эффективности при постоянном ухудшении качества руды. В совокупности существующие методы проектирования приводят к оптимизации подземной геотехнологии, ориентированной на ресурсосбережение или, как крайний вариант, на отказ от освоения бедных

руд, что не обеспечивает полноту и комплексность освоения георесурсов. Таким образом, обеспечить устойчивое развитие горнодобывающих предприятий и прилегающих территорий возможно только при комплексном рассмотрении всех запасов с учетом изменения их ресурсной ценности в результате целенаправленного техногенного преобразования массива горных пород в рамках поэтапного проектирования комплексного освоения участка недр.

Для повышения полноты вовлечения в отработку рудных участков с низким качеством руд при доработке месторождения необходимо разработать технологию и методы управляемого техногенного преобразования массива горных пород, обеспечивающие создание требуемых горно-геологических, геомеханических и горнотехнических условий эксплуатации рудных месторождений.

Целью работы является обоснование условий и параметров технологических способов целенаправленного преобразования свойств и состояния массива горных пород для повышения полноты освоения рудных месторождений на стадии их доработки в сложных горно-геологических, горно-технических и геомеханических условиях.

Идея работы заключается в том, что повышение полноты доработки запасов рудных месторождений достигается за счет применения совокупности технологических способов своевременного целенаправленного изменения напряженно-деформированного состояния, геомеханических, структурных и инженерно-технологических характеристик массива горных пород, вовлекаемого в разработку участка недр.

Задачи исследования:

– анализ и обобщение опыта техногенного преобразования свойств и состояния массива горных пород при освоении рудных месторождений подземным способом, оценка динамики техногенного изменения горно-геологических и горно-технических условий дорабатываемых участков и

специфики геомеханического состояния массива горных пород при доработке запасов;

– определение особенностей и закономерностей изменения свойств и состояния массива горных пород при доработке запасов в сложных горно-геологических, горно-технических и геомеханических условиях;

– разработка принципов и способов техногенного преобразования массивов горных пород для эффективной доработки запасов рудных месторождений;

– разработка вариантов подземной геотехнологии доработки рудных месторождений в сложных горно-геологических, горно-технических и геомеханических условиях, основанных на техногенном преобразовании свойств и состояния массивов горных пород для повышения полноты и обеспечения безопасной доработки рудных месторождений;

– разработка технологических рекомендаций по техногенному преобразованию свойств и состояния массива горных пород для эффективной и безопасной доработки рудных месторождений и оценка их экономической эффективности.

Методы исследования. Использован комплексный метод, включающий анализ и обобщение опыта освоения рудных месторождений подземным способом, особенностей горно-геологических и горно-технических условий; лабораторные и натурные испытания физико-механических характеристик руд и пород, визуальные и инструментальные методы оценки состояния, строения, свойств и состава массива горных пород, натурные замеры напряжений методом щелевой разгрузки, геомеханическое моделирование состояния массива горных пород методом конечных элементов, опытно-промышленные эксперименты по управлению напряженно-деформированным состоянием массива путем локальной разгрузки, изменения порядка отработки; экономико-математическое моделирование, технико-экономическая и вероятностная оценка результатов исследований и их статистическая обработка.

2 РАЗВИТИЕ ТЕОРЕТИЧЕСКИХ ОСНОВ ТЕХНОГЕННОГО ПРЕОБРАЗОВАНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

2.1 Систематизация условий, возможностей и факторов предварительного техногенного преобразования массива горных пород

Выше было показано, что разработка месторождений характеризуется постоянным сокращением объема балансовых запасов, которые ограничивают срок эксплуатации. Специфика разработки рудных месторождений обуславливает особый порядок ведения горных работ, связанный с весьма изменчивым и неравномерным распределением полезного компонента в руде, что неизбежно приводит к первоочередной отработке более богатых запасов. Кроме того, при последовательном вводе участков в эксплуатацию прослеживается тенденция постоянного снижения полезного компонента в руде и, соответственно, при заданной производственной мощности рудника, к снижению технико-экономических показателей работы предприятия.

В связи с относительно небольшими объемами прогнозных ресурсов, вследствие недостаточных работ по геологической разведке, восполнение минерально-сырьевой базы возможно только за счет комплексности и полноты освоения уже разведанных запасов месторождения. В первую очередь это повышение экономической эффективности отработки вновь вводимых, но менее богатых запасов, или запасов высокой ценности, но ранее не отработываемые ввиду сложных горно-геологических условий, и увеличение ресурсной ценности забалансовых запасов и перевод их в балансовые для дальнейшей отработки.

Существующие методы и подходы, связанные с оптимизацией геотехнологии, направлены на снижение себестоимости добычи запасов в

конкретный момент времени, не учитывая последующее снижение прибыли и повышение затрат при вводе в отработку менее ценных запасов. Сложившиеся условия требуют совершенного иного подхода к обоснованию концепции и выбору технологий освоения рудных месторождений.

С начала эксплуатации участка недр формируются природно-техногенные запасы (нарушенные горными работами) и техногенный ландшафт (совокупность горных выработок и выработанного пространства). Природно-техногенные запасы отличаются степенью их техногенного изменения. Под техногенным изменением понимается изменение состояния, структуры, свойств и состава пород и руд участка недр, а также уровень подготовленности запасов к освоению. Все это определяет себестоимость отработки запасов на каждом уровне производства.

Таким образом, приведенные пять показателей, которые изменяются в процессе эксплуатации месторождения, обеспечивают уровень рентабельности производства. Поэтому заданное управление их изменением (техногенное преобразование) способствует повышению эффективности разработки месторождения, а также возможности вовлечения в эксплуатацию всего ресурсного потенциала участка недр. Обеспечение направленного техногенного преобразования массива горных пород сопровождается реструктуризацией запасов по периодам вскрытия, подготовки и очистной выемке с целью актуализации их ресурсного потенциала, определения порядка и времени ввода в эксплуатацию в условиях колебания цен и изменчивости содержания металла в руде.

Согласно исследованиям [172,184,206], модель жизненного цикла горного предприятия представляет собой ломаную линию (рис. 2.1). Точки перегиба определяют переломные моменты, горизонтальные периоды – стадии стабильного функционирования предприятия. Авторы справедливо полагают, что жизненный цикл горного предприятия представляет собой последовательность роста, стабильности и спада. Идея управляемого

техногенного преобразования массива горных пород, напротив, основана на выравнивании «ломанной» жизненного цикла горного предприятия и максимальном сокращении переломных моментов снижения эффективности производства.

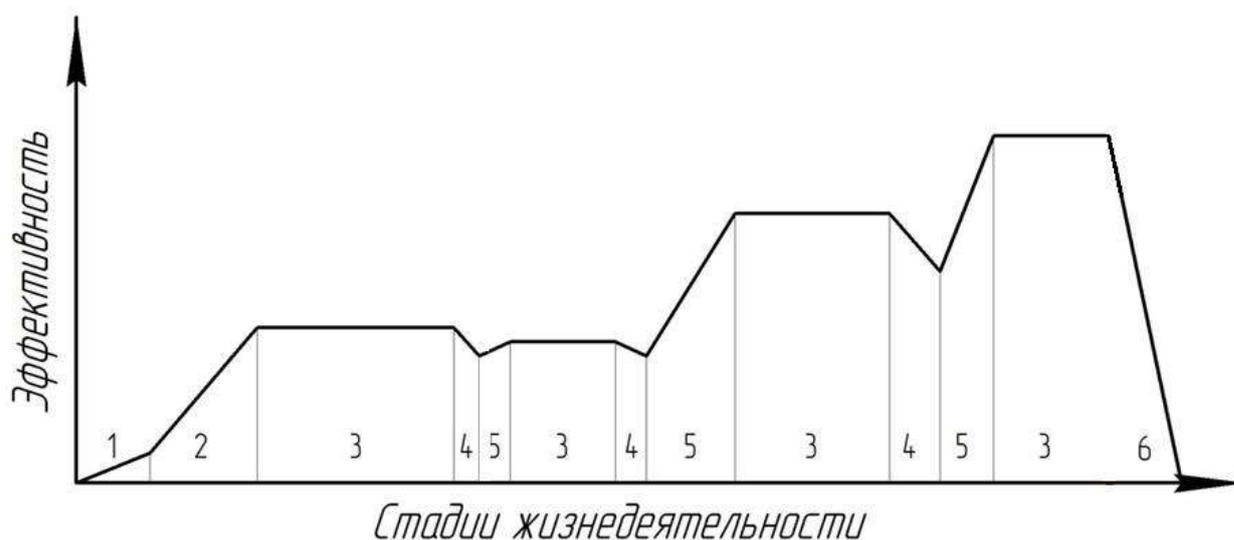


Рисунок 2.1 – Жизненные циклы и стадии развития горного предприятия (по К.И. Струкову): 1 – формирование; 2 – рост; 3 – стабилизация; 4 – падение; 5 – реструктуризация; 6 – ликвидация

Подземная разработка месторождений характеризуется поэтапным развитием и предусматривает на каждом из этапов вовлечение новых природно-техногенных запасов с учетом изменения технико-экономических условий при соблюдении интересов недропользователя и социально-экономических интересов региона. С целью учета изменяющихся горно-геологических, горнотехнических и технико-экономических условий эксплуатации месторождения необходимо пользоваться понятием ресурсного потенциала (ресурсной ценности) (рис. 2.2), который определяет уровень рентабельности запасов в ходе эксплуатации месторождения и порядок их отработки под влиянием внешних и внутренних факторов. К внутренним факторам относятся содержание полезного компонента, условия залегания, морфология рудных тел и степень подготовленности участка недр. К

внешним – стоимость полезного компонента, курс доллара, а также развитие техники и технологии.



Рисунок 2.2 – Схема формирования ресурсного потенциала запасов участка недр

Сохранение ресурсного потенциала запасов участка недр при доработке месторождения определяется последовательным выполнением следующих направлений горных работ, к которым относятся:

- разработка, совершенствование и адаптация систем разработки с целью снижения себестоимости добычи;
- определение порядка ввода запасов в эксплуатацию и их доли в производственной мощности при изменении содержания и стоимости полезного компонента для обеспечения заданной производственной мощности по конечному продукту;

- выбор и обоснование класса систем разработки для доработки запасов в зависимости от горно-геологических, геомеханических и горно-технических условий;

- разработка способов техногенного преобразования массива горных пород с заданными параметрами свойств и состояния с целью отработки запасов наиболее эффективными геотехнологиями.

Развитие данных направлений определяет новые принципы освоения рудных месторождений на этапе доработки запасов участка недр. К ним относятся:

- реструктуризация запасов в ходе эксплуатации месторождения;
- совместная отработка всех участков месторождения с последовательным вводом их в эксплуатацию;

- разработка способов и технологий техногенного преобразования массива горных пород с целью создания благоприятных горнотехнических характеристик массива для эффективного применения технологических процессов горных работ с заданными технико-экономическими показателями в существующих горно-геологических условиях;

- усреднение эксплуатационных затрат за счет определения порядка ввода участков в эксплуатацию и логистики их совместной отработки.

При этом на этапе доработки запасов их ресурсная ценность зависит от порядка отработки и от взаимного расположения отработанных и не отработанных участков.

В настоящем исследовании при определении условий и возможностей предварительного техногенного преобразования массива горных пород рассмотрены три варианта развития производства:

- традиционный – применяются существующие геотехнологии добычи;
- оптимальный – совершенствование и модернизация геотехнологии с целью сокращения издержек производственных процессов;

– прогрессивный – предварительное техногенное преобразование массива горных пород с целью создания заданных параметров изменения его свойств и состояния в ходе эксплуатации месторождения.

Прогрессивное развитие с учетом предварительного техногенного преобразования массива горных пород обеспечивает формирование ресурсной ценности запасов, обеспечивая комплексность и полноту освоения месторождения (рис. 2.3).

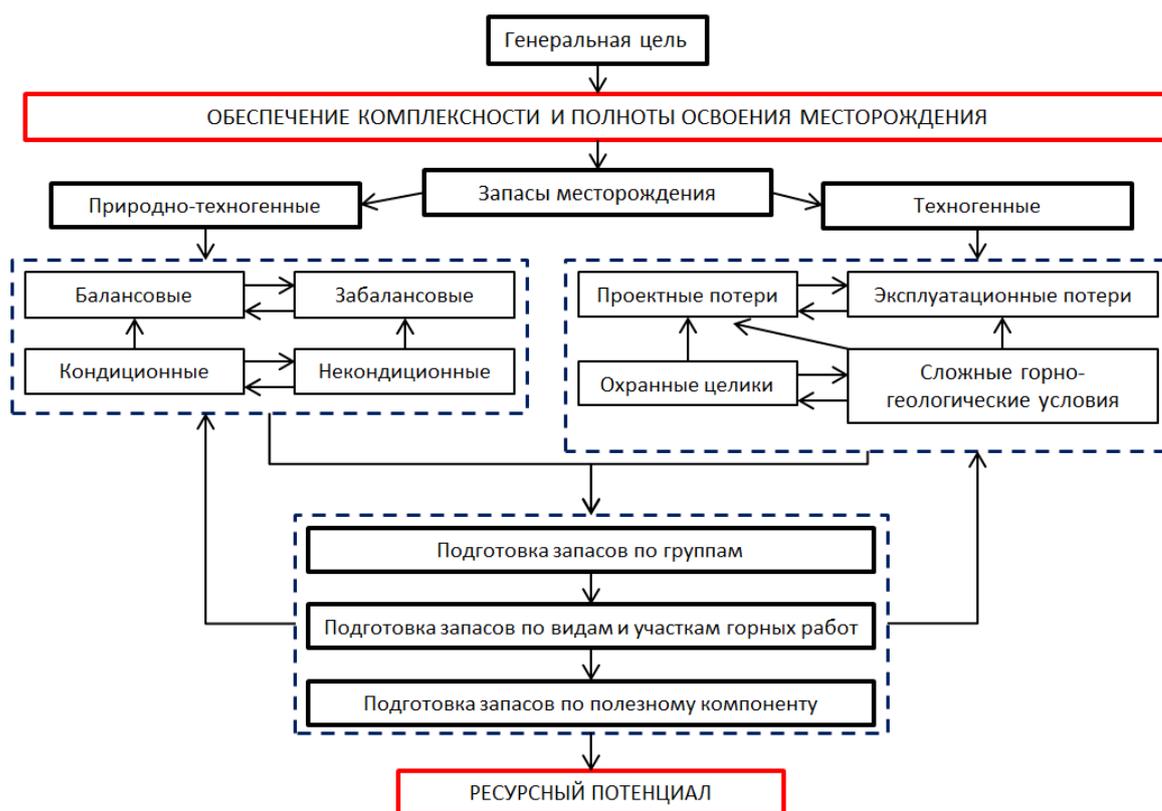


Рисунок 2.3 – Систематизация запасов в условиях прогрессивного развития производства при предварительном техногенном преобразовании массива горных пород

Согласно приведенной систематизации, запасы разрабатываемого участка недр можно разделить на три группы в зависимости от степени его техногенного преобразования, определяющие состояние, структуру, свойства и состав с учетом способа образования:

1. природный – естественный ненарушенный горными работами массив пород;
2. техногенный – сформированный после освоения участка недр;
3. природно-техногенный – формируемый в процессе эксплуатации месторождения.

Выбор и обоснование геотехнологии разработки для участков природных и техногенных массивов горных пород, учитывая их промышленную ценность, производится на основе естественных и сформированных геологических и горнотехнических условий в период освоения месторождения. Для природно-техногенной группы массивов определена возможность предварительного преобразования массива в ходе эксплуатации месторождения с формированием заданных состояний, структуры, свойств и состава массива горных пород. Запасы природно-техногенного участка недр по уровню ресурсного потенциала разделяются на группы:

1. балансовые (геологические), принятые в результате ТЭО кондиций;
2. балансовые, сформированные в результате эксплуатации месторождения;
3. забалансовые, приуроченные к балансовым, но не вошедшие в подсчет по технико-экономическим причинам;
4. забалансовые, отнесенные от балансовых в связи со сложными горно-геологическими и горнотехническими условиями;
5. кондиционные, сформированные для разработки другими геотехнологиями;
6. некондиционные, образованные в результате уточнения горно-геологических условий и пересмотра контуров.

Величина ресурсного потенциала участка недр позволяет определить порядок развития горных работ, устанавливающий последовательность ввода запасов в эксплуатацию и их объем, на основе отношения объема

капитальных и подготовительных работ к суммарной стоимости полезных компонентов во вновь вводимых запасах. В соответствии с группой запасов определяются возможности и способы их техногенного преобразования.

Так, например, изменение технологических свойств руд в процессе окисления определяет эффективность применения той или иной схемы переработки и зависят от степени окисления [82]. В связи с этим, необходимо определение границ отнесения руд к окисленным, смешанным или сульфидным (рис. 2.4). Авторы при определении характера окисления выделяют 3 типа руд:

- окисленные (степень окисления 85-90%);
- смешанные (степень окисления 30-85%);
- сульфидные (степень окисления до 30%).

Автор работы [4] справедливо полагает, что повышение ресурсной ценности запасов участка недр возможно только при сочетании физико-технических методов с физическими, химическими, биогидрометаллургическими и другими специальными геотехнологиями извлечения полезных компонентов из природных месторождений и техногенных образований. Такая возможность, в том числе по исследованиям зарубежных авторов [244], устанавливается по результатам системного анализа геологических, горнотехнических, гидрогеологических, геохимических условий, текстурно-структурных характеристик и вещественного состава вмещающих пород, руд и полезного ископаемого.

Находящиеся в недрах Земли минералы характеризуются определенными физическими свойствами, химическим составом и внутренним строением. При этом выбор метода добычи зависит от текстурно-структурных особенностей полезного ископаемого и вмещающих пород, которые связаны с размером, формой и взаимным расположением зерен, агрегатов и включений [247]. В связи с этим, для оценки параметров геотехнологий и показателей извлечения полезного компонента в работе [5]

представлена классификация физических свойств пород, за основу которой принята их реакция на внешние поля или воздействия, во взаимодействии с которыми проявляются конкретные свойства. В классификации выделяются следующие свойства пород: плотностные, механические, деформационные, акустические, реологические, горнотехнологические, тепловые, электромагнитные, магнитные, радиационные.

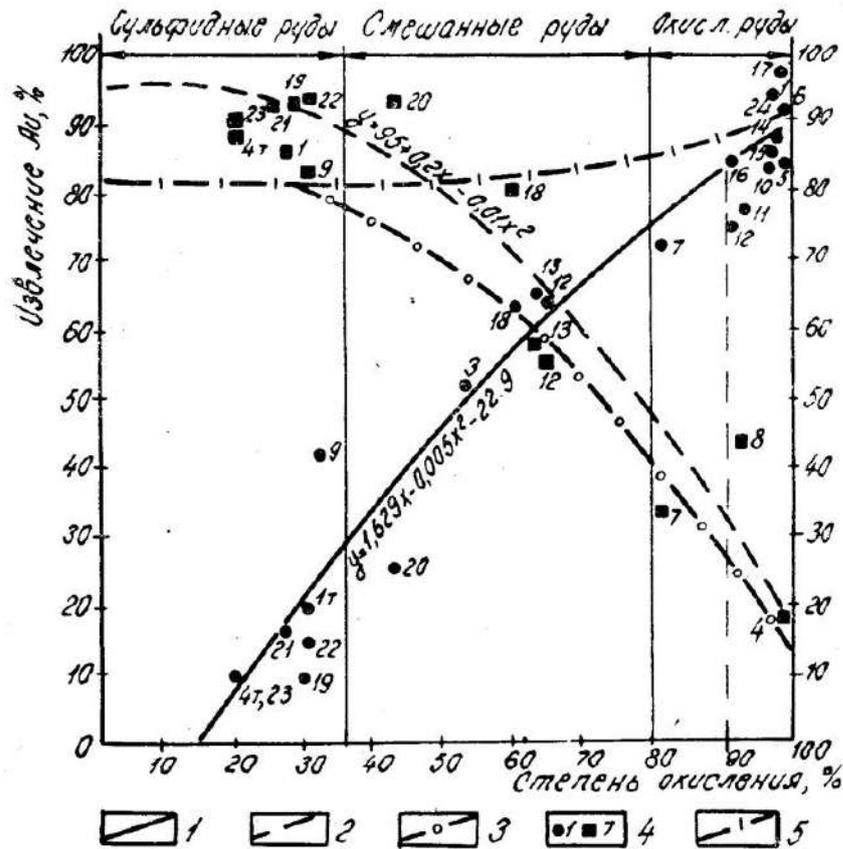


Рисунок 2.4 – График зависимости извлечения золота от степени окисления руд: 1,2 – кривые, характеризующие извлечение золота соответственно цианированием, флотацией; 3 – кривая, характеризующая сквозное извлечение золота по схеме: флотация, цианирование флотоконцентрата после обжига; 4 – номера исследовавшихся технологических проб; 5 – кривая извлечения золота по комбинированной схеме

Процессы ведения горных работ вносят необратимые изменения вышеперечисленных свойств, которые принимаются как исходные при

выборе и обосновании параметров геотехнологии. При этом не учитывается возможность целенаправленного изменения характеристик массива горных пород всего обрабатываемого участка недр. В настоящее время геотехнологии достигли высокого уровня и фактически способны не приспосабливаться к имеющимся условиям, а обеспечивать целенаправленное преобразование свойств массива горных пород с целью максимальной экономической эффективности, безопасности и высокой производительности горных работ при обеспечении полноты освоения недр. В ходе эксплуатации месторождения к изменяемым свойствам массива горных пород относятся: состояние, строение, свойства и состав. При этом способы воздействия на массив носят исключительно локальный характер на изменение свойств. На рис. 2.4 приведена систематизация свойств массива горных пород в взаимосвязи с факторами и условиями для определения возможности целенаправленного техногенного их преобразования.

Таблица 2.1 – Систематизация свойств массива горных пород

Свойство массива горных пород	Фактор	Условие/характеристика	Способ воздействия
Состояние	Глубина залегания/пространственное положение	Связное/несвязное	Разгрузка массива, Изменение направления и порядка ведения горных работ, Крепление, в том числе замораживание, тампонаж, инъецирование
		Обводненное/необводненное	
		Фазовое	
	Напряженность массива	Степень подготовленности к выемке	
		Естественное/нарушенное	
		Напряженно-деформированное	
Техногенные движения	Концентрация напряжений		
	Направление действие преобладающей компоненты напряжений		
	Вторичное НДС в техногенной зоне		
Строение	Число, размер и параметры залежи/взаимное расположение залежей (рудных тел)	Нарушенность	Уплотнение, тампонаж, крепление, увеличение удельного расхода взрывчатого вещества, замораживание/оттаивание, обводнение/осушение
		Подработанность массива	
	Строение залежи	Включение безрудных участков	
	Морфология: - рудоносность - характер контактов	Невыдержанная/малая мощность	

Свойство массива горных пород	Фактор	Условие/характеристика	Способ воздействия
Свойства	Физико-механические свойства горных пород	Геомеханические	Крепление, Интенсификация горных работ, Увеличение времени очистных работ, Формирование несущего слоя, замораживание/оттаивание, обводнение/осушение
	Свойства руды и вмещающих пород	Технологические	
	Применяемая геотехнология	Физико-химические	
Состав	Текстурно-структурные характеристики ПИ: - крупность - форма - распределение	Петрографический	Изменение параметров буровзрывных работ, Затопление/обводнение, Увеличение срока выпуска отбитой руды
		Минеральный	
		Гранулометрический	
		Содержание полезного компонента и вредных примесей	

2.2 Обоснование требований к техногенному преобразованию состояния массива горных пород при различных классах систем разработки

В настоящее время горное производство сталкивается с рядом современных проблем, требующих соответствующих решений. Связаны они с совокупным решением задач по повышению эффективности разработки месторождений в условиях постоянного истощения запасов и снижения содержания полезного компонента. Причем наиболее остро это проявляется при постоянном понижении горных работ, сопровождаемом изменением техногенного состояния массива горных пород. Техногенные изменения проявляются в ухудшении напряжено-деформированного состояния массива горных пород и их физико-механических свойств. В таких условиях выбор систем разработки и обоснование их параметров ведется, как правило, по опыту работы аналогичных месторождений. Ввиду отсутствия достаточного представления о поведении массива горных пород эффективность отработки месторождения резко падает.

Для рудных месторождений, находящихся в особо сложных условиях, как в целом, так и по отдельным рудным телам и выемочным блокам, характерны [99]:

- изменчивость мощности рудных тел в широком диапазоне от нескольких сантиметров до десятков метров и угла падения от 0 до 90°;
- сложная морфология залежей по падению и простиранию;
- прерывистость оруденения и крайне неравномерное распределение полезного компонента в объеме рудных тел;
- изменчивость устойчивости и физико-механических свойств руды и вмещающих пород;
- неравномерность и характер проявления горного давления;
- наличие разномасштабных тектонических нарушений;
- техногенные изменения в горном массиве (перераспределение поля напряжений, запасов полезного ископаемого и др.).

Совокупное действие факторов, таких как снижение товарной ценности запасов и понижение горизонта горных работ, приводит к поиску решений для эффективной отработки месторождения. Одним из таких решений представляется отказ от дорогостоящих и многостадийных камерных систем разработки с закладкой выработанного пространства и переход на системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород. Однако требуется определение области применения различных вариантов систем разработки как по горнотехническим, так и экономически целесообразным условиям.

Очевидно, что применение в границах одного месторождения или рудного тела различных классов систем разработки обусловлено:

- выделением в границах залежей руд нескольких сортов;
- неравномерностью распределения в рудах полезных компонентов;
- наличием охраняемых объектов;
- различной степенью устойчивости руд и налегающих пород на участках месторождения;
- широким диапазоном элементов залегания рудных тел.

Анализ условий формирования Уральских медноколчеданных месторождений показал [119], что месторождения представляют собой одно

рудное тело или систему тел. Залежи формируются над рудоподводящими каналами с четко выраженными (для месторождений I-IV групп) закономерностями распределения основных полезных компонентов: от лежачего бока к висячему отмечается переход от бедных медью и цинком пиритовых руд к богатым медным, медно-цинковым и цинковым рудам. По простиранию залежей – повышенное содержание меди приурочено к центральной части рудного тела, максимальное содержание цинка отмечается на флангах рудных тел. Распределение полезных компонентов вкrest простирания пологих залежей и по падению крутопадающих залежей не координируется.

В результате проведенного анализа горно-геологических условий медноколчеданных месторождений установлено, что от лежачего к висячему боку залежи текстурных разновидностей руд сменяются в следующей последовательности: прожилково-вкрапленные; сплошные, среди которых выделяются слоистые, колломорфные, равномернозернистые и неравномернозернистые (рис. 2.5). Такая направленность в смене текстурных особенностей руд от лежачего к висячему боку залежи прослеживается по всем разрезам вкrest простирания залежи.

Вместе с тем, анализ результатов работы [148] показал, что руды различной текстуры обладают и значительной разницей в прочностных и деформационных свойствах. Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова для руд различной текстуры изменяется в пределах $f=7\div 10$. Наиболее упругими являются руды сплошной текстуры: неравномернозернистые и равномернозернистые (модуль упругости до $E=41,63\cdot 10^4$ МПа при коэффициенте Пуассона менее $\mu=0,2$.) Руда с колломорфной и слоистой структурой характеризуется модулем упругости $E = 10-15\cdot 10^4$ МПа, при $\mu=0,2-0,3$. Вкрапленная медно-цинковая руда обнаруживает невысокую упругость $E=4,47\cdot 10^4$ МПа при коэффициенте Пуассона $\mu= 0,3-0,4$ (рис. 2.6, 2.7).

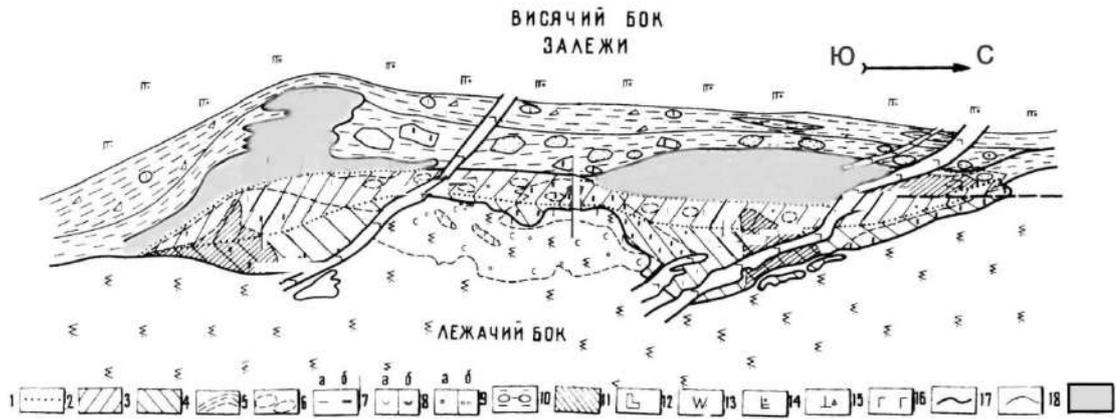


Рисунок 2.5 – Схема размещения тектурных и минеральных типов руд (на примере Учалинского месторождения): 1-5 – тектурные типы руд: 1- колломорфные, 2 - мелкозернистые, 3 - среднезернистые, 4 - слоистые, 5 - брекчиевидные; 6 - прожилки халькопиритовые редкие (а) и частые (б); 7- вкрапленность халькопирита редкая (а) и частая (б); 8 - гнезда сфалерита редкие (а) и частые (б); 9 - рудокласты; 10 - текстуры брекчиевые и брекчиевидные в сфалеритовом цементе; 11 -прожилки кварц-баритовые с полисульфидной минерализацией; 12 -хлорит-серицит-кварцевые метасоматиты; 13 - туфы и лавы базальтов; 14 - вулканомиктовые породы; 15 - габбро-диориты; 16 - контур рудного тела; 17 - границы литологические; 18 - текстуры зернистые и колломорфные

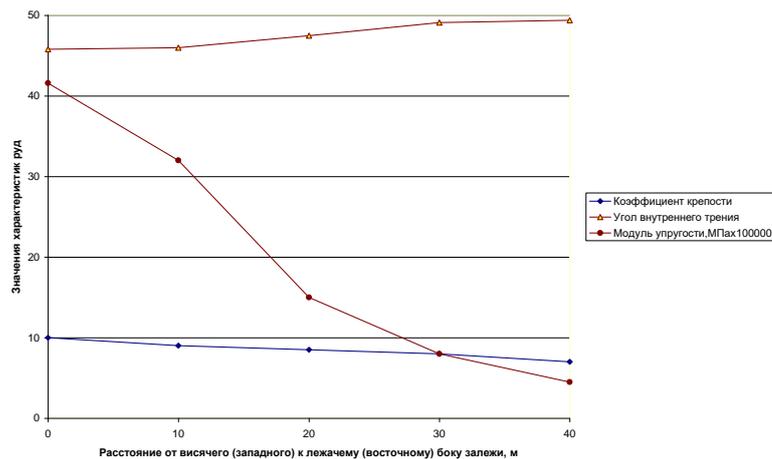


Рисунок 2.6 – Графики зависимости коэффициента крепости, угла внутреннего трения и модуля упругости руд от расстояния от висячего к лежащему боку залежи

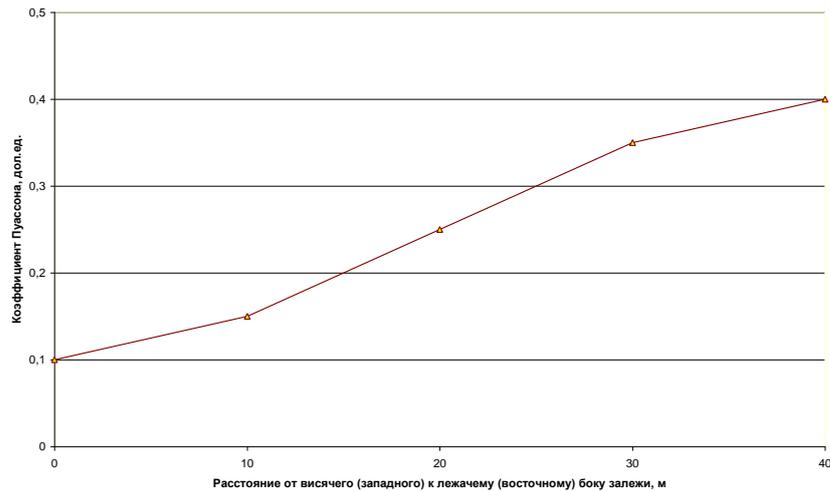


Рисунок 2.7 – График зависимости коэффициента Пуассона от расстояния от висячего к лежащему боку залежи

Таким образом, прочность руд медно-колчеданного месторождения от висячего к лежащему боку снижается на 30%, способность к поперечным деформациям повышается в 3-4 раза, модуль упругости снижается на порядок, также снижается содержание меди и цинка.

Выявленная взаимосвязь минералогического состава, текстуры, прочностных и деформационных свойств руд для условий Учалинского месторождения, при установленных общих закономерностях генезиса и распределения минералогического состава на медноколчеданных месторождениях, позволяет считать взаимосвязь состава, строения и свойств характерной в целом для медноколчеданных рудных тел групп I-IV по классификации И.Б. Серавкина.

Очевидно, что наличие вкрапленных и блеклых руд, присутствующих в подошвах залежей, создает благоприятные условия для применения на данных участках высокопроизводительных и низкочатратных систем подземной разработки с естественным поддержанием очистного пространства и этажного (подэтажного) обрушения.

Таким образом, методологический подход к определению ценности запасов при техногенном преобразовании массива горных пород участка

недр предусматривает оценку стоимости этих запасов, изменяющуюся в процессе добычи полезных ископаемых при обеспечении заданных потребительских свойств на определенный момент времени. При этом совокупное использование природных и природно-техногенных георесурсов предусматривает использование всего объема массива горных пород осваиваемого участка недр в рамках технологических процессов подземных горных работ.

2.3 Систематизация технологических решений по преобразованию свойств массива горных пород в процессе эксплуатации месторождения

Результаты анализа ранее выполненных исследований в развитии представлений об управляемом техногенном преобразовании массива горных пород позволили определить взаимовлияние способов и технологий управляемого техногенного преобразования массива горных пород при осуществлении принципа комплексности и полноты освоения недр (рис. 2.8). Определена взаимосвязь изменяемых характеристик и направлений техногенного преобразования. Согласно исследованиям, техногенное преобразование массива горных пород происходит в течении всего периода разработки месторождения. Согласно идее работы, любое техногенное преобразование массива горных пород необходимо использовать для повышения эффективности освоения месторождения.

На основе этого разработана систематизация способов техногенного преобразования массива горных пород (табл. 2.1.) В зависимости от условий преобразований и группы запасов, в соответствии с изменяемой характеристикой массива способы и технологии разделены на группы, определяющие классификационный признак.

Установлено, что преобразование одной характеристики массива неизбежно приводит к частичному изменению других с определенной долей.

Моделирование процесса изменения в состоянии «как есть» невозможно. В этом случае целесообразно использовать декомпозицию задачи – выделить в структуре техногенного преобразования subprocesses, представляющие собой процессы преобразования или дифференциации массива горных пород. Subprocesses, как менее сложные объекты, уже поддаются классификации. Классификационными признаками в этом случае являются способ воздействия и характер воздействия.

2.4. Обоснование программы-методики исследования изменения свойств массива горных пород при предварительном техногенном преобразовании

Разработка месторождений связана с большими затратами на отделение и отбойку руды от массива, транспортирование и переработку. Решением проблемы, по мнению автора [6], является применение горнотехнических систем, ориентированных на полный цикл процессов добычи и переработки и обеспечивающих повышение геопотенциала недр.

В настоящее время при оценке полноты и эффективности комплексного освоения недр применяют показатель полноты использования ресурсов недр ($K_{\text{КОН}}$) и затраченных в процессе их освоения трудовых и материальных ресурсов:

$$K_{\text{КОН}} = \frac{\sum_{i=1}^N V_i^{\text{извлеченный компонент}}}{\sum_{j=1}^M V_j^{\text{ресурс}}}, \quad (2.1)$$

где $V_i^{\text{извлеченный компонент}}$ – объем извлеченных i -х полезных компонентов в денежном эквиваленте; $V_j^{\text{ресурс}}$ – объем участвующих в процессе освоения запасов полезных ископаемых трудовых и материальных j -х ресурсов в денежном эквиваленте.

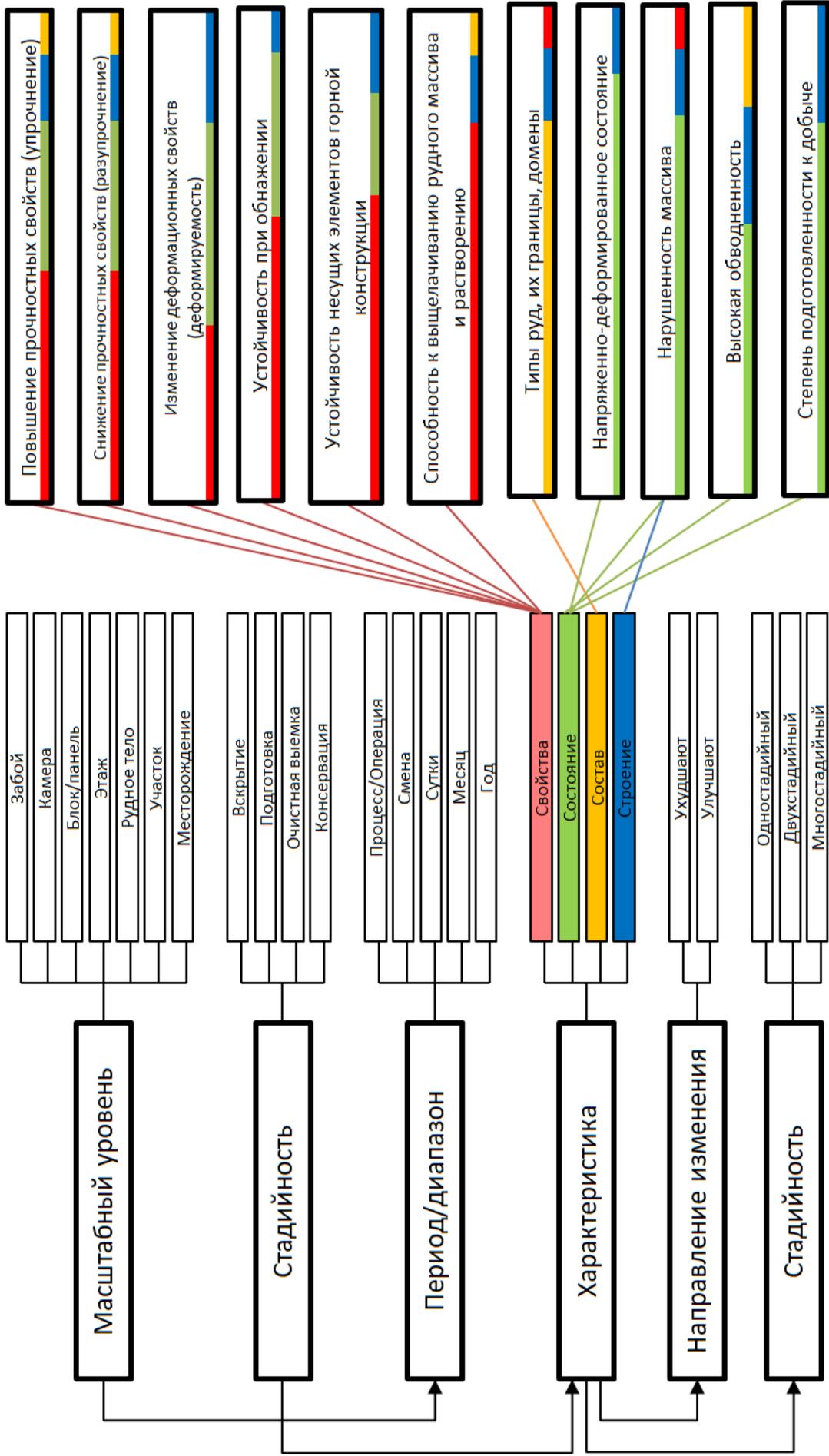


Рисунок 2.8 – Взаимосвязь способов техногенного преобразования

Таблица 2.1 – Систематизация способов техногенного преобразования массива горных пород по изменяемой характеристике

Технологический процесс	Вид (направление) преобразования	Параметр изменения	Объект и условия применения	Способ преобразования
Инъектирование	Повышение прочностных свойств (упрочнение)	Глубина проникновения раствора, нормативная прочность	Неустойчивые, трещиноватые скальные руды и породы Обводненные породы Породный закладочный массив	Преобразование геомеханических свойств массива участка недр
Тросовое крепление		Расстояние между тросами, длина и диаметр троса, степень натяжения		
Замораживание		Температура и время заморозки, размер зоны замораживания		
Гидроразрыв	Снижение прочностных свойств (разупрочнение)	Давление, расположение шпуров	Прочные скальные малотрещиноватые массивы руд Глубины разработки превышают критические	
Применение ПАВ		Количество		
Управление деформационными свойствами за счет наведения трещиноватости, создание полостей	Изменение деформационных свойств (деформируемость)	Удельный расход ВВ, длина перебура		
Крепление	Устойчивость при обнажении	Вид крепления	Участки месторождения с неустойчивыми рудами	Преобразование технологических свойств рудного
Изменение параметров				

Технологический процесс	Вид (направление) преобразования	Параметр изменения	Объект и условия применения	Способ преобразования
Изменение свойств и нарушенности		Размер обнажения, направление развития горных работ		массива
Варьирование параметрами Изменение свойств	Устойчивость несущих элементов горной конструкции		Целики, массивы руд, находящиеся в нарушенном состоянии	
Изменение фильтрационных свойств массива	Способность к выщелачиванию рудного массива и растворению		Массивы руд, пригодные к разработке методом выщелачивания и соляные	
Региональные и локальные методы разгрузки. Технологические методы: формой и размерами сечения, направлением и порядком выемки, обрушение, крепление	Напряженно-деформированное	Количество и расположение разгрузочных скважин и шпуров	Месторождения: удароопасные, в гористой местности, на большой глубине, в зонах тектонического давления	Преобразование состояния массива участка месторождения

Технологический процесс	Вид (направление) преобразования	Параметр изменения	Объект и условия применения	Способ преобразования
Мероприятия, снижающие нарушенность: омоналичивание, замораживание, уплотнение	Нарушенность массива	Глубина проникновения раствора, нормативная прочность	Участки сильно нарушенных руд и пород	
Мероприятия, повышающие нарушенность: взрывание, нагнетание воды, подсечка		Удельный расход ВВ	Участки высокопрочных монолитных руд и пород	
Осушение. Перевод в другое фазовое состояние - замораживание	Высокая обводненность	Время осушения и замораживания, размер участка	Участки месторождения: пльвуны, имеющие напорные воды, водоносные горизонты	
Проведение выработок, повышающих степень подготовленности к добыче	Степень подготовленности к добыче	Отношение объемов подготовленных запасов к выемке	Некондиционные руды, забалансовые запасы	

На момент постановки запасов на баланс должна быть произведена количественно-качественная оценка участка недр (рис. 2.9), которую необходимо использовать для определения эффективности процессов техногенного преобразования в процессе подземной разработки месторождения.

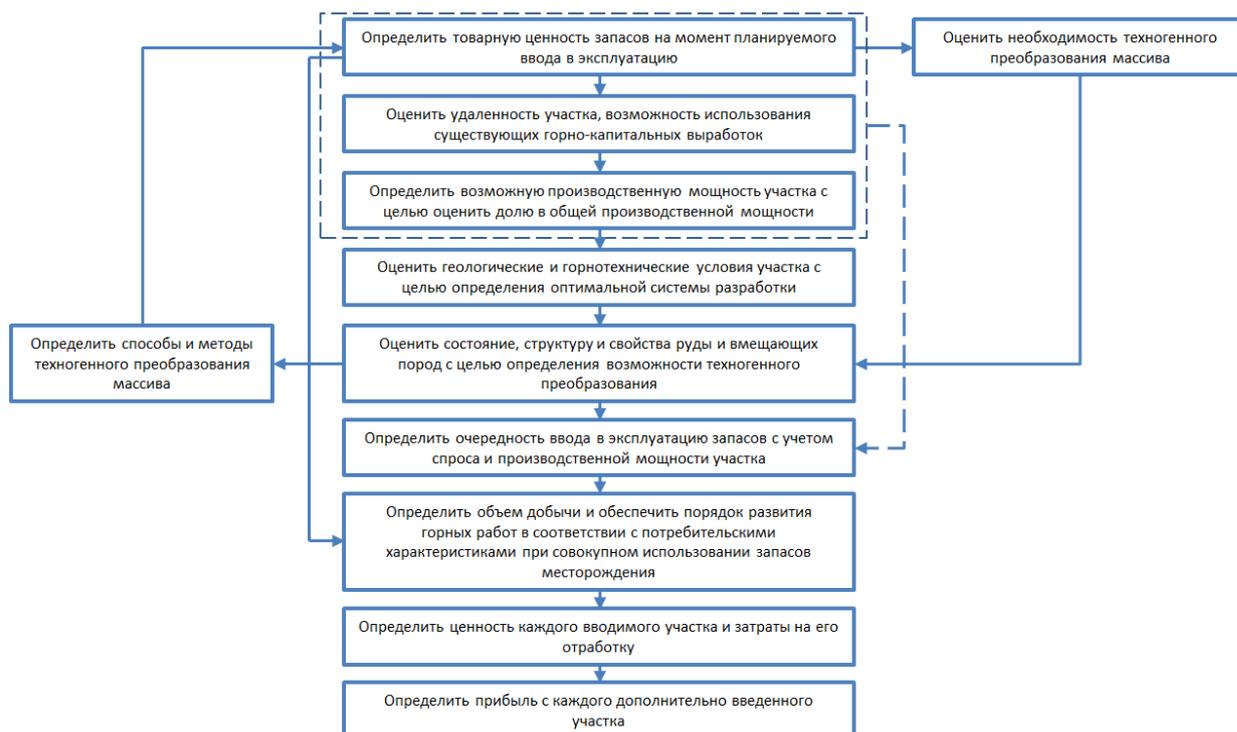


Рисунок 2.9 – Количественно-качественная оценка участка недр при техногенном преобразовании

В работе предлагается дополнительно учитывать затраты на технические решения и мероприятия по подготовке, формированию и использованию запасов, вмещающий массив которых предварительно преобразован с заданными потребительскими характеристиками, а также доход от эксплуатации введенных запасов.

Обоснование параметров и метода техногенного преобразования осуществляется согласно системе целевых функций с учетом эффекта добавленной стоимости (рис. 2.10), дополнительных затрат на техногенное

преобразование с учетом затрачиваемого времени в соответствии с конструктивными и технологическими особенностями участка недр.

Показатель «добавленная стоимость» относится к одному из терминов и базовых критериев, используемых как в мировой, так и в отечественной практике. Добавленная стоимость формируется следующим образом: если из стоимости произведенной продукции за определенный период времени (включая увеличение запасов готовой продукции и незавершенное производство) вычесть стоимость потребленных материальных средств производства (сырья, материалов, энергии и других затрат, приравненных к материальным), то получится стоимость, которую действительно добавили к стоимости потребленных материалов [17,221,234].

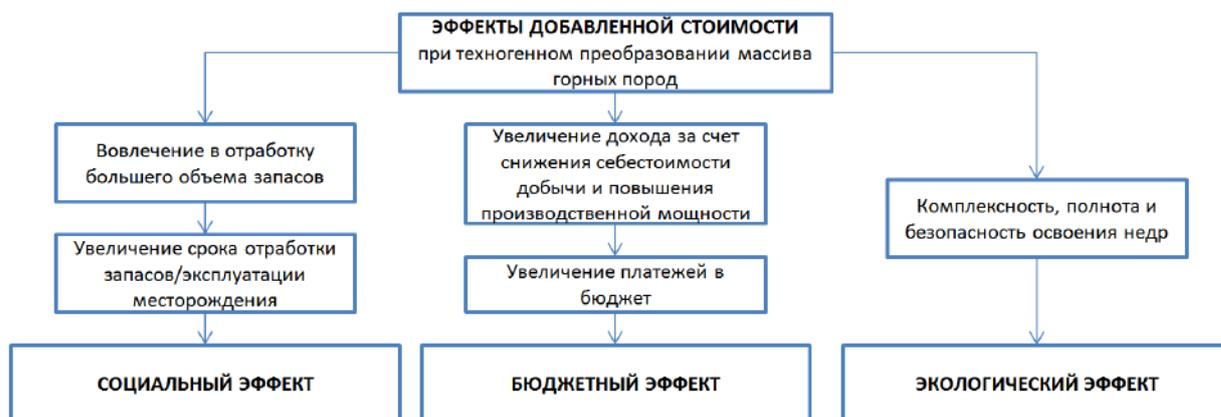


Рисунок 2.10 – Системное представление эффективности добавленной стоимости при техногенном преобразовании массива горных пород

Структура затрат, формируемая по четырем элементам затрат в соответствии с налоговым кодексом РФ (25 глава), включает: расходы на оплату труда (с учетом социальных взносов во внебюджетные фонды), материальные затраты, амортизацию и прочие расходы. Исключение материальных расходов из их общей суммы формирует добавленную стоимость. Это означает, что все работы по целенаправленному формированию карьеров и отвалов в качестве ликвидной продукции, а также при переработке отвалов вскрышных пород, хвостохранилищ и других

отходов горно-перерабатывающего предприятия добавляют стоимость продукции. Величина добавленной стоимости свидетельствует о масштабах деятельности как самого предприятия, так и региона, в котором оно функционирует. Масштаб деятельности (эффект масштаба) предприятия учитывает и вклад в национальное богатство [2].

Особую значимость имеют добавленные расходы на оплату труда персонала, вовлеченного в работы по подготовке к размещению и переработке промышленных отходов, а также на формирование и эксплуатацию сооружений, созданных на базе горнодобывающего предприятия в процессе добычи полезных ископаемых.

Эффект проявляется в создании дополнительных рабочих мест и формировании заработной платы на этих вновь созданных дополнительных рабочих местах. При этом частично, в зависимости от региона, или полностью решаются проблемы безработицы на территории разработки месторождения. Повышается платежеспособность населения данной территории и, соответственно, деловая активность региона. Дополнительно к перечисленным преимуществам добавляется и бюджетная эффективность:

- пополняются бюджеты за счет увеличения налога на прибыль при увеличении объемов выпускаемой продукции и оказываемых услуг;
- пополняются внебюджетные фонды за счет увеличения социальных взносов на начисленную добавленную заработную плату;
- пополняются бюджеты за счет увеличения налога на доходы физических лиц (НДФЛ) на добавленную заработную плату.

Техногенное преобразование массива горных пород предусматривает расширение функций технологических процессов подземных горных работ на различных масштабных уровнях и на всех этапах эксплуатации месторождения.

При этом формируется добавленная стоимость в последовательном продолжении основного производственного процесса по добыче,

транспортировке, переработке продуктов добычи и полном использовании всех пород горного производства. Именно при таких «законченных производственных процессах» реализуется концепция полноты и комплексности освоения недр при подземной разработке рудных месторождений, позволяющая компенсировать влияние негативных факторов, возникающих на всех этапах ведения добычных работ (рис. 2.11).

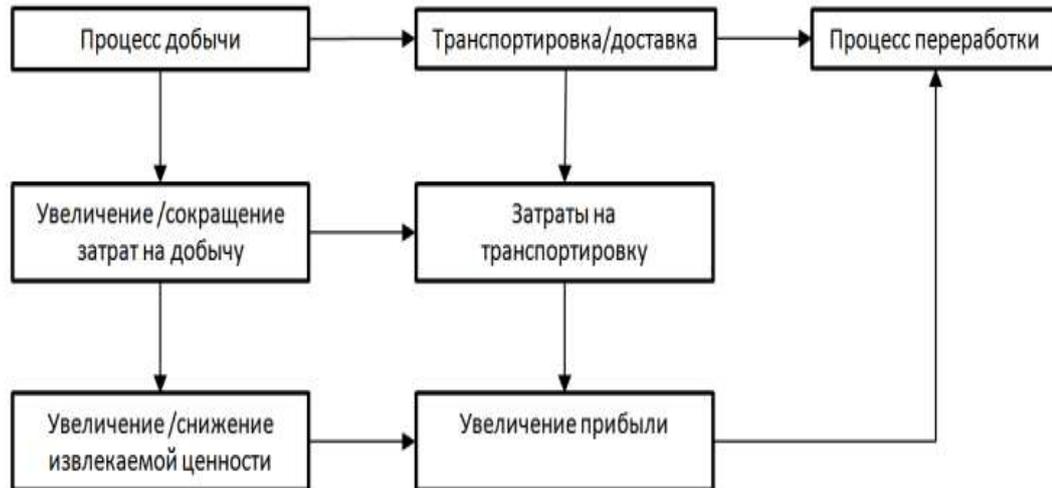


Рисунок 2.11 – Предлагаемый вариант процессного подхода к системе взглядов на комплексное использование техногенных георесурсов

В соответствии с разработанной систематизацией способов техногенного преобразования, а также со схемой формирования добавленной стоимости определение суммарной эффективности освоения участка недр Земли предлагается определять по формуле:

$$ДС = \sum_{i=1}^N (J_i^{\text{преобр}} - Z_i^{\text{преобр}} - Z_i), \quad (2.1)$$

где $J_i^{\text{преобр}}$ – доход, полученный от вовлечения запасов, находящихся в особо сложных условиях, в эксплуатацию, руб.; $Z_i^{\text{преобр}}$ – затраты на техногенное преобразование массива горных пород, руб.; Z_i – затраты на очистную выемку запасов, руб.

По мнению авторов работы [22], стратегия освоения рудных месторождений на современном этапе развития горного дела должна

включать в себя комплекс последовательных взаимосвязанных мероприятий, учитывающих специфические условия разработки месторождений, особенности развития горно-металлургического комплекса региона, необходимость выполнения экономических и геоэкологических требований.

Выводы по главе 2

1. Высокую степень резерва обеспечивают забалансовые запасы с последующим их переводом в балансовые при создании благоприятных горнотехнических условий для их доработки. Количество забалансовых запасов в общем объеме запасов месторождения составляет от 20 до 140%.

2. Обоснование параметров подземных горных работ основано лишь на оценке существующих горно-геологических и горнотехнических условий на данный момент времени и не учитывает возможность целенаправленного техногенного преобразования участка недр. Под техногенным преобразованием участка недр понимается изменение состояния, строения, свойств и состава массива горных пород, а также степени подготовленности запасов на каждом этапе освоения месторождения, что обеспечивает эффективную доработку рудных месторождений. При этом реализация данного направления позволяет снизить затраты на добычу руд низкого качества и, как следствие, обеспечить полноту и комплексность освоения участка недр.

3. Установлено, что выбор и обоснование технологии разработки для участков природных и техногенных массивов горных пород, учитывая их промышленную ценность, производится на основе естественных и сформированных геологических и горнотехнических условий в период освоения месторождения. Для природно-техногенной группы массивов определена возможность целенаправленного преобразования массива на каждом этапе разработки и эксплуатации месторождения с формированием заданных состояния, структуры, свойств и состава массива горных пород.

4. Обосновано, что ценность и технология отработки запасов определяют последовательность и объем ввода их в эксплуатацию для обеспечения заданной производственной мощности подземного рудника. В соответствии с группой запасов определены направления изменения и способы их техногенного преобразования. Результаты исследования представлены в виде разработанной систематизации способов техногенного преобразования массива горных пород.

5. Направленное техногенное преобразование массива горных пород сопровождается реструктуризацией запасов по периодам вскрытия, подготовки и очистной выемки с целью актуализации их ресурсного потенциала и определения порядка и времени ввода в эксплуатацию в условиях колебания цен и изменчивости содержания металла в руде. В связи с этим, определена возможность пересмотра кондиций на минеральное сырье и корректировки параметров систем разработки, что позволит повысить эффективность добычи.

3 ИССЛЕДОВАНИЕ ИЗМЕНЕНИЯ СВОЙСТВ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ТЕХНОГЕННОМ ПРЕОБРАЗОВАНИИ В ХОДЕ ЭКСПЛУАТАЦИИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

3.1 Исследование влияния подземной геотехнологии на изменение состояния массива горных пород

Геомеханическое состояние массива горных пород, главным образом, определяет выбор и обоснование параметров геотехнологии, обеспечивая эффективность и безопасность разработки рудных месторождений подземным способом. Значительная изменчивость данных характеристик массива обуславливает изменение в широком диапазоне конструктивных

параметров систем разработки, а, следовательно, технико-экономических показателей технологии.

Так, в работе [69] обоснование выбора и определение параметров геотехнологии добычи руд определяется с учетом формализованного представления массивов горных пород по виду напряженно-деформированного состояния в зависимости от геолого-структурного строения месторождений. При этом отмечено, что каждому типу геолого-тектонических структур соответствует определенный вид напряженно-деформированного состояния массива горных пород. Совокупность двух факторов – тип строения и вид состояния массива – определяет выбор геотехнологии разработки участка недр. В относительно простых горно-геологических и горнотехнических условиях выемки рудных залежей могут применяться все известные классы системы разработки. При осложнении горно-геологических условий растет необходимость применения систем разработки различных классов с образованием областей их взаимного влияния на строение и состояние массива горных пород. Данное обстоятельство обуславливает возможность эффективного сочетания способов поддержания очистного пространства путем направленного управления состоянием и строением массива при разработке запасов с широким диапазоном изменения содержания полезного компонента по площади залежи.

Комплексное влияние геологических и геомеханических факторов определяет выбор класса систем подземной разработки месторождения и параметры их конструктивных элементов [16]. К ним относятся: морфология рудных тел (угол падения, мощность, форма залегания); прочностная и деформационная характеристики руд и вмещающих пород; структурно-тектонические особенности рудных тел и породных массивов; параметры тензора напряжений в массиве; глубина залегания рудных тел. При конструировании систем разработки необходимо учитывать геомеханический

режим нагружения горных пород: жесткий (статический), при котором подработанный массив не обрушен и находится в устойчивом состоянии на оставленных целиках и крепи; мягкий (динамический), при котором подработанный массив характеризуется активным процессом сдвижения пород с формированием зоны опорного давления в массиве и краевых частях рудной залежи. Согласно концепции техногенного преобразования участка недр, за счет изменения характеристик конструктивных элементов систем разработки обеспечивается требуемое преобразование геомеханического состояния горного массива.

При выборе и обосновании систем разработки автором работы [166] предложено учитывать фактор техногенного воздействия на природную среду, а также предложена соответствующая классификация систем подземной разработки. Наименьшее воздействие на состояние массива участка недр достигается применением технологий с закладкой выработанного пространства, что обеспечивает благоприятные условия для ведения горных работ. Однако их применение ограничивается высоким уровнем эксплуатационных затрат.

Необходимо отметить факт об изменении во времени напряженно-деформированного состояния массивов горных пород [186], что усиливается при ведении горных работ. В условиях переменного напряженно-деформированного состояния массив горных пород подвергается вторичному структурированию. Это обуславливает взаимосвязь геомеханического состояния и структурного строения массива горных пород (рис. 3.1).

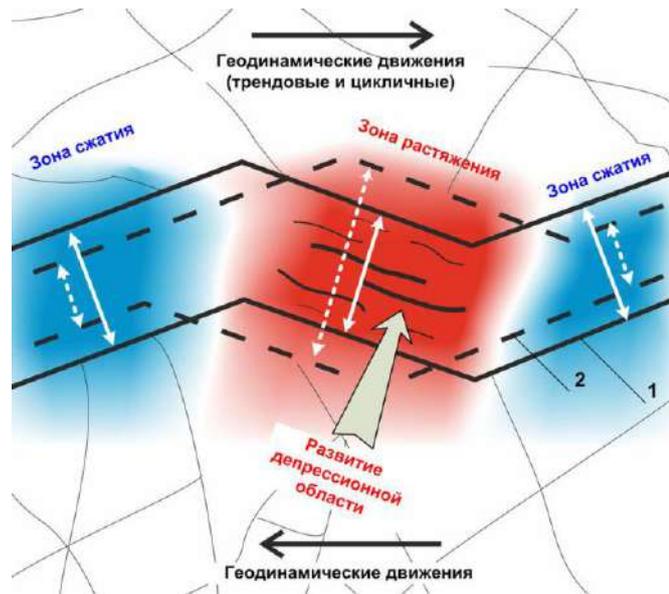


Рисунок 3.1 – Взаимосвязь напряженно-деформированного состояния и структурного строения массива горных пород (по А.Д. Сашурину)

В процессе эксплуатации месторождения вследствие деформирования и разрушения породных массивов происходит перераспределение полей напряжений и деформаций [10]. При этом преобразование напряженно-деформированного состояния горных массивов обуславливается высокой изменчивостью их физических и химических свойств, которую осложняет блочность структурного строения горного массива. Эта взаимосвязь определяется пространственными и временными масштабами рассматриваемого участка недр.

В практике подземной разработки достаточно примеров пересмотра проектных решений в процессе эксплуатации месторождений в части изменения систем разработки или их конструктивных параметров. Такие решения связаны с неподтверждением запасов, изменением контуров рудных тел, снижением содержания полезного компонента, а также с уточнением горно-геологических и горнотехнических условий отработки в процессе детальной эксплуатационной разведки.

Так, в процессе отработки Таштагольского и Шерегешевского месторождений системами разработки с обрушением руды и вмещающих

пород выявлены особенности преобразования геомеханического состояния массива горных пород [53], на которое оказывает большое влияние объемы выработанного пространства, масштабы очистных работ, очередность ввода в эксплуатацию блоков и взрывные работы. В связи с этим, были пересмотрены проектные решения, сущность которых заключалась в изменении систем разработки на камерные и в обосновании конструктивных параметров, в том числе порядка отработки, обеспечивающих стабильное напряжено-деформированное состояние массива горных пород.

В работе [192] сделаны выводы об условиях применения систем разработки с закладкой в различных горно-геологических условиях, где в массиве с категорией «неудароопасно» и крутого падения рудных залежей следует отдавать предпочтение системам разработки с обрушением руды и вмещающими породами.

На Соколовском месторождении [11], в связи с риском аварийных прорывов воды и грязевых масс в подземные выработки при отработке запасов системой этажного принудительного обрушения, в процессе эксплуатации предложена двухстадийная система разработки этажного принудительного обрушения с отбойкой руды на компенсационные камеры.

Результаты работы [115] показали возможность применения систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород для выемки руд средней ценности под охраняемыми объектами. Такие выводы сделаны на основе результатов масштабных геомеханических исследований и анализа медноколчеданных месторождений, имеющих особенность неоднородности строения массива горных пород.

В связи с возникновением необходимости изменения геотехнологии в процессе эксплуатации месторождения разработан адаптивный вариант системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород, позволяющий производить переход от одного класса систем разработки к другому, не изменяя способ и схему подготовительно-нарезных работ (см. раздел 5.1).

Проблема изменения способа поддержания очистного пространства рассмотрена на примере участка I залежи Камаганского месторождения. Переход на систему разработки с обрушением здесь ограничен восходящим порядком выемки запасов. Согласно проекту, Камаганское месторождение отрабатывается этажно-камерной системой разработки с закладкой выработанного пространства. Данной системой разработки отрабатывается более 90% всех запасов месторождения. Остальные запасы, менее 10 %, отрабатываются вариантом подэтажно-камерной системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород, принятой в основном для отработки барьерных целиков между открытыми и подземными горными работами.

Детальная эксплуатационная разведка показала значительное несоответствие запасов, поставленных на баланс согласно технико-экономическому обоснованию кондиций. Несоответствие заключается не только в подсчете объемов геологических запасов, но и в параметрах залегания рудных тел. В частности, произошло уменьшение мощности и увеличение угла падения рудных тел, а также снижение содержания полезного компонента.

Так, проведенные детальные геологоразведочные работы показали, что углы падения рудных тел, в частности № 16, 17, не соответствуют показателю, ранее утвержденному Государственной комиссией по запасам, и составляют от 40 до 70 град. В связи с этим, геологической службой рудника пересмотрены и уточнены контуры рудных тел.

Изменение горно-геологических условий залегания рудных тел привело к отсутствию возможности подачи закладки в выработанное пространство камер. В связи с этим, рассмотрена возможность частичной отработки рудных тел № 16 и 17 системой разработки с обрушением руды и вмещающих пород.

При переходе с одного способа поддержания выработанного пространства на другой необходима оценка устойчивости и расчет

деформаций подрабатываемого массива горных пород с учетом их техногенного преобразования в процессе ведения очистных работ. Исследованию были подвергнуты камеры рудных тел № 16 и 17 (К 16/1-120, К 16/1-140, К 17/1-140, К 17/2-140, К 17/3-140), планируемые к очистной выемке системой разработки подэтажного обрушения руды и вмещающих пород. Расположение камер на планах горизонтов представлено на рис. 3.2.

Оценка степени подработки вышележащего массива горных пород при очистной выемке производилась согласно нормативным методикам, по которым земная поверхность сохраняет устойчивое состояние, если:

$$H' > H'_p = K_1 l_3, \quad (2.3)$$

где H' – фактическая глубина верхней границы выработанного пространства от границы рыхлых отложений, м; H'_p – расчетная глубина верхней границы выработанного пространства от границы рыхлых отложений, обеспечивающая устойчивое состояние земной поверхности, м; K_1 – коэффициент, учитывающий прочностные свойства пород (для условий расчета принимается равным 2,6); l_3 – эквивалентный пролет, м.

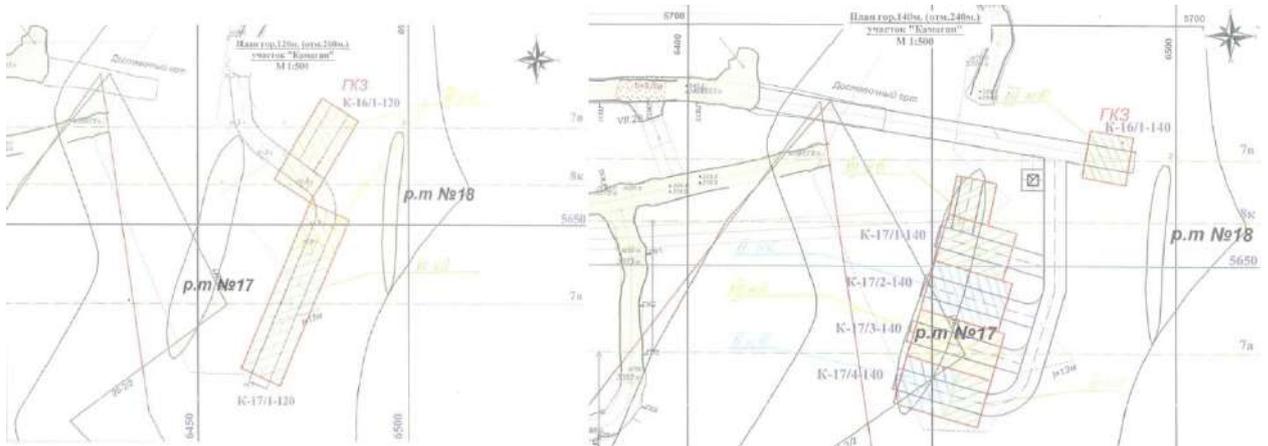


Рисунок 3.2 – Расположение камер на рабочих горизонтах

Расчет устойчивости земной поверхности при отработке рудных тел приведен в табл. 3.1.

Таблица 3.1 – Оценка устойчивости земной поверхности при отработке рудных тел 16 и 17

Горизонт	№ р.т.	№ камеры	H'	L	l'	lэ	H'p	H'p (накоп)	Степень устойчивости
120	16	К 16/1-120	100	25	11	10,0 7	26, 2	26,2	устойчивое
140	16	К 16/1-140	100	10	9	6,7	17, 4	43,6	устойчивое
140	17	К 17/1-140	115	18	19	13,1	34, 0	43,6	устойчивое
140	17	К 17/2-140	115	16, 5	10	8,6	22, 2	65,8	устойчивое
140	17	К 17/3-140	115	18	10	8,7	22, 7	88,5	устойчивое

Согласно табл. 3.1, при отработке камер рудных тел № 16 и 17 системами разработки с обрушением руды и вмещающих пород расчетная глубина, обеспечивающая устойчивое состояние земной поверхности, составляет 26,2 м для рудного тела 16 и 88,5 м – для рудного тела 17 накопленным эффектом. При этом над выработанным пространством образуются зоны обрушения и зоны возможных деформаций.

Наличие запасов выше исследуемых рудных тел предопределяет необходимость оценки размеров этих зон. Для этого на характерных разрезах графическими построениями были определены расчетные зоны обрушения и зоны возможных деформаций. Зона обрушения налегающих пород по вертикальным разрезам не превышает 20,5 м в центральной части мульды обрушения. Графические построения исследуемых зон приведены на рис. 3.3.

Анализ графических материалов показал, что в зону сдвижения от очистных работ рудных тел № 16 и 17 системой разработки подэтажного обрушения попадает часть рудного тела № 15, находящаяся на расстоянии 15 м. При этом зона обрушения не затрагивает массив горных пород рудного тела № 15 (рис. 3.4).

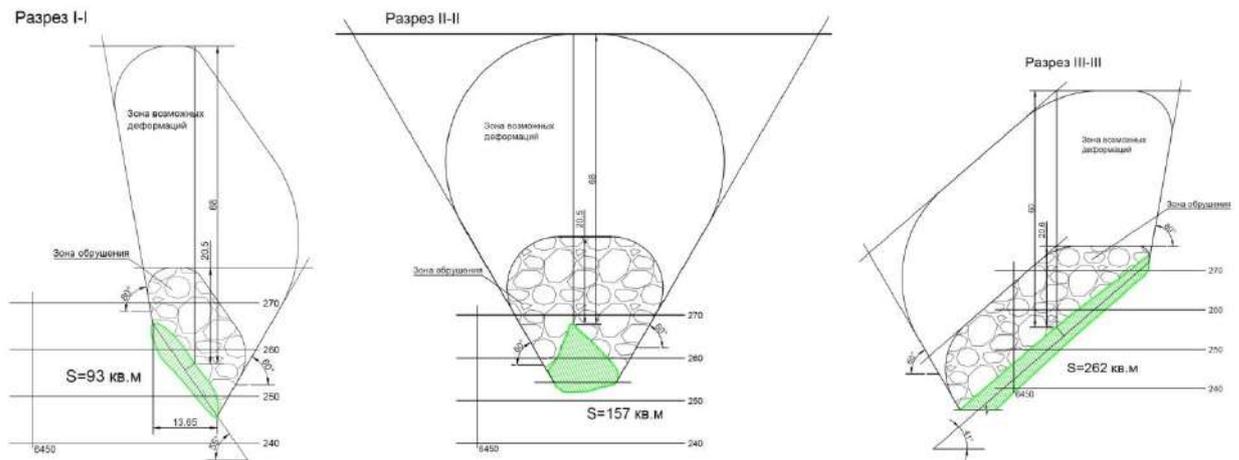


Рисунок 3.3 – Зоны обрушения и возможных деформаций над выработанным пространством

Согласно графоаналитическим расчетам, при отработке рудных тел 16 и 17 системой разработки подэтажного обрушения руды и вмещающих пород не происходит полной подработки, т.е. отсутствует обрушение рудного тела 15. Ввиду того, что часть рудного тела 15 находится в зоне сдвижения, для достоверности аналитических расчетов произведена оценка возможных деформаций методом математического моделирования.

Оценка напряженно-деформированного состояния прикарьерного массива горных пород Камаганского месторождения проводилась с помощью математического моделирования методом конечных элементов в программном комплексе «FEM» (ИГД УрО РАН, г. Екатеринбург).

Моделирование проводилось для массива горных пород юго-восточного борта карьера. Оценка напряженно-деформированного состояния массива осуществлялась по максимальным нормальным напряжениям и горизонтальным деформациям. В математической модели использовались физико-механические характеристики руды, породы и физико-механические характеристики обрушенной горной массы. Граничные условия задавались по данным натурных замеров с таким расчетом, чтобы обеспечивалось получение напряжений, сходимых с натурными.

Моделирование проводилось в гравитационном поле напряжений без учета тектонической составляющей, в связи с тем, что при незначительной глубине горных работ при сильной трещиноватости вмещающих пород и многочисленных тектонических нарушениях, составляющая горизонтальных напряжений не проявится [21,107].

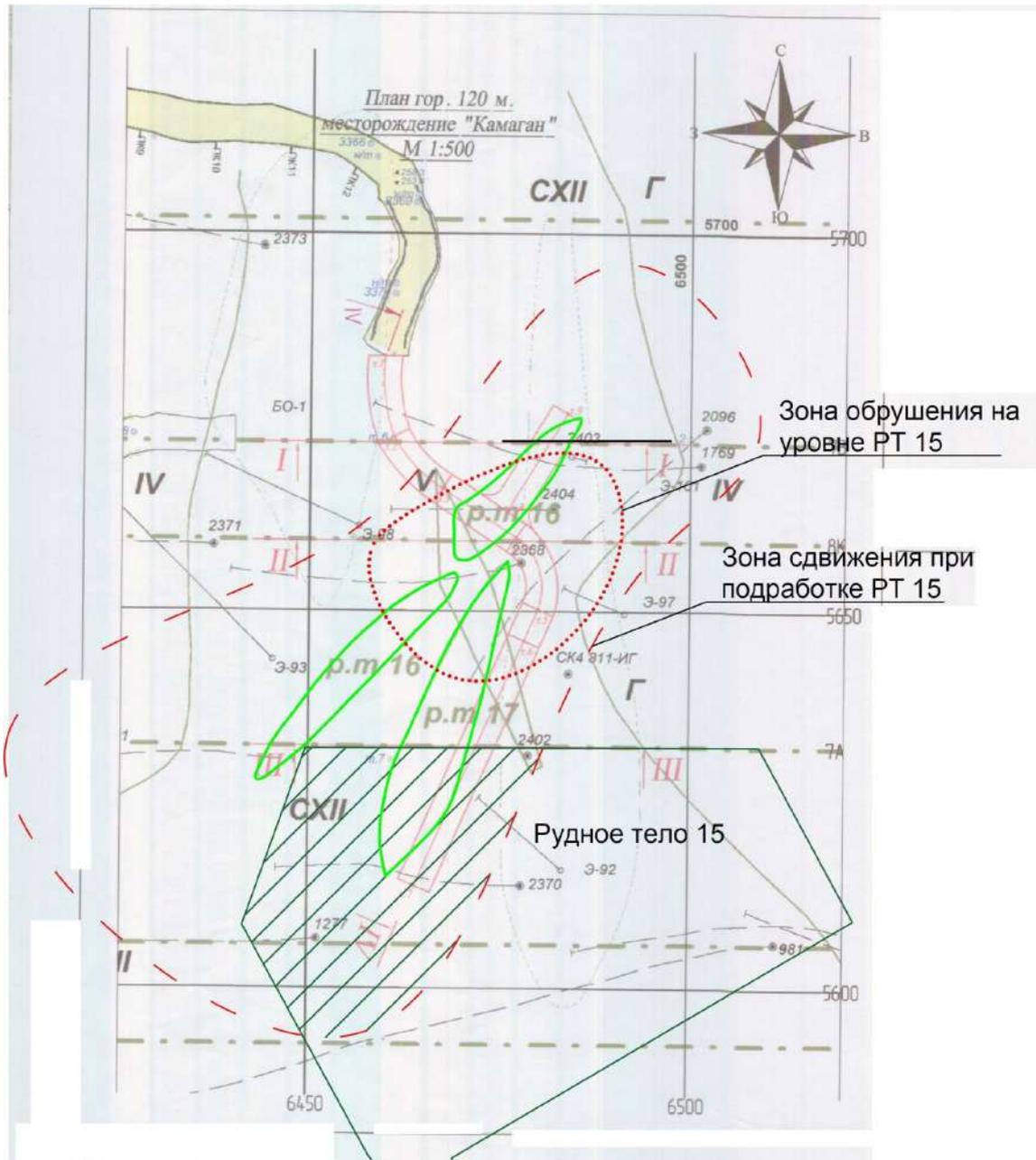


Рисунок 3.4 – Зоны сдвижения и обрушения при отработке рудных тел 16 и 17 на отметке рудного тела 15

Моделирование по юго-восточному борту карьера осуществлялось по поперечному разрезу III-III и проводилось в два этапа. Первая модель оценивала природное напряженно-деформированное состояние массива, техногенно-измененное только карьерной выемкой (рис. 3.5). Вторая модель имитировала собой отработку рудных тел системой разработки подэтажного обрушения руды и вмещающих пород (рис. 3.6).

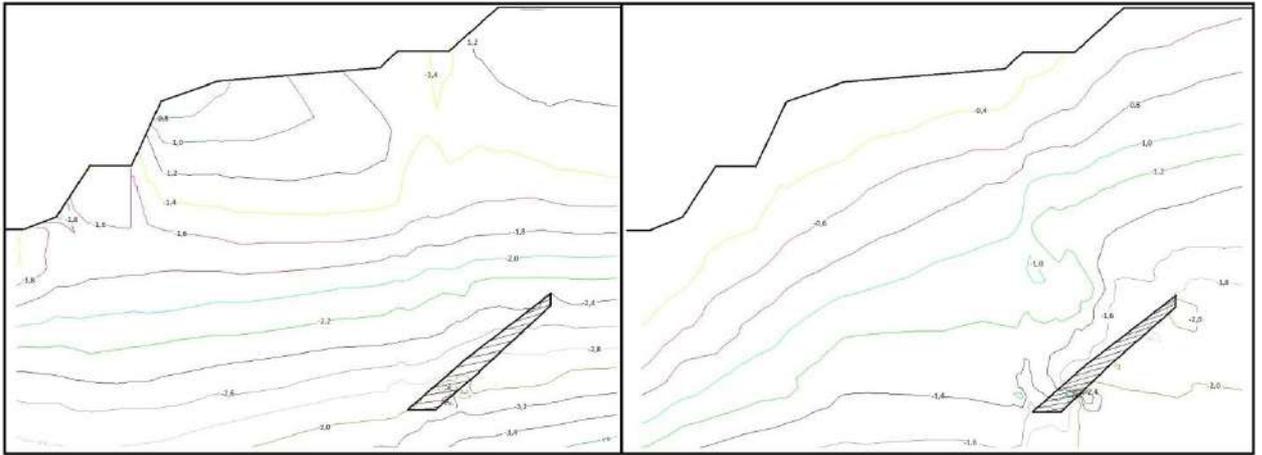


Рисунок 3.5 – Изолинии главных нормальных напряжений σ_1 и σ_2 в массиве пород, нетронутым подземными горными работами

На рис. 3.5 показано природное напряженное состояние прибортового массива в гравитационном поле напряжений. В связи с незначительной глубиной отработки, напряжения вблизи контура подземных запасов не велики и составляют по главным составляющим σ_1 до 1,4–1,6 МПа по отдельным уступам и пропорционально увеличиваются с глубиной.

Анализ гравитационного поля напряжений в приконтурной зоне Камаганского карьера подтвердил закономерности, установленные многочисленными исследованиями [62,64,96,155,185], и показал, что в массиве образуется зона разгрузки всех компонент тензора напряжений, ограниченная в плане проекцией верхней бровкой откоса борта карьера и в вертикальной плоскости глубиной карьера. Вблизи поверхности откоса карьера и бортов имеется область растягивающих главных напряжений, действующих перпендикулярно поверхности.

Направление действия главных напряжений σ^2 в прикарьерном массиве вблизи земной поверхности карьера и дна горизонтальное, а вдоль поверхности откосов бортов параллельное контуру откосов. В массиве борта угол наклона σ^2 к вертикали с удалением от откоса постепенно уменьшается до 0° вблизи проекции верхней бровки откоса борта. В прикарьерном массиве вертикальные составляющие напряжений превышают горизонтальные.

Отработка рудных тел приводит к перераспределению напряжений в массиве. Согласно моделированию, над зоной очистных работ формируется область низких сжимающих напряжений, близких к нулю и, при увеличении площади очистных выработок, переходящих в растягивающие, что приводит к нарушению устойчивости камер. На рис. 3.6 показаны численные значения главных сжимающих напряжений в прибортовом массиве при очистной выемке.

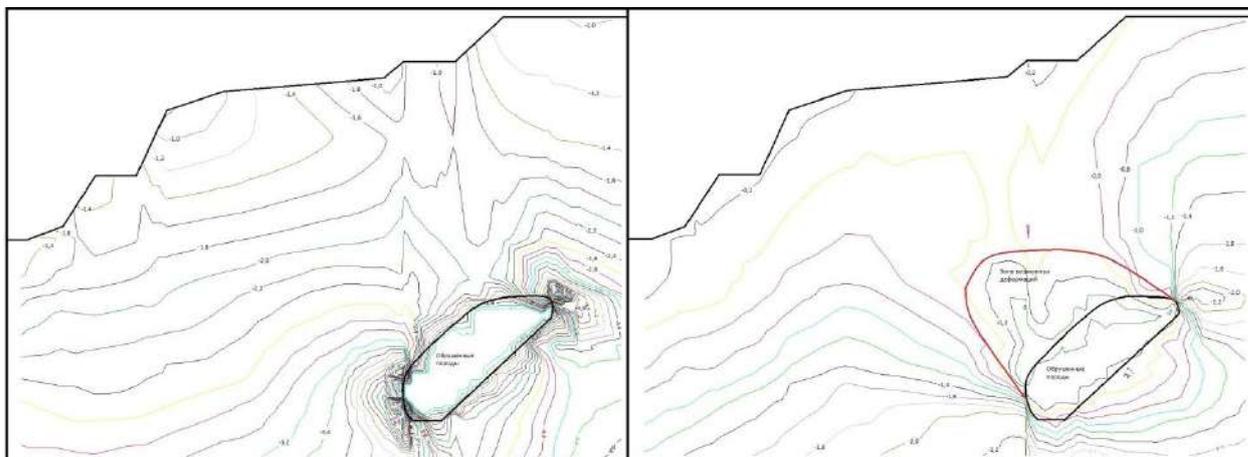


Рисунок 3.6 – Изолинии главных нормальных напряжений σ_1 и σ_2 в массиве пород при подземной отработке запасов

Согласно рис. 3.6б, изолинии распределения главных напряжений σ_2 при очистной выемке по числовым значениям близки к 0 и образуют зону возможных деформаций. Полученная зона подтверждает расчетную высоту опасных сдвижений, представленную на рис. 3.3. Вертикальные деформации

на границе зоны опасных сдвижений незначительны и не превышают 0,1 мм/м, что не вызывает нарушения устойчивости массива рудного тела № 15.

В целом результаты исследований напряженно-деформированного состояния прикарьерного массива позволяют заключить, что:

- результаты моделирования напряженно-деформированного состояния массива в поле гравитационных сил при переходе на системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород не противоречат результатам многочисленных исследований, которые подтверждают выявленные закономерности;

- отработка залежи системой разработки с обрушением руды и вмещающих пород в зоне влияния карьерной выемки формирует область растягивающих главных напряжений, действующих перпендикулярно поверхности откоса карьера, которые в природном поле напряжений (гравитационном и тектоническом) не значительны и не влияют на конфигурацию контура борта карьера;

- математическое моделирование отработки рудного тела показало, что в прикарьерном массиве вертикальные составляющие напряжений превышают горизонтальные в 1,5-2 раза;

- переход на отработку рудных тел системой разработки с обрушением руды и вмещающих пород приводит к перераспределению напряжений в массиве. В результате вокруг выработанного пространства в геометрической прогрессии увеличивается соотношение вертикальной и горизонтальной составляющих главных напряжений. При этом над очистными камерами формируется область низких сжимающих напряжений, близких к нулю, и при увеличении пролета обнажения переходят в растягивающие, что вызывает нарушение устойчивости камер. Данное обстоятельство благоприятно способствует переходу на систему разработки с обрушением руды и вмещающих пород.

Детальные эксплуатационно-разведочные работы также определили горно-геологические условия эксплуатации рудных тел и показали, что массив пород, вмещающий участки рудных тел, находящихся вблизи борта карьера, имеет интенсивную структурную нарушенность, что не обеспечивает проектную устойчивость горизонтальных и вертикальных обнажений очистных камер. При этом горно-геологические условия не обеспечивают возможность безопасной подачи твердеющей смеси в выработанное пространство камер, ввиду отсутствия технической возможности проведения закладочных выработок в кровле камер и подачи смеси с борта карьера. К таким участкам отнесены запасы рудного тела № 16 в подэтаже гор 120 и 140 м и часть запасов рудного тела № 17 (три камеры) в подэтаже гор 140 м. Для отработки данных запасов руды, находящихся в непосредственной близости к борту карьера, рекомендован вариант системы разработки с обрушением и торцевым выпуском руды. В связи с необходимостью частичной отработки рудных тел № 16 и 17 системами разработки с обрушением руды и вмещающих пород, произведена оценка и уточнение принятого порядка отработки камер, а также напряженно-деформированного состояния массива горных пород участка и земной поверхности.

Аналитическая оценка и расчеты показали, что зона сдвижения при отработке рудных тел в изменившихся условиях эксплуатации не выходит за границы горного отвода и не нарушает устойчивости охраняемых объектов на поверхности. При этом над выработанным пространством образуются зоны обрушения и зоны возможных деформаций. Расчеты показали, что зона обрушения налегающих пород по вертикальным разрезам не превышает 20,5 м в центральной части мульды обрушения над выработанным пространством рудного тела № 16. Согласно расчетам, при отработке рудных тел 16 и 17 системой разработки с обрушением руды и вмещающих пород не происходит полная подработка, в частности, отсутствуют деформации вышележащих

рудных тел № 13, 14 и 15. Расчетные вертикальные деформации на границе зоны опасных сдвижений незначительны и не превышают 0,1 мм/м, что положительно сказывается на устойчивости подрабатываемого массива горных пород, в частности, не вызывает нарушение устойчивости массива рудных тел № 13, 14 и 15.

3.2 Исследование влияния порядка отработки запасов на предварительное техногенное преобразование состояния массива горных пород

В целях повышения эффективности управления напряженно-деформированным состоянием массива в работе [12] была обоснована идея искусственной дискретизации деформационного поля. Предложено два способа. Первый – оконтуривание крупных породных объемов плоскостями ослаблений, ориентированными таким образом, чтобы обеспечить регулируемые подвижки под действием напряжений окружающего массива. Второй – повышение сцепления между мелкими породными структурами приконтурного массива на тех его локальных участках, где возникают условия для таких подвижек. Для условий разработки мощных рудных залежей при управлении устойчивостью очистных камер рекомендовано формировать плоскости ослабления в междуканальных целиках с выводением их краев на контуры близлежащих выработок и выработанных пространств в целях обеспечения регулируемых подвижек оконтуренных породных объемов.

С целью повышения эффективности и безопасности горных работ необходимо снижать долю буровзрывных работ в технологии добычи полезного ископаемого [97]. В работе [26] долю выводимой энергии взрыва зарядов взрывчатых веществ (ВВ) в общем энергетическом балансе разрушения предлагается замещать эндогенной (внутренней) энергией

напряженно-деформированного состояния разрушаемого объекта массива в сейсмоактивных зонах. Зная закономерности перераспределения природного состояния массива горных пород, определяемого интегральным действием гравитационно-тектонических и техногенных напряжений вокруг горных выработок любого назначения, можно создавать инженерные способы по уменьшению концентрации напряжений в различных элементах систем разработки для обеспечения устойчивости выработок и снижения энергопотребления на их поддержание. Многочисленными инструментальными измерениями подтверждается, что горный массив находится в постоянном движении, причем ведение горных работ интенсифицирует подвижки и особенно сдвиговые. Таким образом, динамическое проявление горного давления в массиве горных пород действующего горнодобывающего предприятия является результатом взаимодействия двух полей напряжений: естественного, определяемого природными факторами, и техногенного, создаваемого инженерной деятельностью человека в процессе отработки месторождения. Природные факторы играют главенствующую роль, а техногенные, накладываясь на природные, выступают в роли «спускового крючка» [111]. Предлагаемое геомеханическое воздействие обуславливает создание максимального предразрушения [27] в объеме отбиваемой горной породы, т.е. максимального снижения ее прочностных свойств за счет формирования в этом объеме полей напряжения, способствующих дезинтеграции минеральных зерен на микроуровне, с переходом в процесс управляемого самообрушения.

Для оценки влияния порядка, последовательности и направления выемки запасов на напряженно-деформированное состояние массива рассмотрены две принципиальные схемы развития горных работ, как наиболее технологически применимые в условиях высокого горного

давления. Таковыми являются диагональная и клинообразная схемы развития фронта горных работ.

Установлено, что под действием тектонических сил, в несколько раз превышающих вертикальное давление, параметры зоны концентрации и максимальная величина напряжений зависят от взаимной ориентации направлений развития фронта горных работ и максимальной тектонической составляющей напряжений. Так, повышенные тектонические напряжения в массиве ($T=2\gamma H$), действующие перпендикулярно вектору развития фронта горных работ (рис. 3.7-1), приводят к формированию зон концентрации сжимающих напряжений в краевых участках залежи на границах погашенного выработанного пространства. При развитии фронта горных работ в направлении действия наибольших горизонтальных напряжений зона концентрации напряжений образуется на фронте опережающей секции (рис. 3.7-2). Максимальные сжимающие напряжения в зоне концентрации более чем в 3 раза превышают напряжения в нетронутым массиве и достигают 50 МПа при ведении горных работ по направлению преобладающих тектонических сил и 40 МПа – вкост простирания (при глубине отработки 500 м и мощности залежи 15 м).

При развитии горных работ ортогонально направлению повышенных горизонтальных напряжений обеспечивается разгрузка кровли подготавливаемых камер от сжимающих напряжений (рис. 3.8). Их величина над опережающей секцией в 1,5 – 2 раза меньше, чем при ведении фронта горных работ по направлению действия повышенных горизонтальных напряжений (рис. 3.9).

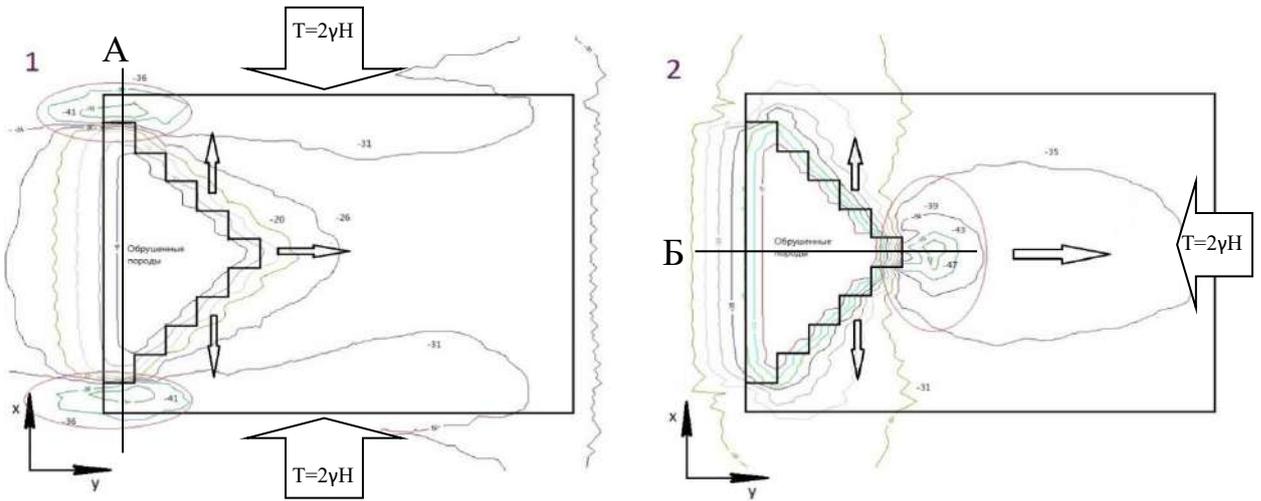


Рисунок 3.7 – Изолинии максимальных нормальных напряжений σ_1 при клинообразном порядке отработки под действием горизонтальных сил

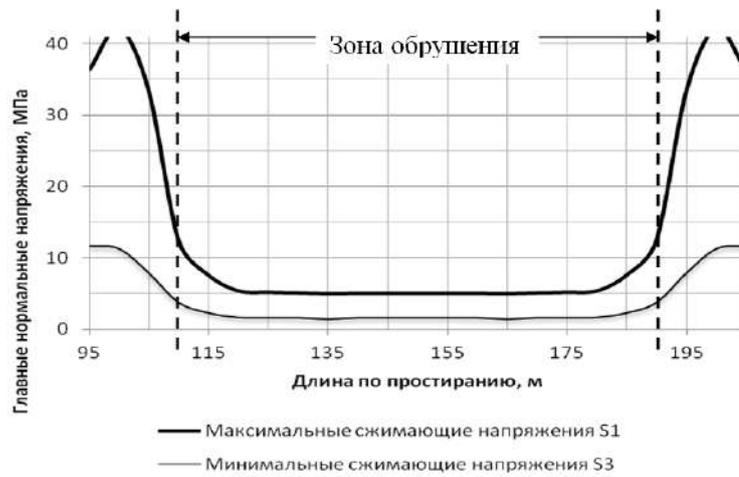


Рисунок 3.8 – Эпюры главных нормальных напряжений по линии А

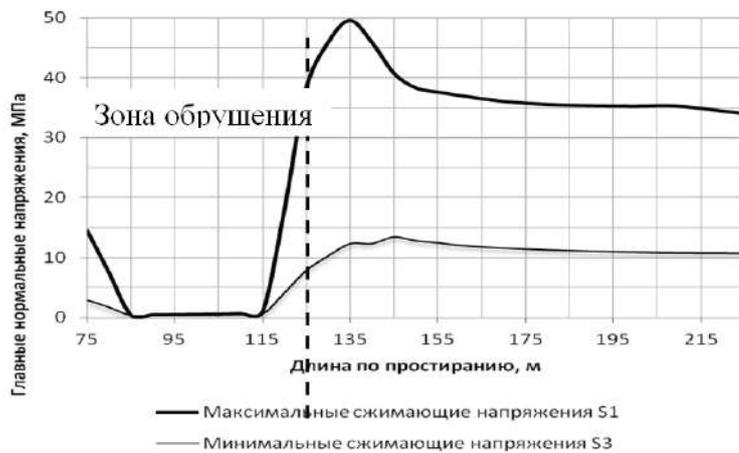


Рисунок 3.9 – Эпюры главных нормальных напряжений по линии Б

На рис. 3.10 приведены графики изменения главных нормальных напряжений при ведении горных работ на глубине 500 м рудного тела мощностью 15 м по диагональной схеме развития фронта горных работ и отработки секций по направлению преобладающей компоненты. Анализ распределения напряжений по очистным панелям указывает на наличие повышенных максимальных напряжений в кровле опережающей секции до 50 МПа и минимальных сжимающих напряжений до 14 МПа.

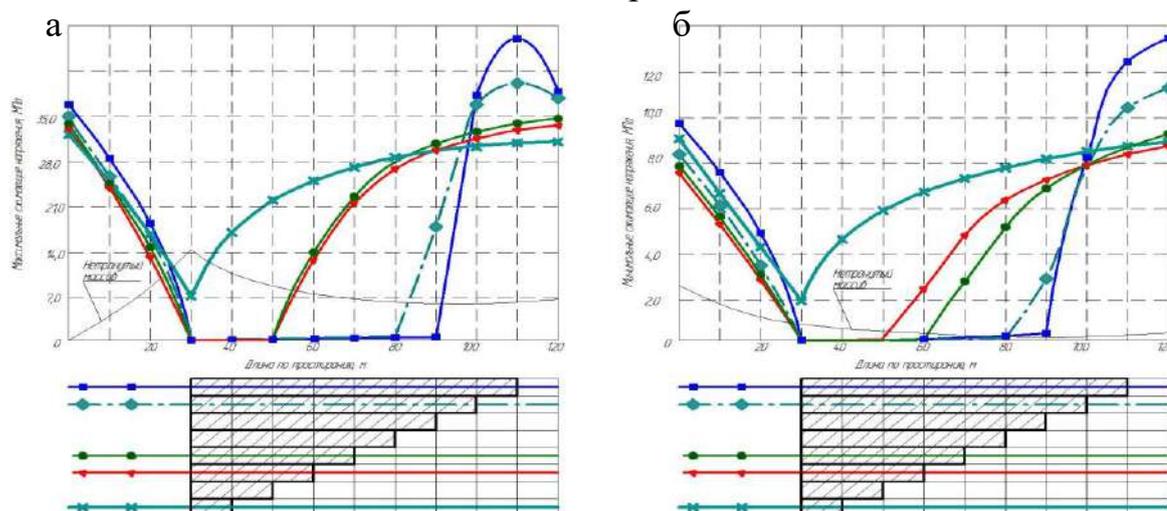


Рисунок 3.10 – Графики максимальных (а) и минимальных (б) сжимающих напряжений при ведении горных работ по диагональной схеме и по направлению преобладающей компоненты (H=500 м, m=20 м)

С увеличением глубины горных работ с 500 до 1 000 м уровень максимальных сжимающих напряжений в зонах концентрации возрастает в 2-2,5 раза (рис. 3.11-а), а изменение мощности залежи с 15 до 30 м приводит к росту напряжений в среднем на 10-12% (рис. 3.11-б).

В гравитационном поле напряжений величины максимальных сжимающих напряжений на глубине 500 м составили 17 МПа при клиновом фронте развития горных работ, 22 МПа – при диагональном и до 24 МПа – при выемке «обратным клином» и камерно-целиковым. Зона концентрации напряжений сосредоточена в районе подготавливаемых камер. Минимальные значения напряжений при ведении горных работ клинообразным фронтом

объясняются большей протяженностью контакта с обрушенной породой, на которую происходит перераспределение напряжений. Камерно-целиковая выемка сопровождается концентрацией напряжений в целиках между обрушенными камерами, что негативно сказывается на их устойчивости.

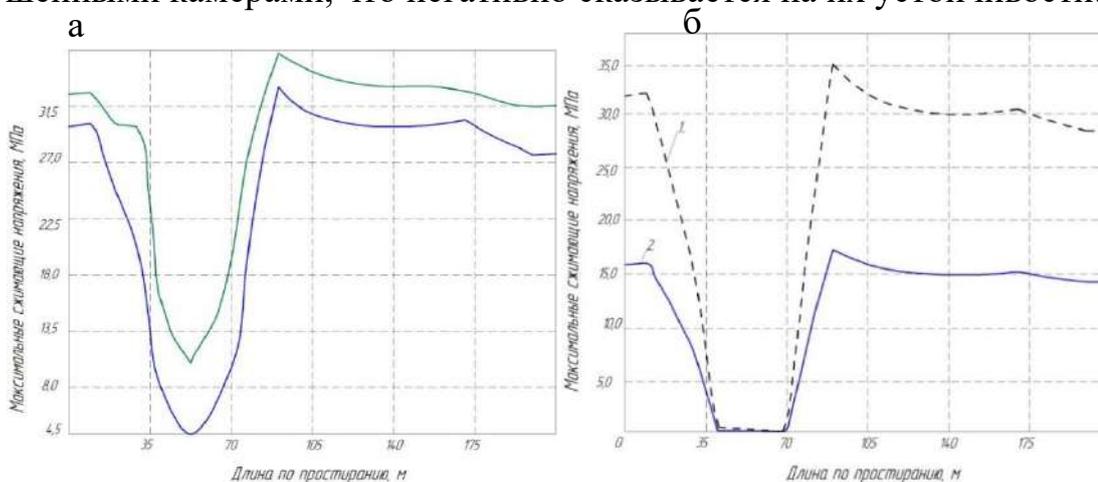


Рисунок 3.11 – Рост максимальных сжимающих напряжений: а – с понижением глубины горных работ с 500 до 1 000 м, б – с увеличением мощности с 15 до 30 м

Развитие горных работ по клинообразной и диагональной схемам приводит к образованию потенциальной зоны обрушения в опережающих секциях ленты, направленной согласно вектору повышенной компоненты горизонтальных сил.

Ведение горных работ с опережением на 3-4 секции по направлению повышенной компоненты горизонтальных сил и перпендикулярно ей влечет за собой перераспределение зон концентраций максимальных сжимающих напряжений на кровлю опережающей секции и на краевые участки выработанного пространства соответственно (рис. 3.12, 3.13).

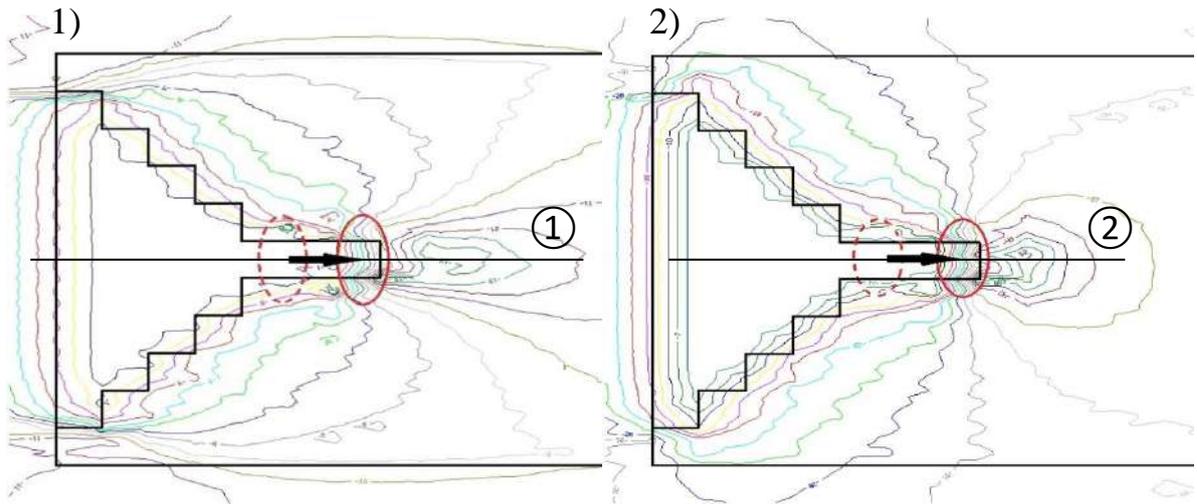


Рисунок 3.12 – Смещение изолиний главных напряжений $\sigma_1(1)$ и $\sigma_2(2)$ при развитии фронта горных работ по направлению действия повышенной компоненты

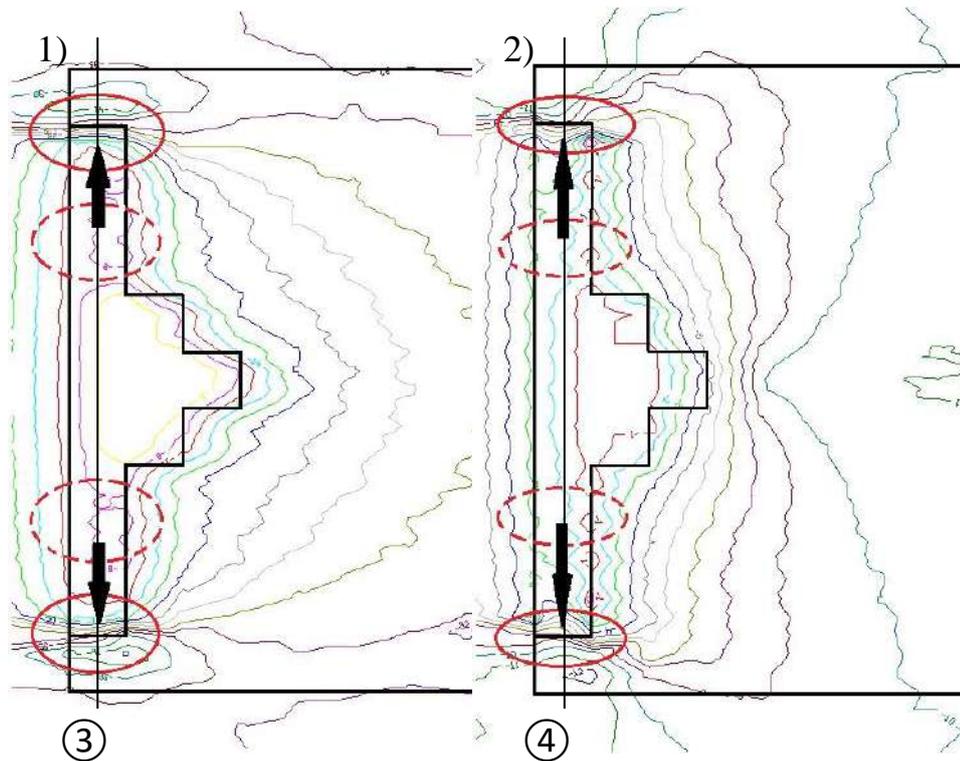


Рисунок 3.13 – Смещение изолиний главных напряжений $\sigma_1(1)$ и $\sigma_2(2)$ при развитии фронта горных работ по направлению действия повышенной компоненты

Временная устойчивость кровли обрабатываемых и находящихся в подготовке камер достигается за счет смещения зоны концентрации сжимающих напряжений путем опережающей отработки (на 3-4 секции) ленты, ориентируемой согласно вектору повышенной компоненты горизонтальных сил.

Результаты моделирования НДС массива при различных схемах развития фронта горных работ показали, что только клиновья форма фронта работ, особенно в сочетании с действием наибольшей компоненты тектонических напряжений ортогонально направлению развития разработки, обеспечивает временную устойчивость породной кровли на призабойных участках. При обнажении кровли секций напряжения в породах сжимающие (рис. 3.14а). При отбойке руд в следующей секции напряжения резко снижаются с формированием зон растяжения, что приводит к самообрушению кровли. Развитие горных работ по прямолинейной схеме приводит к снижению сжимающих напряжений в кровле практически по всему фронту очистных работ, что не обеспечивает устойчивости налегающих пород на время выпуска руды из призабойных секций (рис. 3.14б).

Для того, чтобы обеспечить равномерное оседание кровли и устойчивость породной консоли над выпускаемыми секциями в зависимости от направления преобладающей компоненты тектонических сил, предлагается следующий порядок отработки выемочного участка (рис. 3.15).

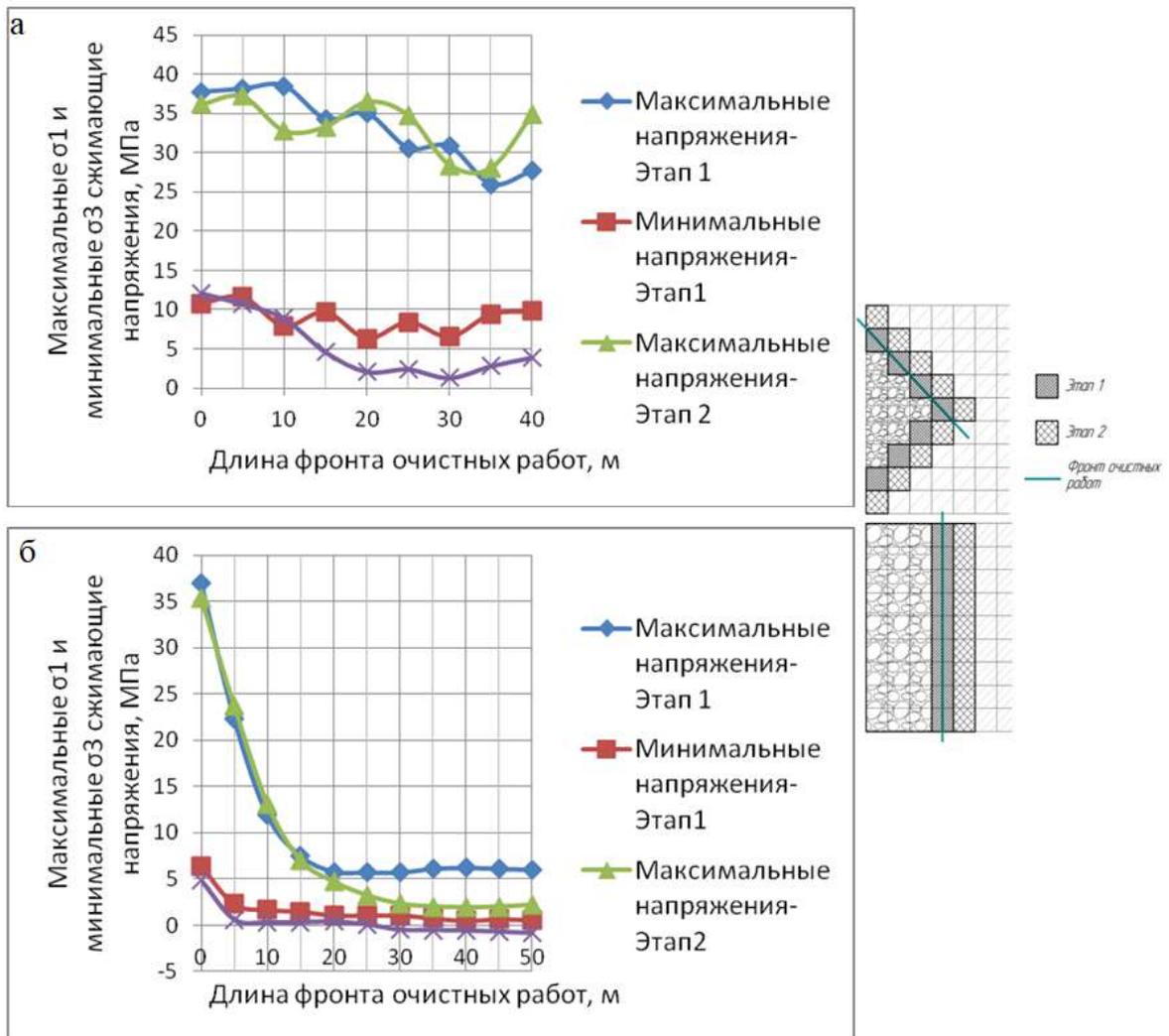


Рисунок 3.14 – Максимальные σ_1 и минимальные σ_3 нормальные напряжения при отработке участка рудного тела клинообразным (а) и прямолинейным (б) фронтами горных работ

Согласно схеме (рис. 3.15), развитие клинообразного фронта горных работ необходимо формировать широким фронтом в направлении действия максимальной компоненты тектонических сил.

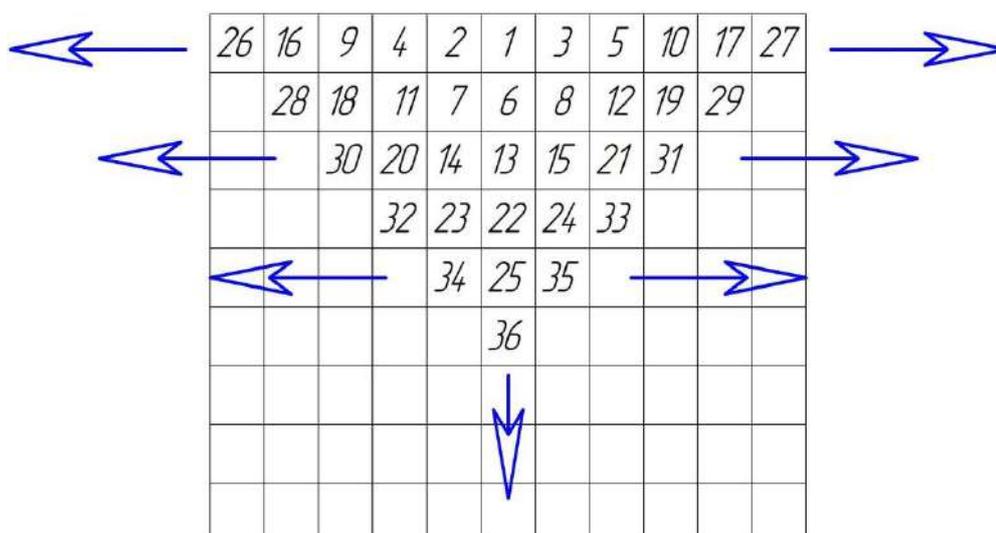


Рисунок 3.15 – Рекомендуемый порядок отработки участка при ведении горных работ ортогонально действию тектонических сил

3.3 Исследование изменения состояния массива горных пород при комбинированной разработке рудных месторождений

Стадия отработки разделительного целика между открытыми и подземными горными работами при комбинированной разработке месторождения представляет собой наиболее сложную задачу. Очевидно, что подземная отработка основных запасов руды значительного влияния на устойчивость откосов карьера не оказывает вследствие ведения горных работ вне зоны призмы возможного обрушения борта карьера. Практика отработки разделительных целиков характеризуется активизацией деформационных процессов, что осложняет ведение горных работ. Деформации фиксируются в виде отдельных трещин, осыпеобразований бровок уступа. Дальнейшее деформирование протекает в виде просадок прибортовой поверхности и верхних уступов, сложенных наносами и выветрелыми породами, а также в виде раскрытия трещин и увеличения их количества. В случае активизации деформационных процессов необходима приостановка горных работ по выемке барьерного целика до стабилизации состояния откосов с

обязательным выполнением расчетов устойчивости деформирующихся участков и составлением соответствующих рекомендаций.

Решение вопроса техногенного преобразования массива горных пород на стадии отработки разделительного целика проведено на примере выемки целика между открытыми и подземными горными работами в северо-западном борту карьера при разработке рудного тела № 12 Камаганского месторождения. Развитие площади подработки борта привело к активизации деформаций в виде значительных просадок прибортовой поверхности. Происходящие подвижки приводят к деформированию опор ЛЭП в виде их наклона к вертикальной оси и образованию трещин по трассе карьерной дороги.

В качестве основных причин, повлекших к активизации деформаций северо-западного борта карьера, можно выделить:

- наличие значительного числа разноориентированных тектонических трещин на участке борта;
- отсутствие подпора борта в виде дополнительного пригруза пустыми породами;
- возможное увеличение коэффициента недозаклада выработанного пространства твердеющей смесью при выемке основных запасов рудного тела № 12, установленное в размере 5 % от высоты камеры;
- обводнение ослабленных выветрелых пород и наносов на верхних горизонтах борта, в том числе за счет техногенных стоков;
- массовые взрывы в период производства очистных работ.

Скорости оседания по результатам маркшейдерских наблюдений достигали 30-40 мм/сутки. Дальнейшая стабилизация деформаций не наблюдается. В настоящее время деформации протекают в виде дальнейших просадок поверхности и бровок уступов, а также локальных вывалов и обрушений нарушенных пород в пределах сформировавшейся призмы скольжения, ограниченной на поверхности образовавшейся линией отрыва.

В связи со сложившейся ситуацией была проведена оценка геомеханического влияния горных работ на напряженно-деформированное состояние массива. Оценка осуществлялась с помощью математического моделирования методом конечных элементов в упругой постановке задачи. Для расчета сложных моделей, имитирующих последовательность развития горных работ, целью которых служит получение преимущественно качественного решения, упругое решение является вполне приемлемым.

С этой целью были разработаны математические модели последовательности отработки рудного тела № 12.

Первая модель рассматривает напряженно-деформированное состояние массива в заключительный период отработки основных запасов рудного тела. Второй этап моделирования оценивает влияние пригрузки на состояние подрабатываемого борта карьера после отработки основных запасов.

Третья и четвертая модели представляет собой варианты отработки барьерного целика с формированием пригруза пустой породой и без него. В пятой модели оценивается устойчивость борта карьера при отработке разделительного целика открытыми камерами. Шестая модель характеризует напряженно-деформированное состояние массива при отработке разделительного целика системой с обрушением и расположением панелей по простиранию (рис. 3.16).

Отработка основных запасов рудного тела № 12 сопровождается концентрацией напряжений на флангах выработанного пространства и разгрузкой от напряжений кровли центральных отрабатываемых камер. В связи с этим, возможно увеличение пролета камеры на пологих участках рудного тела. Величина главных нормальных напряжений σ_1 в зонах концентрации составляет 21,7 МПа. Нормальные напряжения σ_2 в зоне влияния отработки барьерного целика в пределах призмы скольжения – растягивающие и составляют порядка 1,3 МПа. Соотношение σ_1 и σ_2 на участках массива, слагающего рудное тело, указывает на предельное

устойчивое состояние борта карьера и возможность смещения призмы скольжения. Сжимающие и растягивающие напряжения составляют порядка 30-40 % от предела прочности образцов пород на сжатие и растяжение, полученные в лабораторных условиях. В связи с этим, можно утверждать, что коэффициент запаса прочности находится в пределах 1,3-1,4.

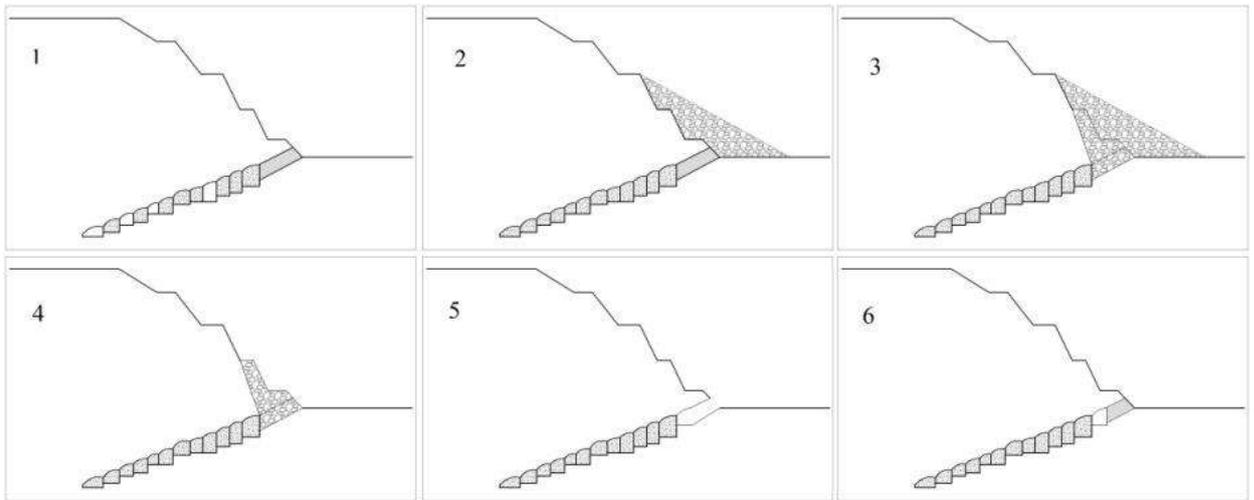


Рисунок 3.16 – Варианты моделирования напряженно-деформированного состояния массива

Дополнительная пригрузка борта карьера (рис. 3.17) оказывает благоприятное влияние на напряженно-деформированное состояние массива (рис. 3.17). Это определяет снижение напряженности массива на 12-15 % и, соответственно, увеличение коэффициента запаса прочности до 150 %. Главные нормальные напряжения σ_1 и σ_2 находятся в диапазоне от -19,0 (в кровле целика) до -2,0 МПа и от -6,7 до -0,0 МПа соответственно.

Дополнительный пригруз борта карьера способствовал переводу напряженного состояния целика в условия объемного сжатия, что объясняется снижением компоненты напряжений σ_1 и увеличением σ_2 .

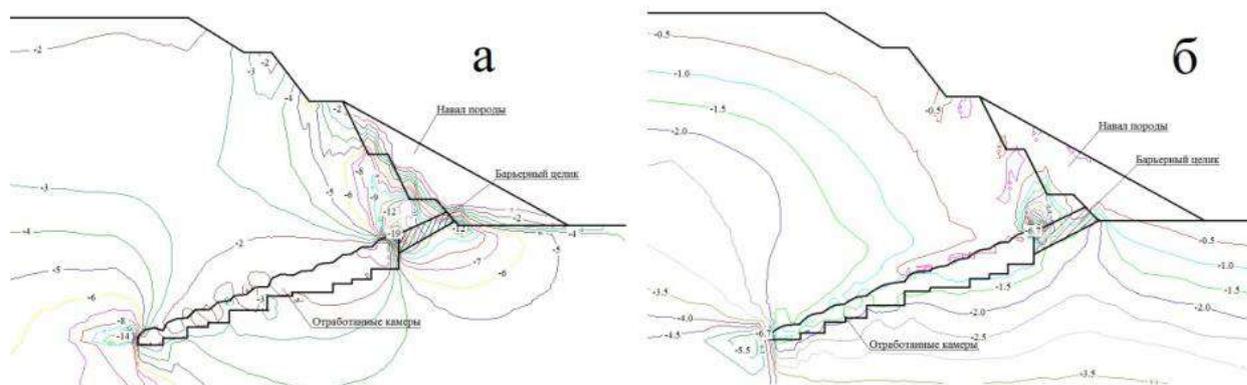


Рисунок 3.17 – Изолинии главных нормальных напряжений σ_1 (а) и σ_2 (б) в борту карьера после отработки основных запасов и формирования пригруза борта

Отработка барьерного целика системой разработки с обрушением вышележащих уступов может привести к реализации касательных напряжений за счет выполаживания борта и смещения призмы в выработанное пространство, если пригрузка не обеспечит дополнительный подпор подработанного борта карьера. Она является «экраном», защищающим от разлета кусков руды при взрывных работах.

Выемка барьерного целика открытыми камерами на всю ширину без принудительного обрушения вышележащих уступов приведет к разрушению кровли выработанного пространства и самопроизвольной ликвидации выработанных пустот. Неконтролируемое самообрушение кровли выработанного пространства недопустимо в виду обеспечения безопасности горных работ (действие воздушной волны).

Отработка барьерного целика длинными панелями по простиранию не оказывает какого-либо негативного воздействия на напряженность массива. Главные нормальные напряжения σ_1 находятся в диапазоне от -34,4 МПа до -2 МПа. Напряжения в целике являются сжимающими и не превышают предела прочности пород и руд.

Главные нормальные напряжения σ_1 и σ_2 при отработке барьерного целика панелями, расположенными по простиранию борта, находятся в таком

же напряженном состоянии, как и при обработке короткими панелями вкrest простирания целика. Подработка барьерного целика при отсутствии пригруза борта пустой породой приводит к появлению растягивающих напряжений σ_2 (рис. 3.18) по контуру карьера, а также к активизации высоких касательных напряжений, сосредоточенных в призме скольжения (рис. 3.19), что вероятно может привести к сползанию призмы упора по линии скольжения.

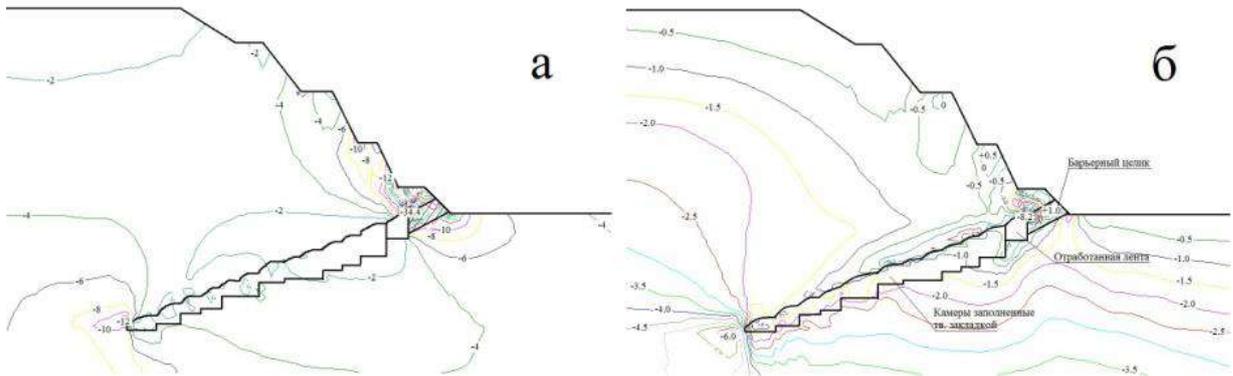


Рисунок 3.18 – Изолинии главных нормальных напряжений σ_1 (а) и σ_2 (б) при обработке барьерного целика панелями (лентами) по простиранию

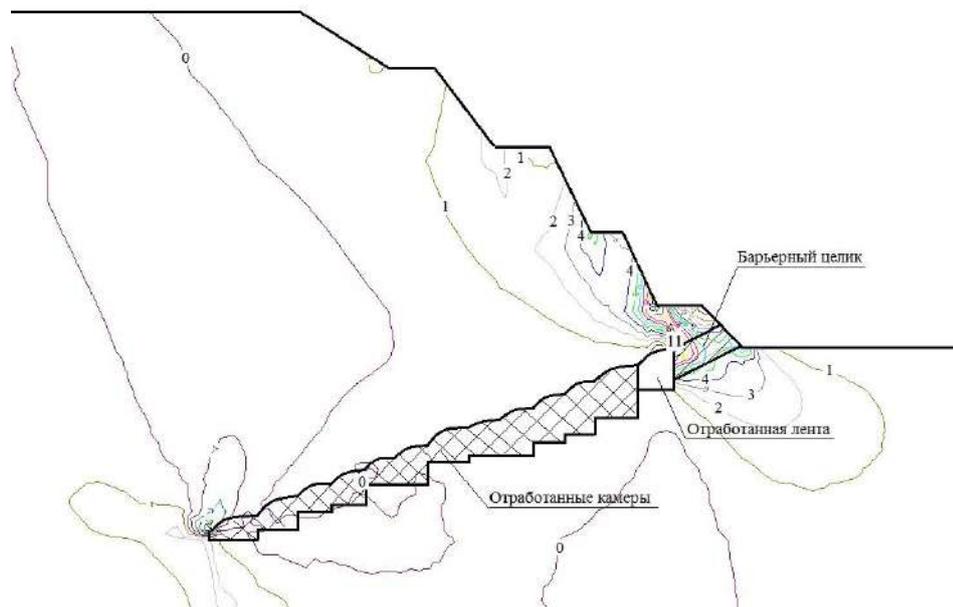


Рисунок 3.19 – Изолинии касательных напряжений при обработке барьерного целика панелями (лентами) по простиранию

Выемка барьерного целика, т.е. удаление призмы упора независимо от способа обработки, ведет к снижению устойчивости подрабатываемого борта

и его деформации в разных формах. Избежать этого возможно только за счет компенсации потери устойчивости пригрузкой, креплением. При отсутствии компенсирующих мероприятий деформации неизбежны, причем при пологом залегании рудной залежи будет деформироваться поверхность скольжения от границы отрабатываемого рудного целика, т.е. не локальная, а общая поверхность скольжения.

Таким образом, основной причиной деформирования уступов северо-западного участка борта карьера является несоответствие технологии выемки разделительного целика проектной, в большей степени, отсутствие пригруза борта пустыми породами. Оработка разделительного целика в борту карьера по схеме, принятой проектом, неизбежно требует предварительного создания породного навала в основании карьера, что повышает устойчивость борта и позволяет снизить нормативную прочность закладки в подземных камерах и, соответственно, затраты на ее возведение [77].

Обоснована необходимость формирования породного пригруза, а также расчет необходимых объемов пустых пород для формирования пригруза. Формирование навала планируется осуществить в два этапа. Первый этап укрепления – это отсыпка пород в районе активизации деформационных процессов групп уступов, второй этап отсыпки контрфорса – удержание всего северо-западного борта в устойчивом состоянии после отработки запасов барьерного целика.

Масса призмы отсыпаемых пород первого этапа составляет – 932 т, площадь сечения контрфорса - 730 м^2 , высота контрфорса – 47 м. При простирании закольных трещин - 47 м, предполагаемый объем отсыпки пород - не менее 40 тыс. м^3 .

На втором этапе требуется отсыпать контрфорс со следующими параметрами: масса призмы отсыпаемых пород – 2 019 т, площадь сечения контрфорса – $1\,830 \text{ м}^2$, угол отсыпки – 34 град, высота контрфорса – 70 м, объем отсыпки равен 350 тыс. м^3 .

В работе рассмотрено изменение состояния массива горных пород на примере отработки Весенне-Аралчинского месторождения. Согласно действующей «Инструкции по безопасному ведению горных работ при комбинированной (совмещенной) разработке рудных и нерудных месторождений полезных ископаемых», отработку прибортовых запасов Весенне-Аралчинского месторождения необходимо вести от массива к карьеру с оставлением барьерного целика между открытыми и подземными работами, отработка которого должна проводиться по отдельному проекту после уточнения горно-геологических и горнотехнических условий разработки.

В работе [28] приведены технологические схемы отработки барьерных целиков в бортах и дне карьера. По горнотехническим условиям Весенне-Аралчинского месторождения отработка барьерного целика в борту карьера возможна двумя способами:

- открытыми заходками или врезками (рис. 3.20);
- с оставлением на границе изолирующего целика (рис. 3.21).



Рисунок 3.20 – Технологическая схема отработки барьерного целика открытыми заходками

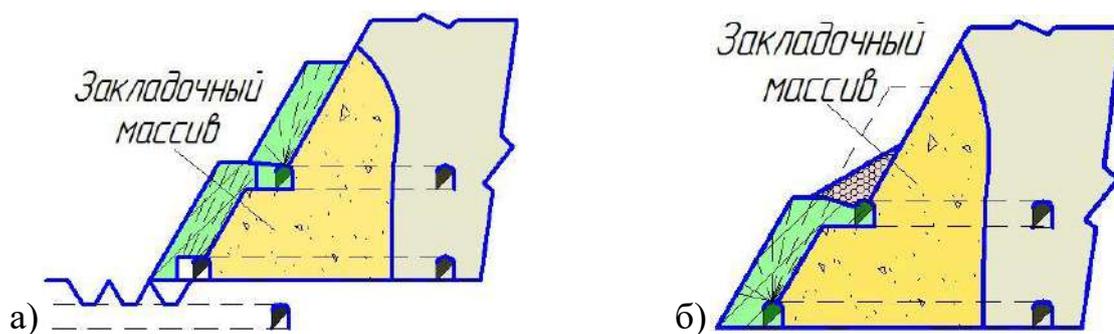


Рисунок 3.21 – Технологические схемы отработки изолирующих целиков: а – открытыми камерами; б – массовым обрушением

Отработку барьерного целика в дне карьера возможно осуществить по двум схемам:

- камерными системами разработки с закладкой из подземного пространства (рис. 3.22а);
- с использованием открыто-подземных систем разработки (рис. 3.22б).

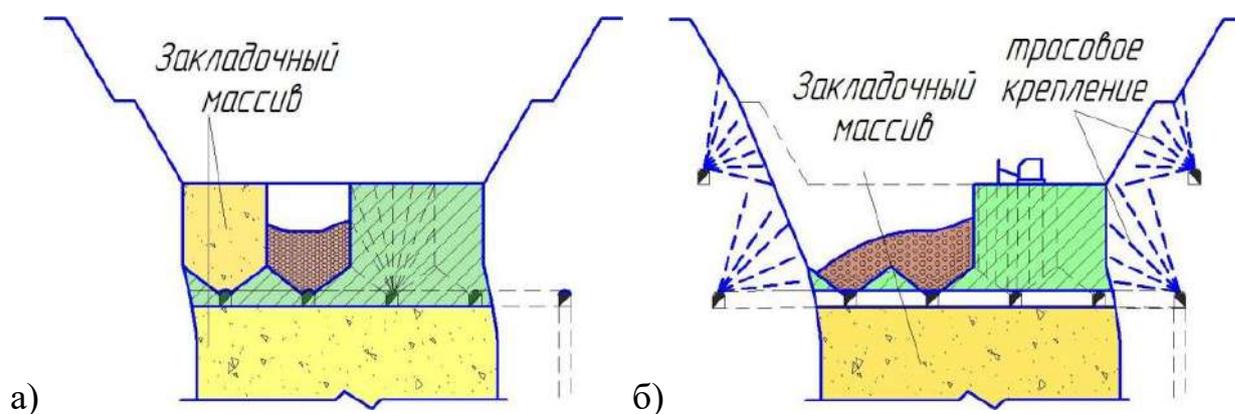


Рисунок 3.22 – Технологические схемы отработки барьерных целиков в дне карьера с использованием: а – камерных систем разработки с закладкой; б – открыто-подземных систем разработки

Принципиальные положения по подземной доработке Весенне-Аралчинского месторождения сводятся к следующему:

1. отработка запасов руды ведется от массива к карьеру;

2. на границе открытых и подземных горных работ оставляется барьерный целик шириной до 25 м в зависимости от требуемого коэффициента запаса устойчивости;

3. порядок отработки основных запасов рудного тела возможен как в восходящем (рис. 3.23), так и в нисходящем порядке (рис. 3.24). Для расширения фронта горных работ возможно принять следующий порядок отработки: с отметки +60 м в восходящем порядке, ниже отметки +60 м – в нисходящем;

4. отработка основных запасов производится подэтажно-камерной системой разработки со следующими параметрами: ширина – 10 м, высота – 30 м, длина равна мощности рудного тела (не более 50 м);

5. в связи с ограниченными по размерам рудной площадью этажами, отработку запасов рекомендуется вести в сплошном порядке. Оработка отдельных этажей возможна по камерно-целиковой схеме;

6. днище камер принимается плоское с использованием для отгрузки руды ПДМ с дистанционным управлением;

7. для отработки руды ниже дна карьера оставляется потолочина (целик) высотой 15 м, обрабатываемая открытыми камерами в карьере с заполнением их твердеющей закладкой.

Согласно проведенным исследованиям, общий порядок отработки прибортовых запасов сводится к следующему (рис. 3.23). На первом этапе (рис. 3.24) производится отработка запасов за границей барьерного целика подэтажно-камерной системой разработки в нисходящем порядке. Направление отработки определяется «Инструкцией ...». Следующим этапом производится частичная отработка барьерного целика также подэтажно-камерной системой разработки с уменьшенной высотой камер до 15 м (рис. 3.25). Оработка камер, находящихся на границе карьера, производится открытыми камерами в карьере с массовым обрушением и доставкой рудной массы через торцевые подготовительные выработки (рис. 3.26). Для

снижения разлета кусков руды рекомендуется оставить рудную корку (в результате недобура скважин) толщиной 2-2,5 м. Отработка потолочины в дне карьера производится камерами высотой 15 м с выходом в карьер и заполнением их твердеющей закладкой (рис. 3.27). Направление отработки потолочины – к борту карьера.

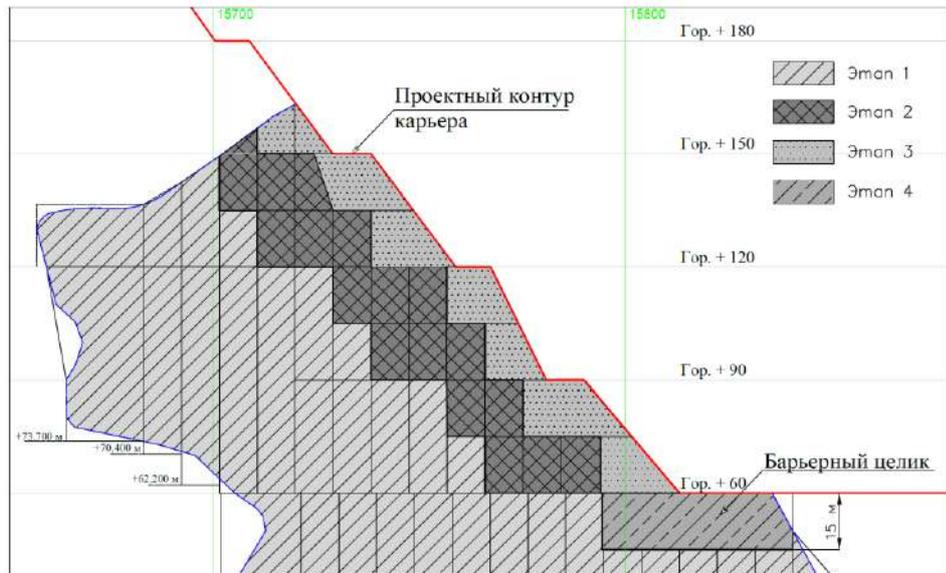


Рисунок 3.23 – Общий порядок отработки запасов Весенне-Аралчинского месторождения подземным способом

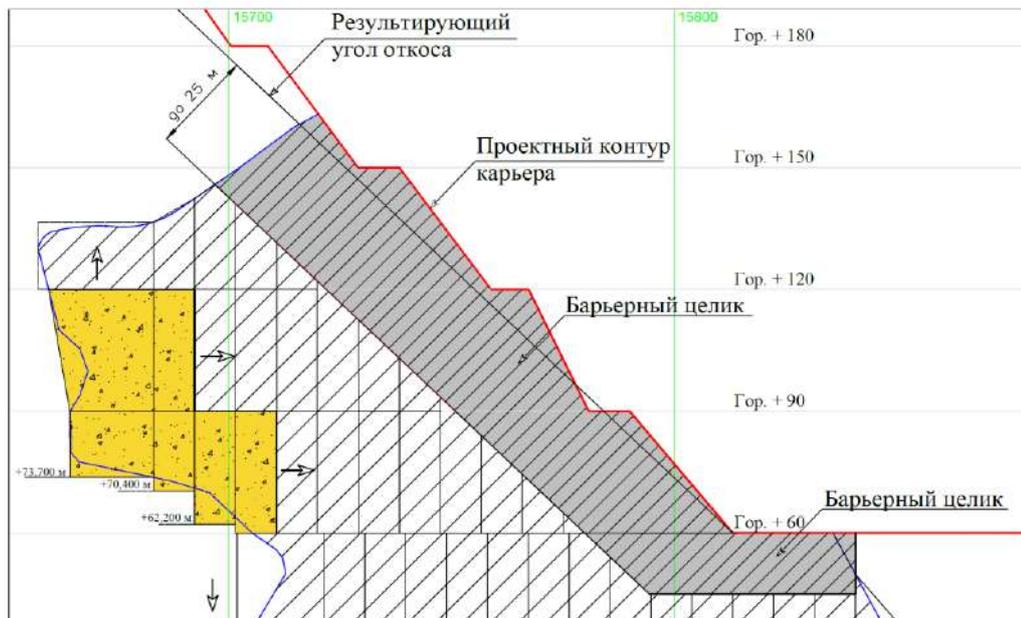


Рисунок 3.24 – Отработка запасов в восходящем порядке

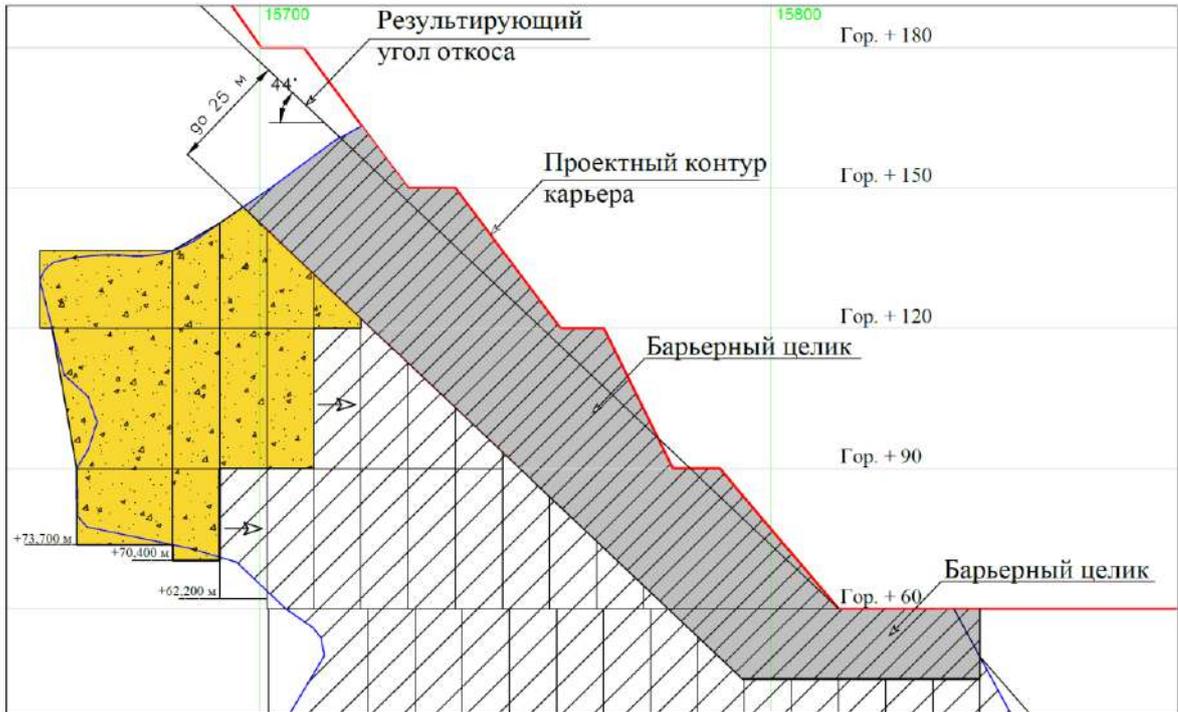


Рисунок 3.25 – Отработка запасов в нисходящем порядке

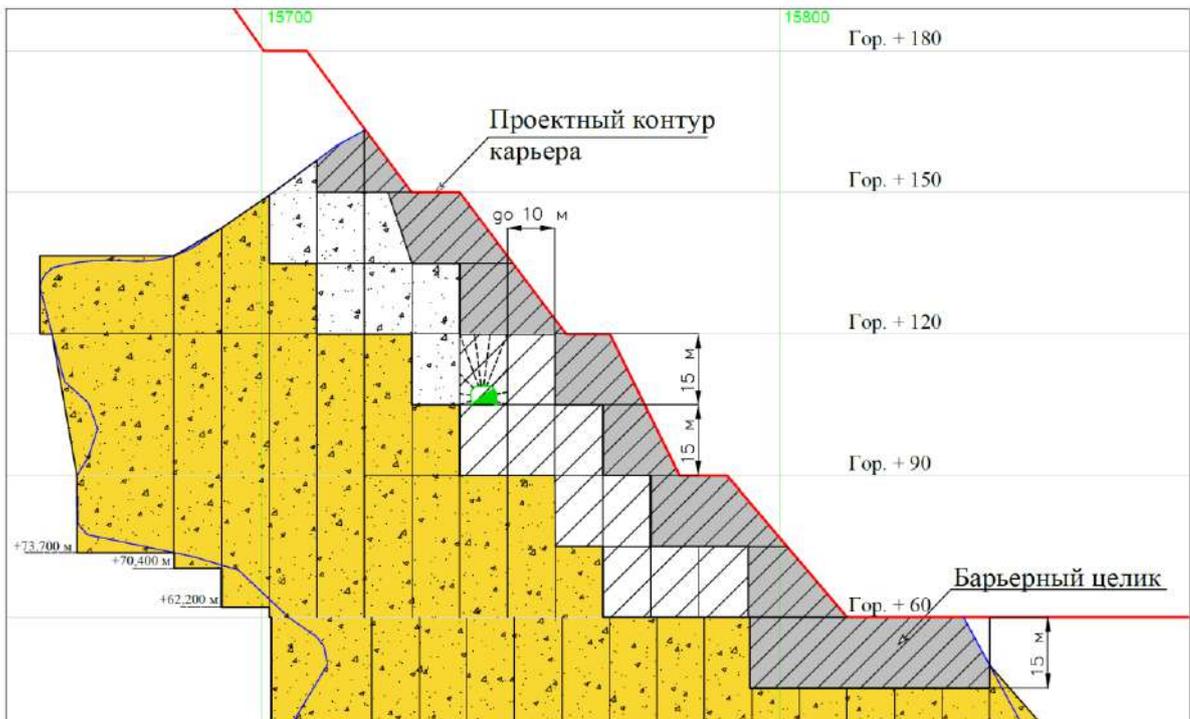


Рисунок 3.26 – Первый этап отработки барьерного целика



Рисунок 3.27 – Второй этап отработки барьерного целика (отработка «открытыми камерами» в карьер)

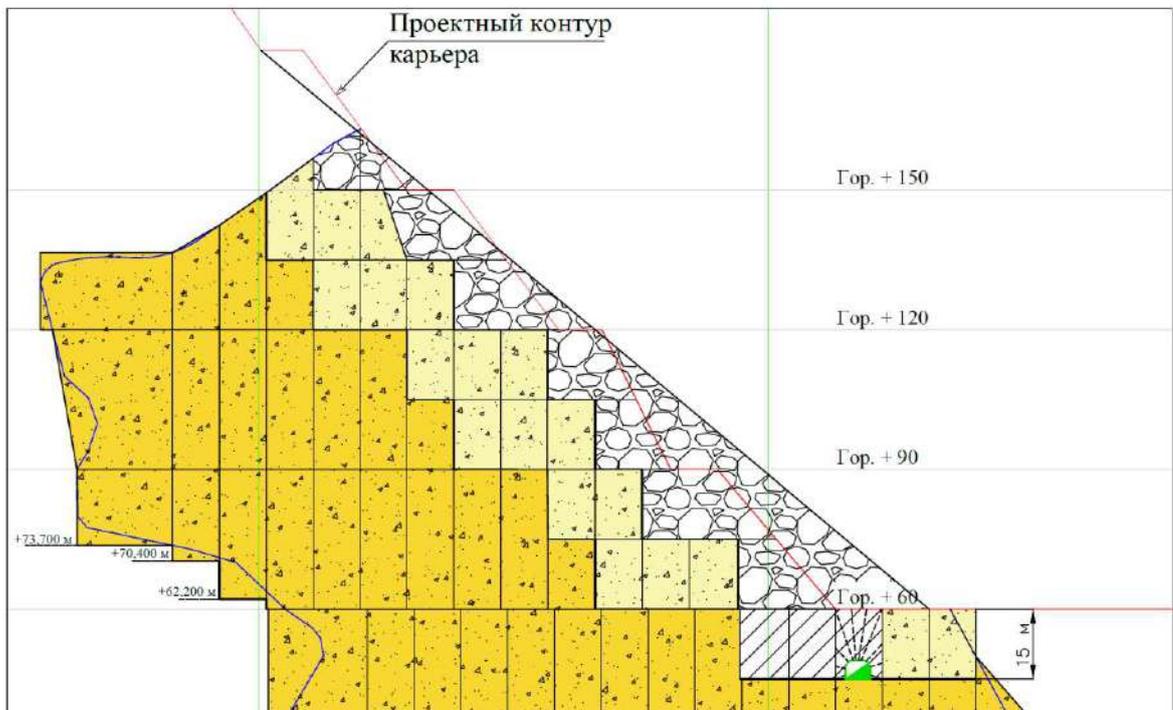


Рисунок 3.28 – Третий этап отработки барьерного целика (отработка рудной потолочины)

Подработка откосов подземными работами сопровождается изменением физико-механических свойств горных пород. Степень изменения физико-механических свойств зависит от расстояния массива горных пород по нормали к отработанной подземным способом залежи. Оценка устойчивости подработанного борта карьера производилась общепринятыми методами с учетом изменений структуры и прочности массива горных пород.

В работе выполнены расчеты на следующие этапы освоения прибортовых запасов подземным способом:

1. оценка устойчивости откоса борта в предельном положении до начала освоения прибортовых запасов подземным способом;

2. оценка устойчивости откоса борта по варианту отработки запасов с закладкой выработанного пространства и оставлением барьерного рудного целика мощностью 25 м;

3. оценка устойчивости откоса борта по варианту отработки запасов с оставлением изолирующего рудного целика и закладкой выработанного пространства;

4. оценка устойчивости откоса борта по варианту массового обрушения барьерного целика на всю высоту.

Положение разреза, по которому выполнена оценка устойчивости, показано на рис. 3.29. Схемы к расчетам представлены на рис. 3.30 – 3.34.

Вмещающие породы рассматриваемого участка представлены гранодиаритами, кварцевыми диабазами и кварцевыми роговиками. Физико-механические характеристики пород и руд, принятые по данным ОАО «Уралгипрошахт», представлены в табл. 3.2.

Таблица 3.2 – Физико-механические свойства пород и руд южного борта

Наименование пород	Предел прочности при сжатии. кг/см ²	Объемный вес, г/см ³	Сцепление, г/см ³	Угол внутреннего трения
Кора выветривания по эффузивным и интрузивным породам.	10-20	1,84-1,95	0,2-1,5	33-40
Гранодиориты трещиноватые	350-980	2,5-2,7	-	-
Измененные гранодиориты, граниты. Диабаз гидротермально измененный	980-1200	2,7-2,8	300-350	40-45
Сплошные руды	813	4,2-4,3	-	-
Вкрапленные руды	1468	3,2-3,3	-	-
Слабо измененные диабазы, диабазовые порфириды, кварцевые роговики.	1200-1680	2,8-3,0	300-400	45-50

Наиболее слабыми из представленного списка являются кварцевые роговики. Кроме того, указано, что в них имеются зоны рассланцевания, которые приводят к значительному разупрочнению пород. Эти породы прилегают к рудной зоне и будут находиться в зоне подработки.

Для оценки общей устойчивости южного борта использовались усредненные физико-механические свойства пород.

Усреднение физико-механических свойств выполнялось по общепринятой методике в объеме, ограниченном предполагаемой плоскостью скольжения и поверхностью откоса. Предполагаемый объем сдвига разбивается на блоки, и для этих блоков определяются нормальные напряжения, средние значения плотности, длина поверхности скольжения каждого блока и сцепление по этой поверхности.

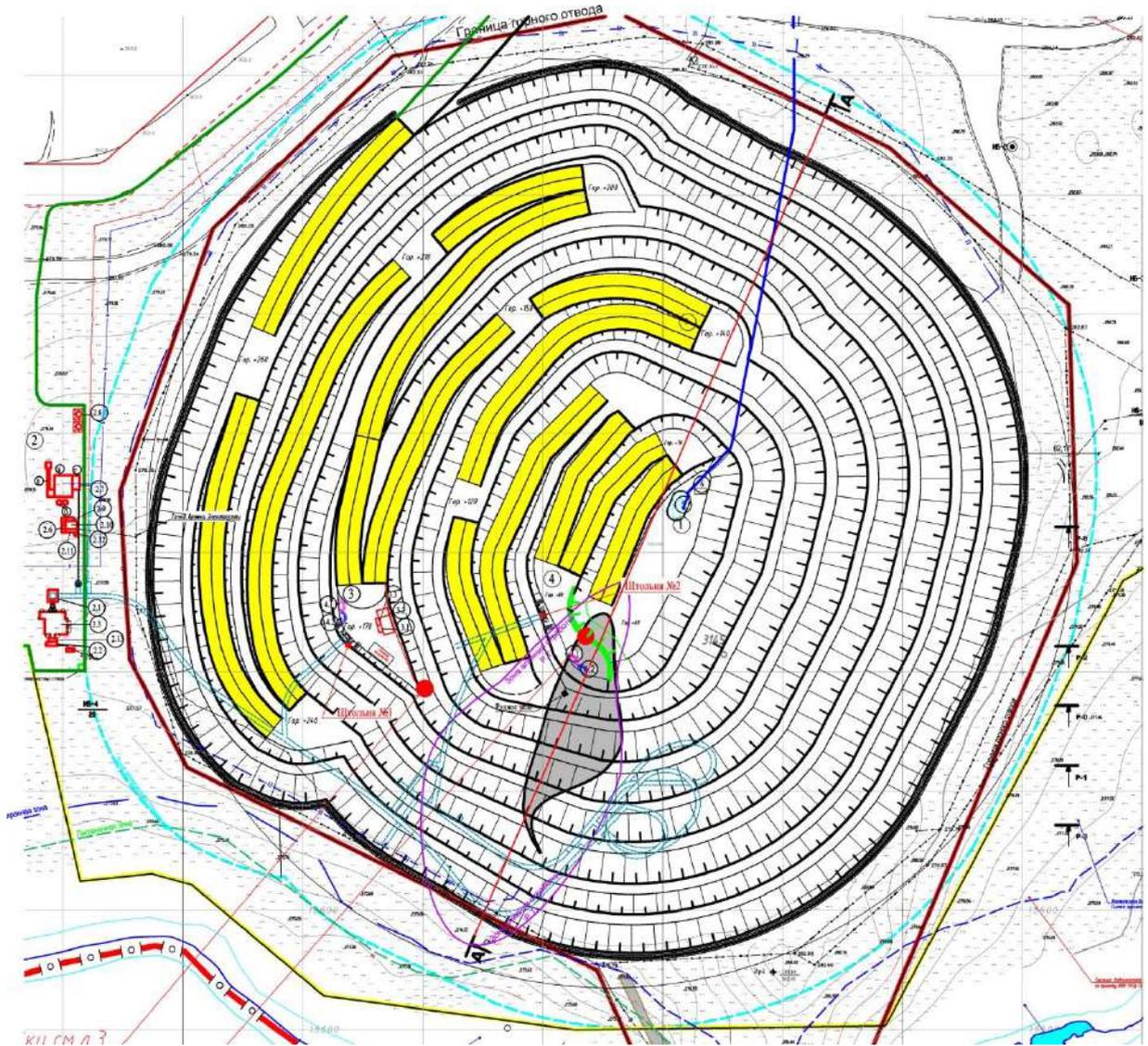


Рисунок 3.29 – План карьера «Весенний»

Средняя расчетная плотность пород в оползающем клине, т/м³:

$$\gamma_{cp,i} = \frac{\sum_1^i (\gamma_{i1} \cdot h_{i1} + \gamma_{i2} \cdot h_{i2} + \dots + \gamma_{in} \cdot h_{in})}{\sum_1^i h_1 + h_2 + \dots + h_n}, \quad (3.2)$$

где $\gamma_1, \gamma_2, \dots, \gamma_n$ – плотность отдельных групп пород в расчетном i -м блоке; $h_{i1}, h_{i2}, \dots, h_{in}$ – высота слоя отдельной группы пород (глин, суглинков, скальных пород), м.

Средневзвешенная величина сцепления, т/м²:

$$C = \frac{\sum_1^i C_i \cdot \ell_i}{\sum_1^i \ell_i}, \quad (3.3)$$

где C_i – сцепление пород вдоль линии скольжения в расчетном i -м блоке, т/м²; ℓ_i – длина отрезков поверхности скольжения для каждого расчетного блока (м) с характеристиками C_1, C_2, \dots, C_i и φ_{cp} (град).

$$\varphi_{cp} = \arctg \frac{\sum_1^i \varphi_i \cdot \sigma_i \cdot \ell_i}{\sum_1^i \sigma_i \cdot \ell_i} \quad (3.4)$$

где φ_i – угол внутреннего трения пород в расчетном i -м блоке, град; σ_i – средняя величина нормального напряжения по соответствующим отрезкам поверхности скольжения т/м².

Под устойчивостью борта карьера понимается его способность противостоять воздействию внешних сил, а также длительное время сохранять состояние, при котором он обеспечивает выполнение своих функций.

Основой современных методов расчета параметров устойчивых бортов карьера является гипотеза предельного равновесия Кулона. Согласно этой гипотезе предполагается, что вдоль поверхности скольжения среда одновременно находится в предельном состоянии. При этом ограничении условие равновесия записывается в виде:

$$\sum P_i \cdot \sin \delta_i = tg \varphi \cdot \sum \cos \delta_i + C \cdot L \quad (3.5)$$

где P_i – вес i -го блока; δ_i – угол наклона поверхности скольжения в основании i -го блока; φ и C – угол внутреннего трения и величина сцепления массива; L – длина поверхности скольжения.

Критерием оценки устойчивости бортов карьеров является коэффициент запаса, под которым понимается отношение удерживающих сил борта к сумме сил его сдвигающих:

$$K_{3y} = \frac{f \cdot \sum N + C \cdot L}{\sum T} \quad (3.6)$$

где f – коэффициент трения; $\sum N$ и $\sum T$ – сумма нормальных и касательных сил.

Трудность определения коэффициента запаса устойчивости заключается в том, что для его вычисления необходимо знать значение точки приложения и направление сил, сдвигающих и удерживающих призму обрушения. Характеристики действующих сил различны в зависимости от того, по какой поверхности предполагается сдвиг пород. Необходимо проверять устойчивость борта по нескольким поверхностям скольжения, что усложняет решение задачи. При отстройке борта карьера рекомендуется принимать значение коэффициента запаса устойчивости $K_{3y} = 1,3-2,0$. Исходя из предполагаемого срока доработки запасов карьера «Весенний» и характеристики бортов, принят коэффициент запаса устойчивости $K_{3y} = 1,4$.

Из упрощенных методов расчета устойчивости наиболее распространенным является метод алгебраического сложения сил, действующих вдоль возможной поверхности скольжения. Эта поверхность может быть плоской, кругло-цилиндрической, какой-либо плавной криволинейной, комбинированной, состоящей из плоской и кругло-цилиндрической или криволинейной и плоской.

Плоская поверхность скольжения принимается в тех случаях, когда углы падения пород, слагающих откос, больше угла внутреннего трения по контактам слоев и меньше угла рабочего откоса уступа, то есть в условиях, при которых происходит подрезка контактов между слоями.

При однородном строении массива и отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления принимается, как правило, кругло-цилиндрическая поверхность скольжения.

В том случае, когда в борту имеется ряд неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления, поверхность скольжения может

быть криволинейной, переходящей в плоскую, или плоской, переходящий в криволинейную.

Было выполнено построение круглоцилиндрических линий скольжения по общепринятой методике ВНИМИ для южного борта карьера для всех выше указанных периодов отработки прибортовых запасов подземным способом. С целью прогноза устойчивости откосов южного борта карьера, выполнены расчеты коэффициентов запаса устойчивости в отм. 60-280 м.

Расчет общей и местной устойчивости выполнен методом алгебраического сложения сил. Таблицы с выполненными расчетами приведены ниже (табл. 3.3-3.6).

Проектные параметры борта карьера в предельном положении при принятых физико-механических свойствах будут иметь запас прочности больше 40%. Это отвечает нормативным требованиям. Однако за период эксплуатации породы теряют свою прочность за счет атмосферных осадков, грунтовых вод и ветровой эрозии, поэтому на стадии доработки карьера рекомендуется отобрать образцы вмещающих пород и провести лабораторные испытания их на прочность, с целью оценить соответствие предельных параметров уступов и борта в целом реальным физико-механическим свойствам.

В связи с разупрочнением вмещающих пород медно-цинковых месторождений за период освоения запасов, доработку прибортовых запасов с использованием закладочного материала с большой прочностью можно рассматривать в некоторой степени как укрепление прибортового массива. Полученные значения коэффициентов запаса устойчивости при доработке запасов подземным способом с применением закладки находятся в диапазоне 1,58-1,6. Это объясняется достаточной прочностью закладочного материала: удельное сцепление составляет 98 т/м^2 , а угол внутреннего трения 22 град.

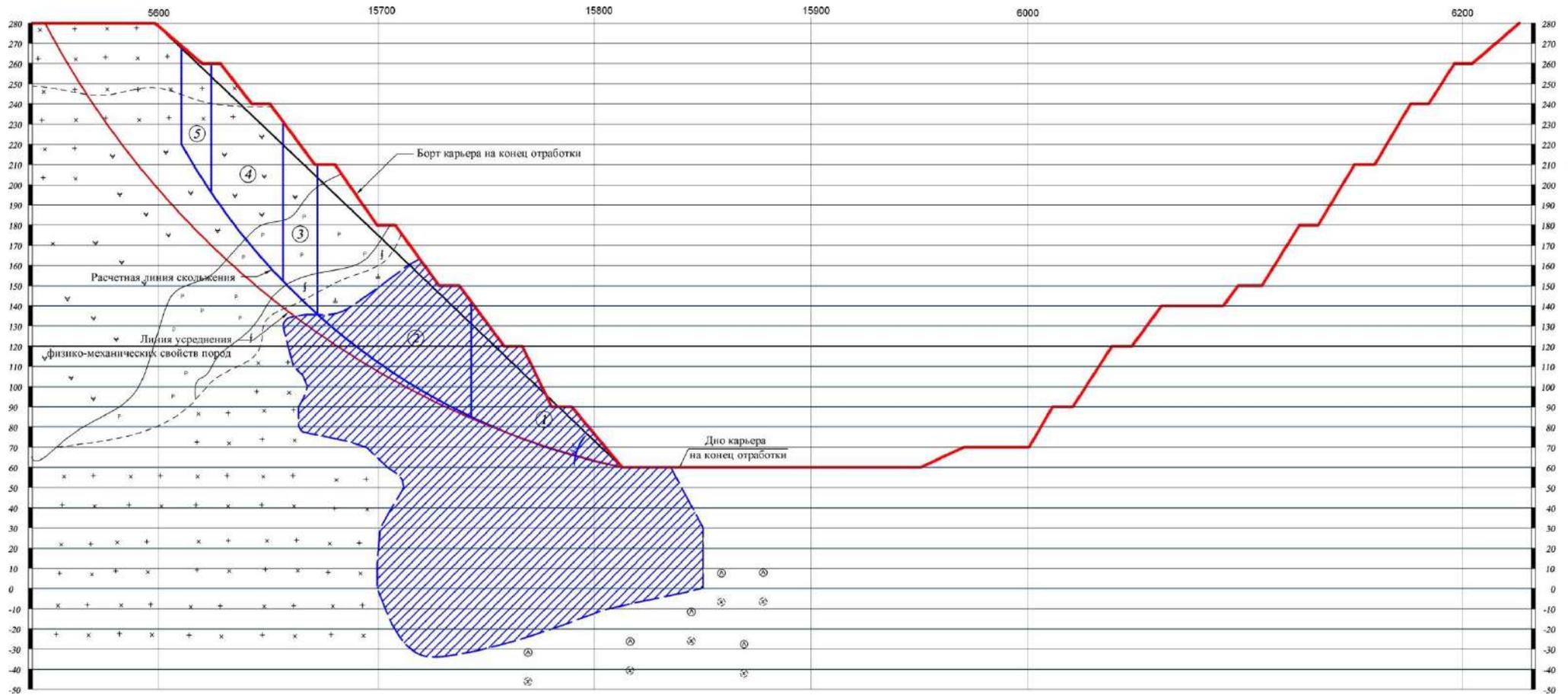


Рисунок 3.30– Схема к оценке устойчивости южного борта карьера «Весенний» до начала подземной отработки запасов

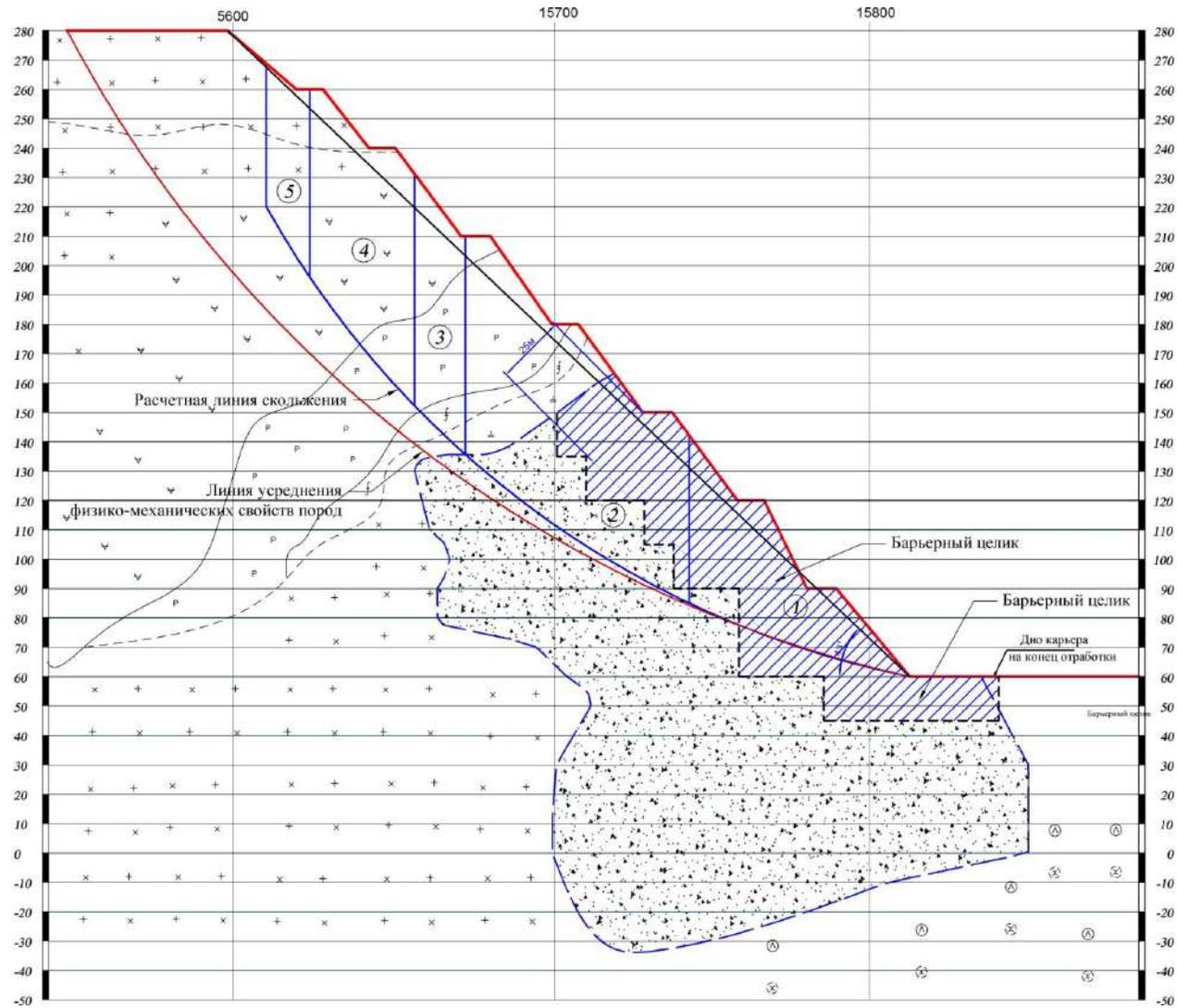


Рисунок 3.31 – Схема к оценке устойчивости южного борта карьера «Весенний» по варианту отработки запасов с закладкой выработанного пространства и оставлением барьерного рудного целика мощностью 25 м

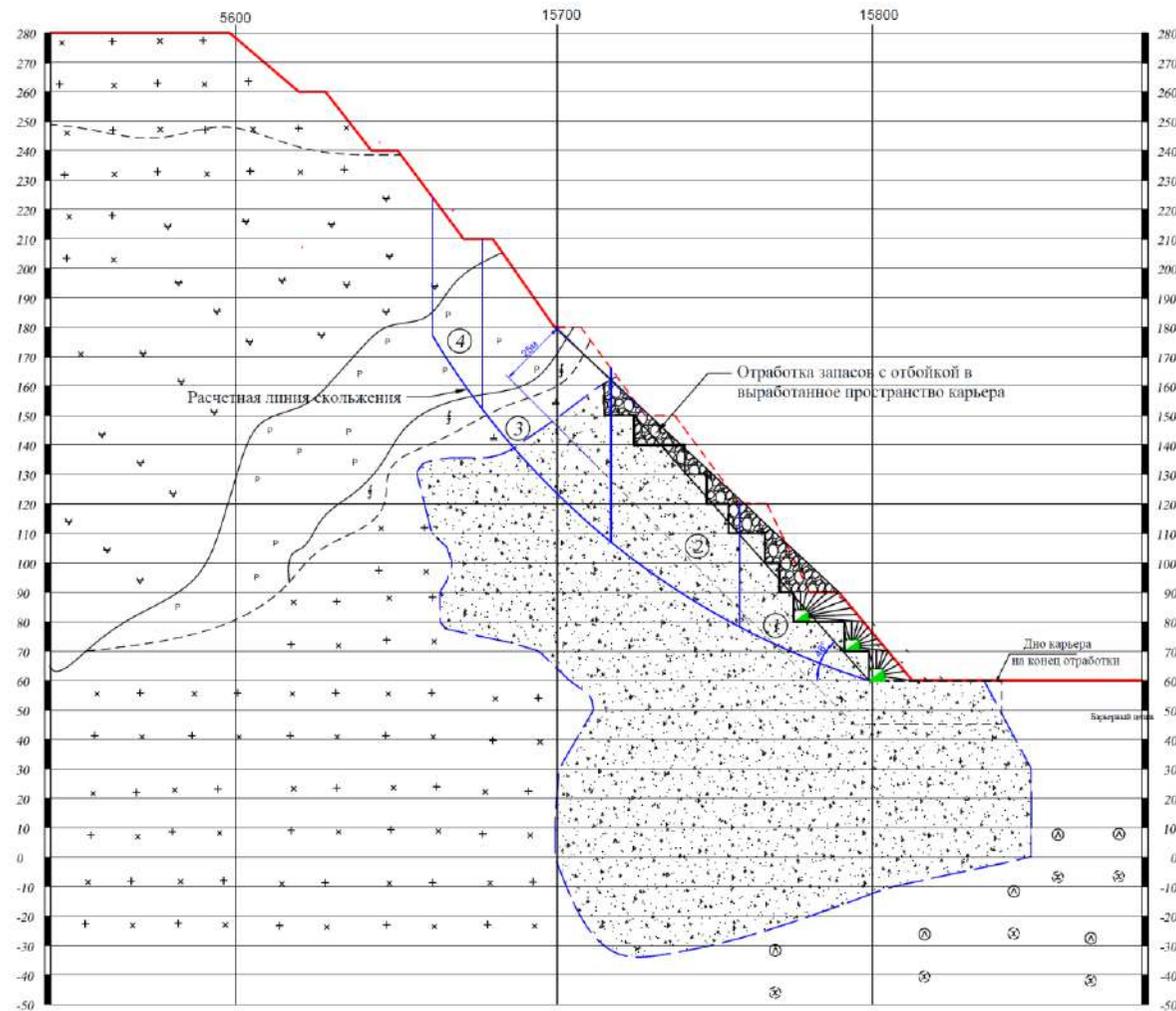


Рисунок 3.32 – Схема к оценке устойчивости южного борта карьера «Весенний» по варианту отработки запасов с оставлением изолирующего рудного целика и закладкой выработанного пространства

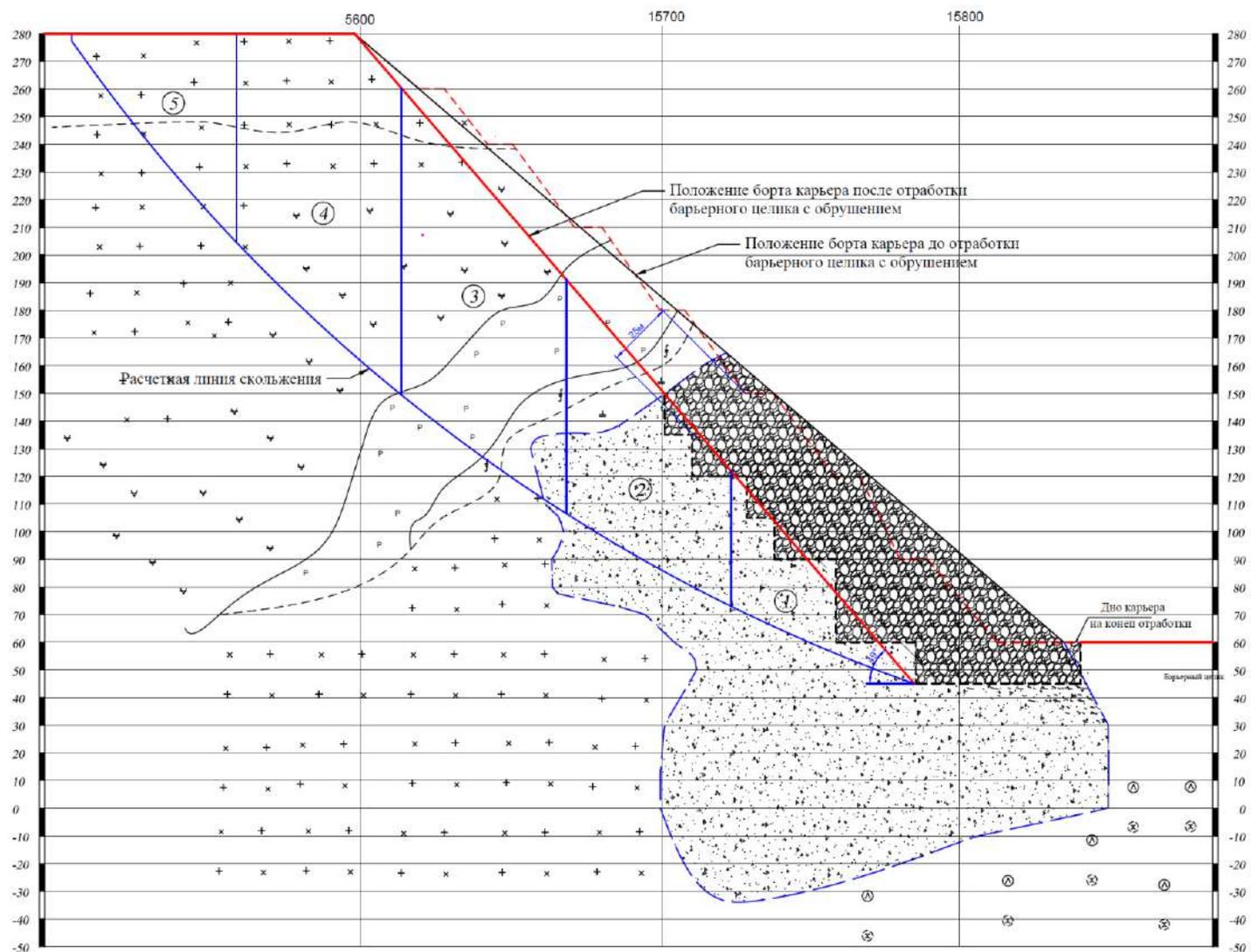


Рисунок 3.33 – Схема к оценке устойчивости южного борта карьера «Весенний» по варианту массового обрушения барьерного целика на всю высоту

Таблица 3.3 – Расчет устойчивости южного борта карьера «Весенний» до начала подземной доработки запасов

№ бл.	Ширина блока, м	Высота блока, м	Объемный вес, МН/м ³	Угол наклона линии скольжения, град	Вес блока, МН	Сдвигающие силы, МН	Угол внутреннего трения, град	Силы трения, МН	Удельное сцепление, МПа	Длина основания блока, м	Силы сцепления, МПа
1	75,5	24,7	0,042	14,00	85,60	20,64	28	44,16	0,84	79,50	66,78
2	76,7	73,6	0,042	26,00	259,11	113,24	28	123,82	0,84	92,20	77,45
3	17,4	75,7	0,027	42,00	34,25	22,85	8	3,58	0,01	23,90	0,239
4	35,8	70,8	0,027	46,00	65,90	47,29	28	24,34	0,40	56,60	22,64
5	15,0	54,2	0,027	56,00	21,14	17,49	28	6,28	0,40	28,40	11,36
						287,51		202,18			178,47
$K_{3y}=1,32$											

Таблица 3.4 – Расчет устойчивости южного борта карьера «Весенний» по варианту отработки запасов с закладкой выработанного пространства и оставлением барьерного рудного целика мощностью 25 м

№ бл.	Ширина блока, м	Высота блока, м	Объемный вес, МН/м ³	Угол наклона линии скольжения, град	Вес блока, МН	Сдвигающие силы, МН	Угол внутреннего трения, град	Силы трения, МН	Удельное сцепление, МПа	Длина основания блока, м	Силы сцепления, МПа
1	75,5	24,7	0,042	14,00	85,60	20,64	28	33,55	0,84	79,50	77,91
2	76,7	73,6	0,020	26,00	259,11	113,24	22	123,82	0,98	92,20	77,45
3	17,4	75,7	0,027	42,00	34,25	22,85	8	3,58	0,01	23,90	0,24
4	35,8	70,8	0,027	46,00	65,90	47,29	28	24,34	0,40	56,60	22,64
5	15,0	54,2	0,027	56,00	21,14	17,49	28	6,28	0,40	28,40	11,36
						170,67		125,248			191,38
$K_{3y}=1,86$											

Таблица 3.5 – Расчет устойчивости южного борта карьера «Весенний» по варианту отработки запасов с оставлением изолирующего рудного целика и закладкой выработанного пространства

№ бл.	Ширина блока, м	Высота блока, м	Объемный вес, МН/м ³	Угол наклона линии скольжения, град	Вес блока, МН	Сдвигающие силы, МН	Угол внутреннего трения, град	Силы трения, МН	Удельное сцепление, МПа	Длина основания блока, м	Силы сцепления, МПа
1	44,7	17,1	0,020	18,00	15,29	4,71	22	5,87	0,98	48,50	47,53
2	44,0	43,8	0,020	28,00	38,54	18,04	22	13,75	0,98	52,60	51,55
3	44,0	56,2	0,027	39,00	64,29	40,35	8	7,02	0,01	63,00	0,63
4	17,2	50,6	0,027	53,00	22,63	18,03	8	1,91	0,01	30,50	0,31
Σ						81,13		28,560			100,01
K_{zy}=1,58											

Таблица 3.6 – Расчет устойчивости южного борта карьера «Весенний» по варианту массового обрушения барьерного целика на всю высоту

№ бл.	Ширина блока, м	Высота блока, м	Объемный вес, МН/м ³	Угол наклона линии скольжения, град	Вес блока, МН	Сдвигающие силы, МН	Угол внутреннего трения, град	Силы трения, МН	Удельное сцепление, МПа	Длина основания блока, м	Силы сцепления, МПа
1	66,6	25,3	0,027	20,00	43,81	14,94	28	21,89	0,01	72,30	0,72
2	60,0	67,8	0,027	27,00	105,77	47,87	28	50,11	0,01	68,70	0,69
3	60,0	99,0	0,027	29,00	154,44	74,65	28	71,82	0,01	73,80	0,74
4	60,0	104,9	0,027	39,00	163,64	102,70	28	67,62	0,01	81,50	0,82
5	60,0	41,6	0,027	47,00	64,90	47,34	28	23,53	0,01	94,40	0,94
Σ						287,51		234,967			3,91
K_{zy}=0,83											

Кроме того, была выполнена оценка состояния борта в случае применения при доработке запасов подземным способом системы с обрушением. В этом случае роговики с участками рассланцевания и серицитизации попадут в зону обрушения и повлекут за собой обрушение вышележащих уступов. Коэффициент запаса устойчивости меньше единицы. Ширина призмы обрушения южного борта при этом составит около 100 м. Применение системы с обрушением в рассматриваемых условиях с точки зрения устойчивости не допустимо. Кроме того, это приведет к изменению положения верхней бровки карьера, а расстояние от нее до р. Аралча составит менее 50 м, что не обеспечит требуемую величину водоохраной зоны.

С целью оценки устойчивости бортов карьера, находящихся вне зоны влияния подземной выемки, проведены дополнительные расчеты коэффициентов запаса устойчивости с учетом отработки подземных запасов. Расчеты производились по линиям 1-1, 2-2 и 3-3 (рис. 3.34).

Расчет производился аналогично приведенной выше методике и показал, что борта карьера, находящиеся вблизи расчетного разреза А-А, построенного непосредственно по простирацию подземных запасов, находятся в весьма устойчивом состоянии с коэффициентом запаса устойчивости не менее 2,0 (табл. 3.7 – 3.9).

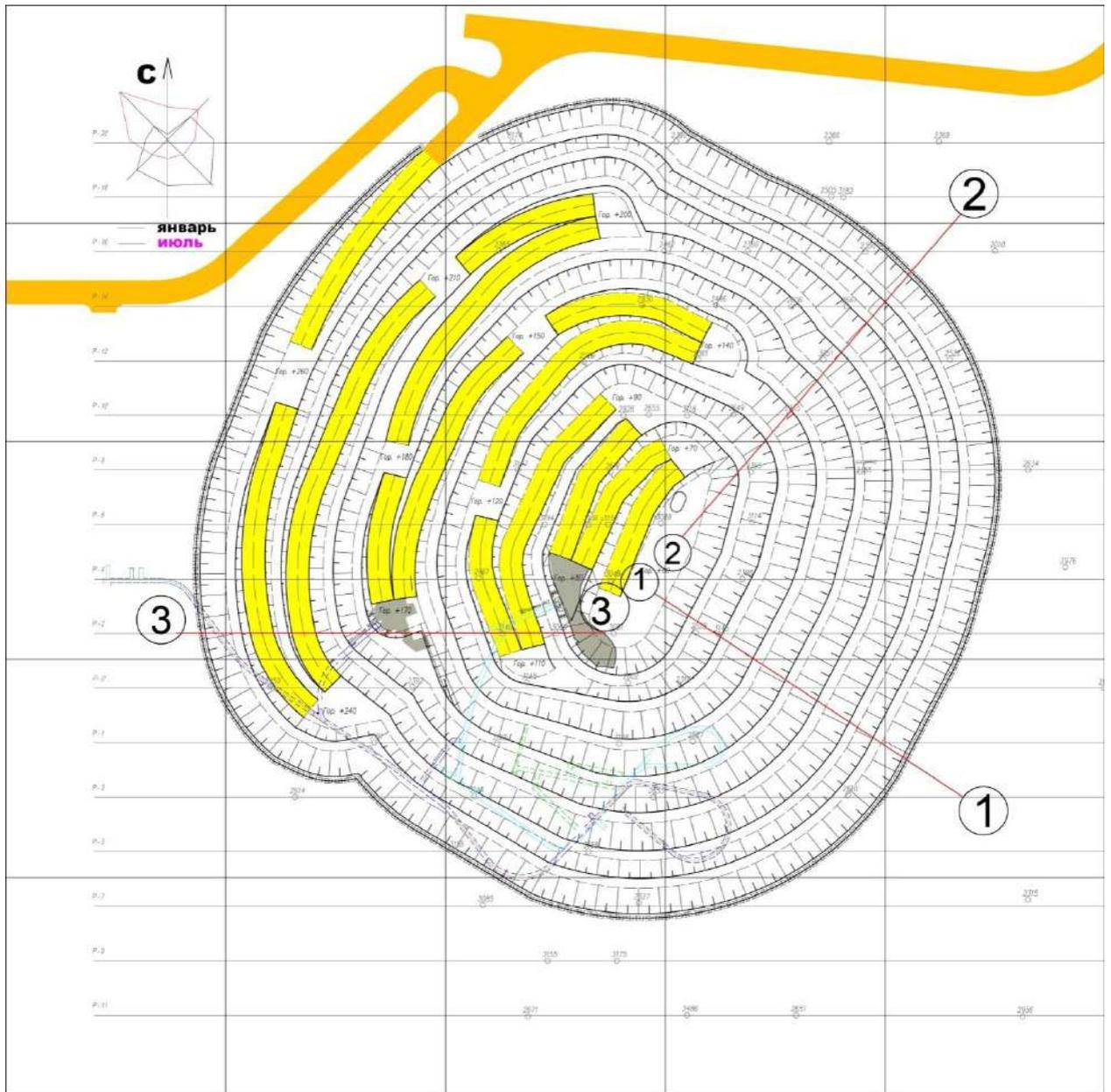


Рисунок 3.34 – Расположение разрезов 1-1, 2-2 и 3-3

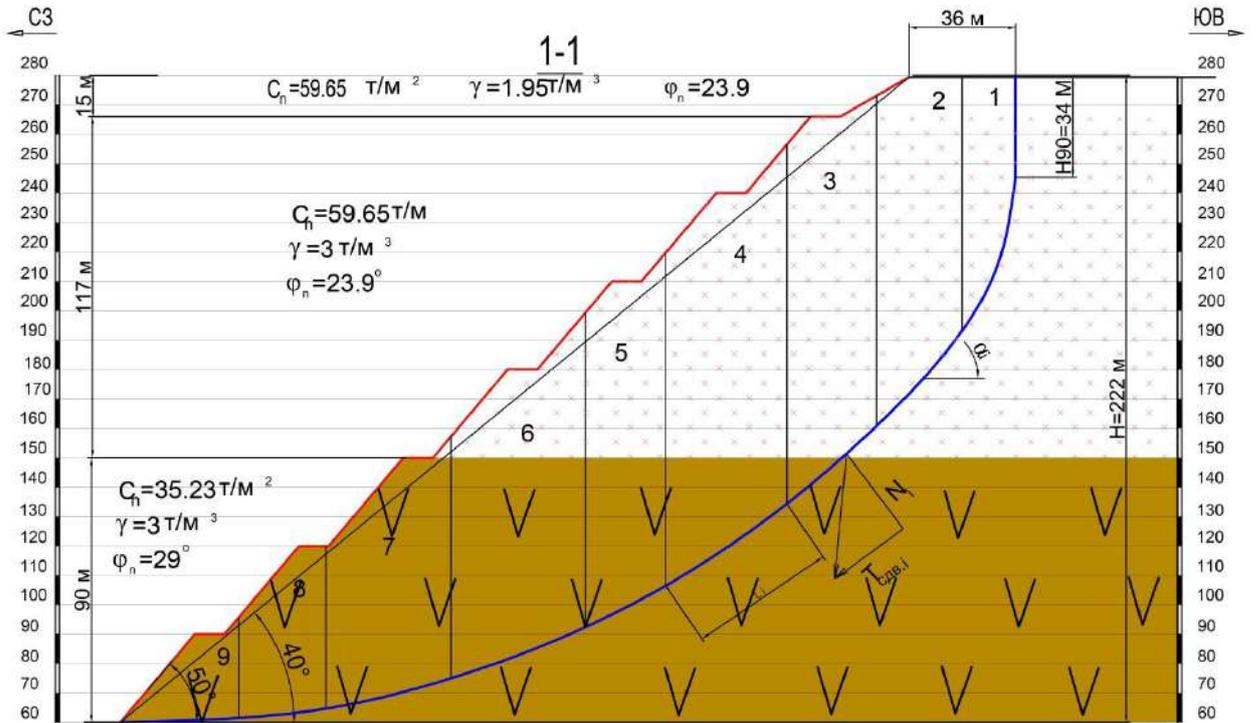


Рисунок 3.35 – Схема к расчету устойчивости борта карьера по линии 1-1

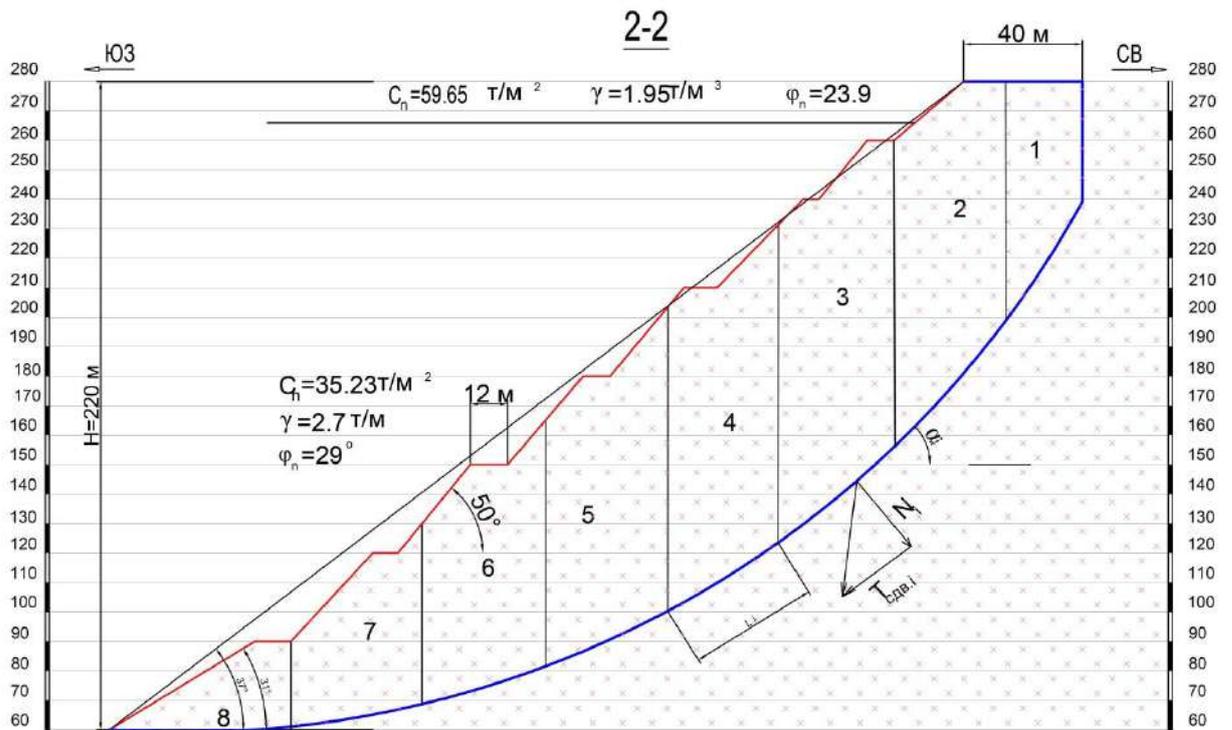


Рисунок 3.36 – Схема к расчету устойчивости борта карьера по линии 2-2

3-3

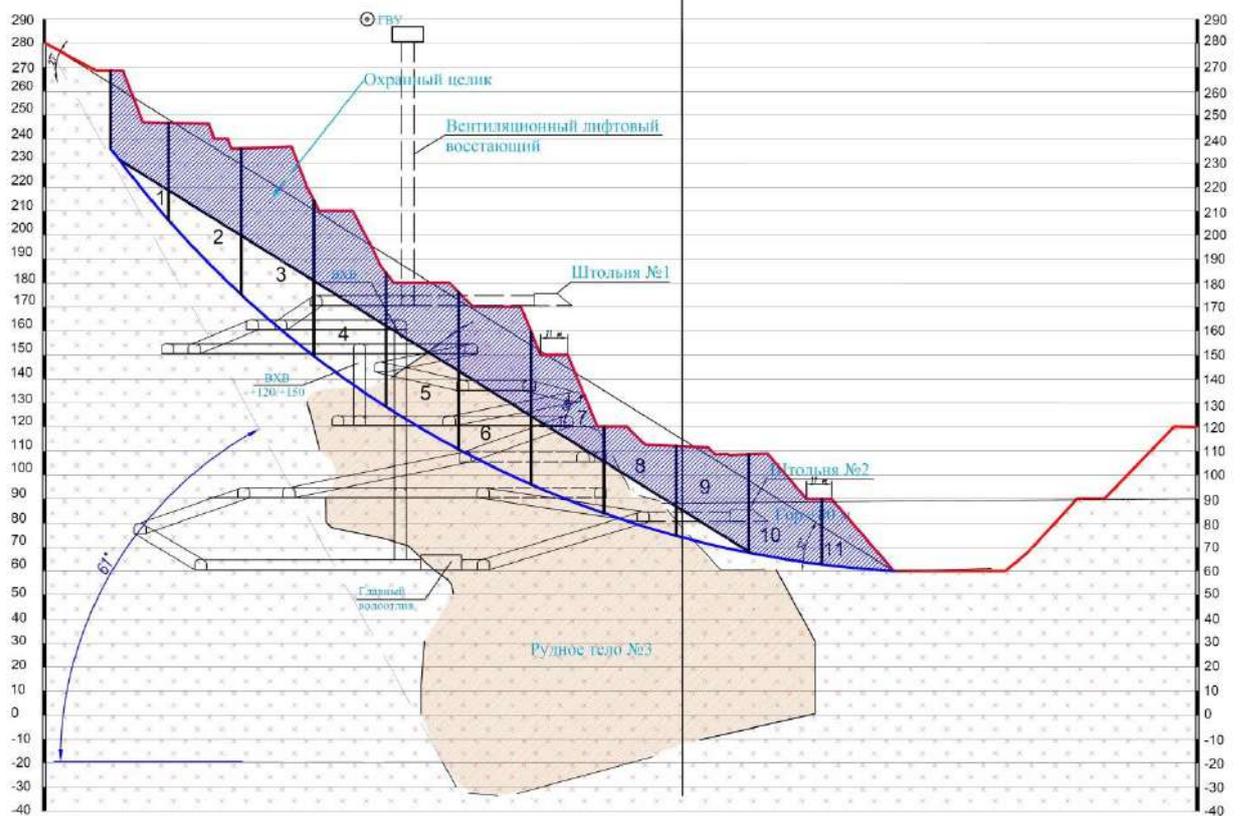


Рисунок 3.37 – Схема к расчету устойчивости борта карьера по линии 3-3

Для оценки влияния карьерной выемки на напряженно-деформированное состояние массива горных пород, при подземной доработке месторождения проведено математическое моделирование отработки Сибайского месторождения. Моделирование проводилось для массива горных пород восточного борта карьера. Оценка напряженно-деформированного состояния массива осуществлялась по главным нормальным напряжениям. В математической модели использовались физико-механические характеристики руды, породы и обрушенной горной массы. Граничные условия задавались по горно-геологическим данным с таким расчетом, чтобы обеспечивалось получение напряжений, сходных с натурными.

Таблица 3.7 – Расчет устойчивости борта карьера по линии 1-1

№ блока (j)	Площадь блока j (Sj), м ²	Угол наклона βj, градусы	Сила тяжести в блоке Pj, МН	sinβ	Касательная сила Tj, МН	cosβ	NI	Длина основания блока (lj), м	Сила сцепления Fсцj, МН
1	1928	18	5398,4	0,86	4642,6	0,6	2699,2	73	3543
2	3584	19	10032,2	0,74	7454,9	0,98	9831,5	49	5987,5
3	2755	45	7714	0,65	5014	0,5	3857	29	10532
4	2591	43	7254,8	0,55	4056,8	0,55	3990,1	26	13974
5	2536	26	7098	0,45	3222,5	0,646	4585,3	28	9790,22
6	1970	18	5516	0,32	1796	0,6	3309,6	27	5600
7	1695	13	4746	0,22	1067,85	0,97	4624,5	35	5324
8	631	4	1766,8	0,07	123	0,99	1762,5	29,5	2734,72
					27377,65		34659,70		57088,44
Kзу=2,1									

Таблица 3.8 – Расчет устойчивости борта карьера по линии 2-2

№ блока (j)	Площадь блока j (Sj), м ²	Угол наклона βj, градусы	Сила тяжести в блоке Pj, МН	sinβ	Касательная сила Tj, МН	cosβ	NI	Длина основания блока (lj), м	Сила сцепления Fсцj, МН
1	1271	60	3558.9	0.86	3082.1	0.5	1779	36	3926.86
2	2926.2	48	8407.32	0.74	6247.9	0.66	5625	43.5	5625.6
3	3590	41	10770	0.65	7065.8	0.75	8128	40.3	10532.16
4	4833.6	34	14500.8	0.55	8108.7	0.82	12021	49.5	14974.43
5	2984.2	27	8952.6	0.45	4064.4	0.89	7976	30.4	9790.22
6	4301.5	19	12904.5	0.32	4201.3	0.94	12201	48.5	15094.22
7	2771.1	13	8913.3	0.22	2005.1	0.97	8684.9	43.5	11279.67
8	1479.8	4	4439.4	0.06	309.7	0.99	4428.6	29.5	6188.29
9	767.8	4	2303.4	0.06	160.7	0.99	2297	40	3707.2
					35245,7		63140,5		81118,65
Kзу=2,3									

Таблица 3.9 – Расчет устойчивости борта карьера по линии 3-3

№ бл.	Ширина блока, м	Высота блока, м	Объемный вес, МН/м ³	Угол наклона линии скольжения, град	Вес блока, МН	Сдвигающие силы, МН	Угол внутреннего трения, град	Силы трения, МН	Удельное сцепление, МПа	Длина основания блока, м	Силы сцепления, МПа
1	23,9	29,6	0,027	49,00	19,10	14,38	29	6,95	0,35	38,20	13,37
2	30,0	56,8	0,027	44,00	46,01	31,88	29	18,34	0,35	43,00	15,05
3	30,0	74,2	0,027	39,00	60,10	37,72	28	24,83	0,33	39,40	13,00
4	30,0	71,0	0,030	34,00	63,90	35,63	30	30,58	0,36	36,80	13,25
5	30,0	61,0	0,030	29,00	54,90	26,54	22	19,40	0,98	34,90	34,20
6	30,0	67,3	0,020	26,00	40,38	17,65	22	14,66	0,98	33,60	32,93
7	30,0	60,2	0,020	20,00	36,12	12,32	22	13,71	0,98	32,30	31,65
8	30,0	35,6	0,025	16,00	26,70	7,34	22	10,37	0,98	31,30	30,67
9	30,0	38,8	0,023	12,00	26,77	5,55	29	14,52	0,35	31,00	10,85
10	30,0	35,5	0,027	8,00	28,76	3,99	29	15,78	0,35	30,40	10,64
11	30,0	16,3	0,027	4,00	13,21	0,92	29	7,30	0,35	30,20	10,57
						193,90		176,459			216,19
K _{зy} =2,0											

На начальном этапе исследовались параметры гравитационного поля, затем на него накладывалось поле тектонических сил. Тектоническая составляющая горного давления принималась в 1,5 раза больше вертикального давления горных пород, как наиболее вероятных в условиях отработки медноколчеданных месторождений [94], действующих по направлению выемки и перпендикулярно.

Моделирование напряженно-деформированного состояния массива восточного борта карьера осуществлялось по характерному разрезу 23а, построенному нормально к уступам борта через планируемые к отработке камеры 529-2, 529-3 и 529-4, расположенные на гор. 529 м.

Моделирование проводилось в три этапа (рис. 3.38).

Первая модель оценивала природное напряженно-деформированное состояние массива, техногенно-измененное только карьерной выемкой (рис. 3.38а). Вторая и третья модели имитировали собой последовательную отработку рудного тела системой разработки подэтажного обрушения на подэтажах 509 и 529 м (рис. 3.38б и 3.38в).

Природное напряженно-деформированное состояние массива на конец отработки карьера, не затронутое подземными горными работами, отмечается весьма спокойной обстановкой (рис. 3.39). Распределение главных напряжений σ_1 и σ_2 характерно для откоса массива, приведенного в предельное состояние, и характеризуется отсутствием растягивающих напряжений по компоненте σ_2 (рис. 3.39б). Численные значения напряжений значительно ниже предела прочности пород; максимальные сжимающие напряжения концентрируются в районе дна карьера и составляют максимум 15 МПа (рис. 3.39а); растягивающие напряжения отсутствуют. Данное обстоятельство свидетельствует об относительной устойчивости борта карьера до проведения подземных очистных работ.

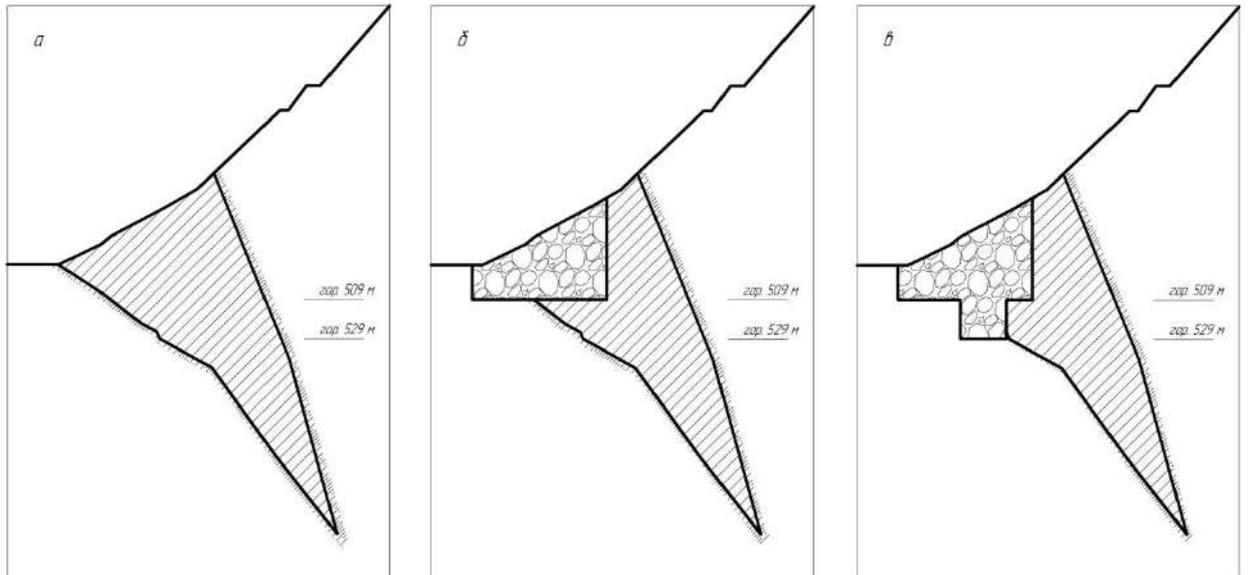


Рисунок 3.38 – Моделирование напряженно-деформированного состояния массива

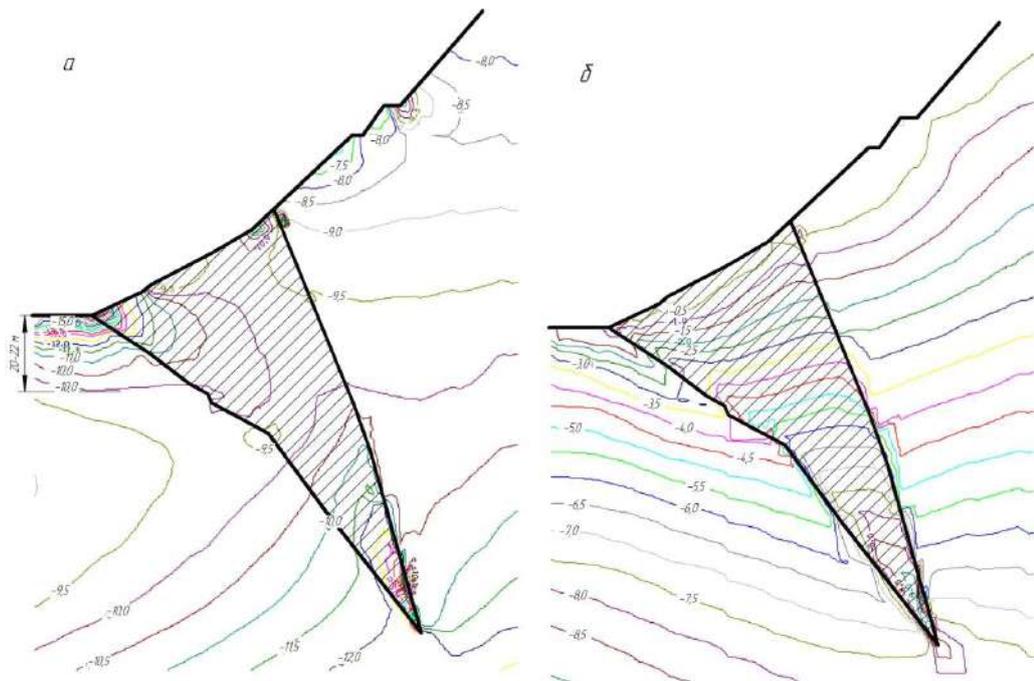


Рисунок 3.39 – Изолинии главных напряжений σ_1 (а) и σ_2 (б) в массиве пород, нетронутом подземными горными работами

При разработке приконтурных запасов руды в борту карьера, горный массив находится в сложном напряженном состоянии, обусловленном наложением полей напряжений, вызванных карьерной выемкой и подземными выработками [50,67]. Карьерная выемка изменяет характер

распределения напряжений в приконтурном массиве. Неотработанный массив (целик) работает в условиях сжатия со сдвигом. На рис. 3.40 показаны изолинии распределения главных напряжений при отработке подэтажа 509 м.

Так, отработка прибортовых запасов системой разработки подэтажного обрушения вызывает рост сжимающих напряжений и их перераспределение в массиве очистных заходов (рис. 3.40). Численное значение сжимающих напряжений также не превышают предела прочности пород и составляет по максимальной компоненте до 25 МПа, по минимальной - до 2 МПа. Главная компонента напряжений σ_1 в направлении развития очистных работ является растягивающей, что свидетельствует о благоприятных условиях самообрушения руды без образования консольного зависания пород, но велика вероятность возникновения сложности с бурением растрескавшейся руды.

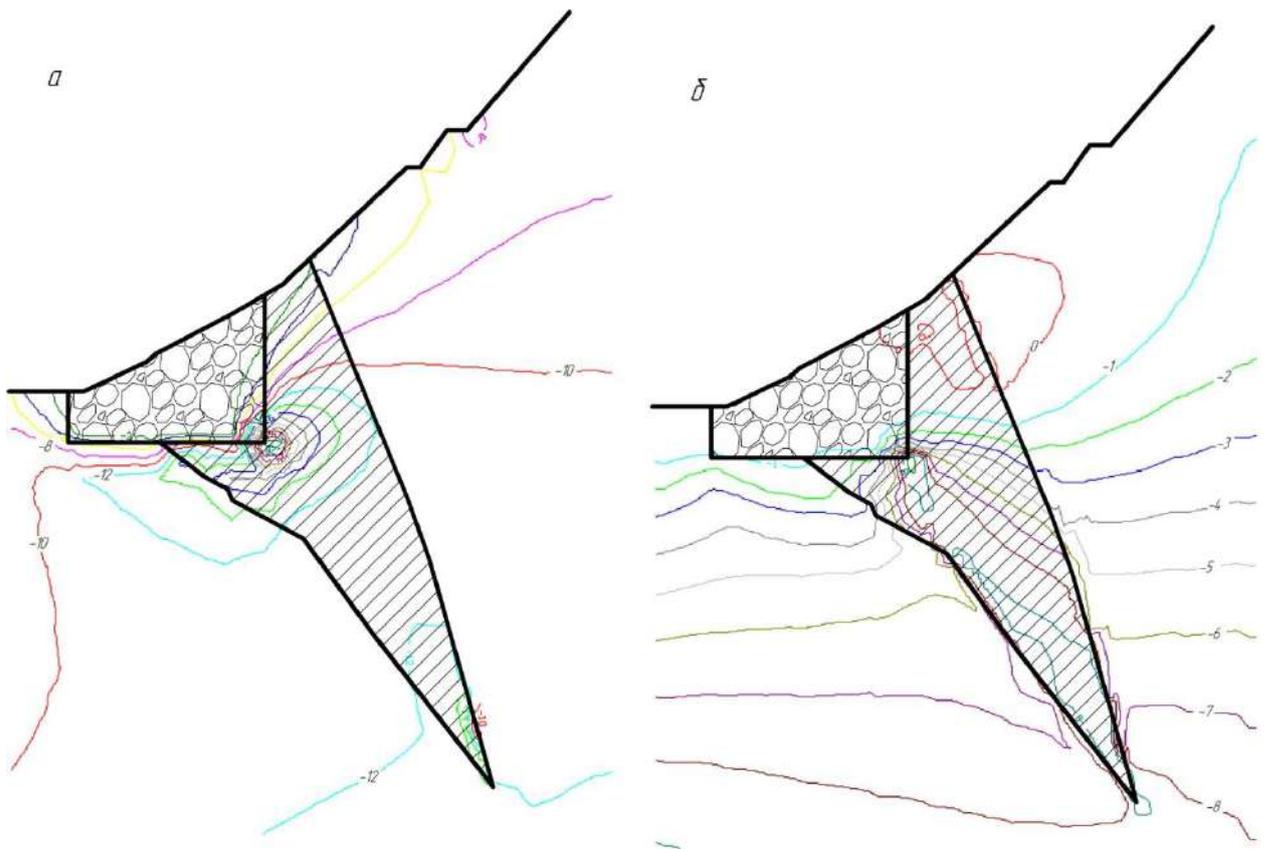


Рисунок 3.40 – Изолинии главных напряжений σ_1 (а) и σ_2 (б) при отработке камер гор. 509 м

Вблизи откосов происходит ослабление прочностных свойств пород и, как следствие, возникновение оползневых явлений. Положение максимального и минимального ослабления свойств пород приоткосного массива зависит от формы и размеров отдельных уступов, слагающих борт карьера.

Дальнейшее развитие фронта горных работ на подэтаже 529 м значительно изменяет напряженное состояние массива вышележащего подэтажа. Углубление горных работ приводит к росту напряжений до 50 МПа в области развития фронта вплоть до предела прочности пород (рис. 3.41а), при этом характерно расширение зоны растягивающих напряжений на подэтаже 509 м (рис. 3.41б). Однако напряженно-деформированное состояние массива не критично и характерно для массива, обрабатываемого системой разработки с обрушением.

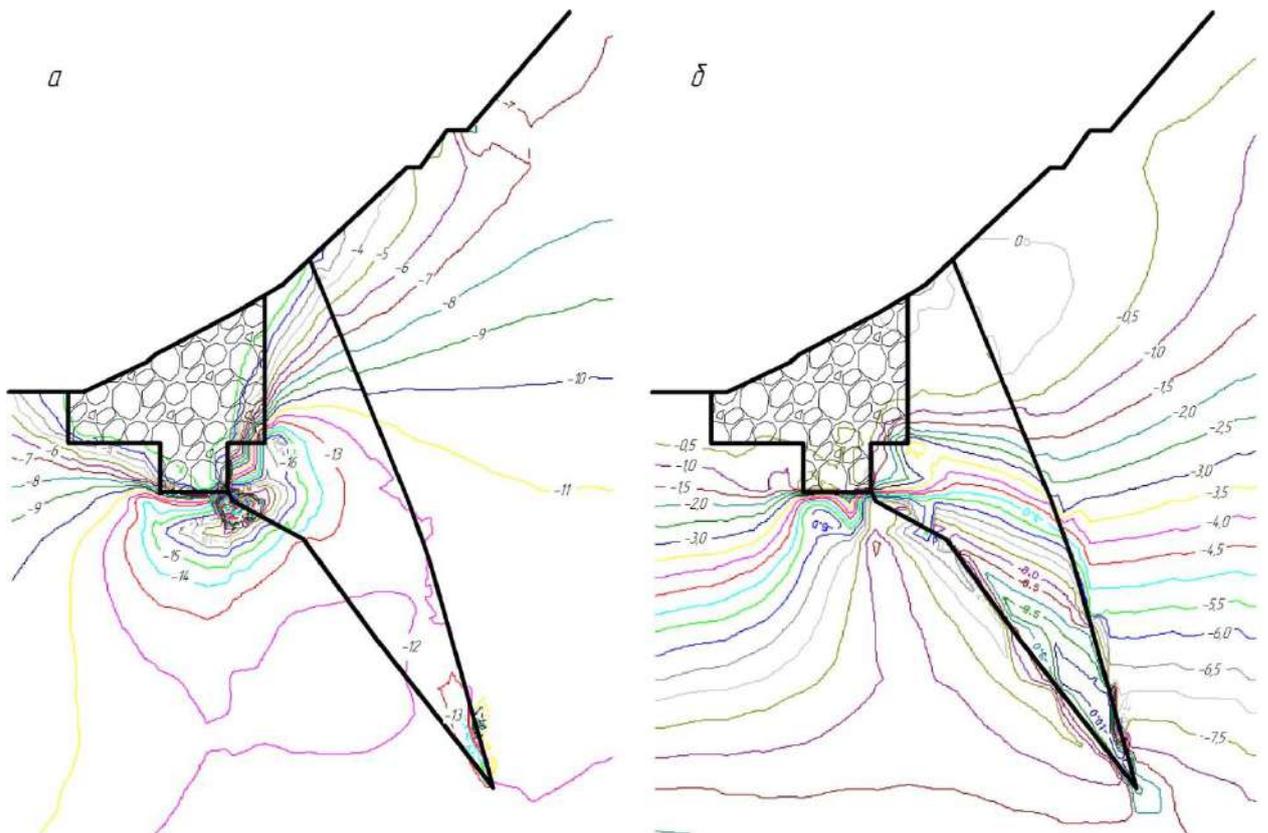


Рисунок 3.41 – Изолинии главных нормальных напряжений σ_1 (а) и σ_2 (б) при отработке камер гор. 529 м

Несмотря на достаточную общую устойчивость бортов Сибайского карьера, учитывая частичную подработку прибортового массива и дальнейшее развитие подземных горных работ с применением системы с обрушением руд, следует отметить необходимость постоянного контроля деформаций прибортового массива натурными методами на всех стадиях горных работ.

Ошибочно считать, что откол части массива и вывалы твердых пород - это результат перенапряженного состояния массива борта карьера. Опыт изучения причин вывалов с откосов карьеров показывает, что, как правило, обрушения локальных участков приконтурного массива происходят в результате развития открытых трещин в массиве, разупрочнения пород на их контактах под воздействием процессов выветривания.

Наиболее вероятной причиной произошедшего обрушения является то, что ниже дна карьера и в его борту ведутся подземные горные работы.

Подземная разработка на участке «Новый Сибай» Сибайского месторождения представляет собой последовательные стадии формирования выработанных пространств (система разработки с обрушением руд). Такое ведение горных работ приводит к перераспределению горного давления, затрагивая значительные объемы подрабатываемого массива. Очевидно, что перераспределение горного давления повлекло за собой локальную деформацию налегающих пород, которая проявилась в виде вывала приконтурного к борту карьера объема горной массы.

Увеличение глубины разработки рудных месторождений неизбежно сопровождается изменением физико-механических свойств руд и пород, образованием зон высокого горного давления и ростом интенсивности его проявления в статической и динамической формах.

В условиях постоянно возрастающей глубины предъявляются принципиально новые требования к выемке полезных ископаемых, которая не может считаться обоснованной, если не учтены параметры реального

тензора напряжений. Поэтому на предпроектной стадии необходимо проведение работ по натурным измерениям естественного поля напряжений непосредственно на нижних горизонтах участка «Нижняя залежь».

Для отработки основных запасов Нижней залежи на основании разработанного в 2005 г. «Технологического регламента по отработке рудных тел «Нижней залежи» Сибайского месторождения системами разработки с закладкой выработанного пространства» предусмотрена камерная система разработки с твердеющей закладкой.

Полная закладка выработанного пространства является эффективной горной мерой охраны сооружений и горных выработок, но построение зоны сдвига при применении закладки выработанного пространства не отличается от схемы при применении систем разработки без закладки выработанного пространства.

Согласно классификации месторождений Унипромеди и ВНИМИ, участок Нижней залежи относится ко второй группе II типа. Для этого типа месторождений углы сдвига, в условиях полной подработки и крепости пород f_{cp} не менее 8, равны: $\delta = 70^\circ$; $\beta = 65^\circ$; $\gamma = 60^\circ$. При этом в сильно обводненных ($f_{cp} < 5$) и в сильно трещиноватых породах (размер структурных блоков менее 0,2 м), независимо от их строения и крепости, углы сдвига уменьшают на $5-10^\circ$. По-видимому, вмещающие породы можно отнести к этой категории пород, так как в представленных в августе 2005 г. рудником к проекту бурения закладочной скважины материалах серицит-хлорит-кварцевые метасоматиты по дацитам характеризуются как трещиноватые с коэффициентом структурного ослабления $\lambda = 0,1-0,2$.

На разрезе 5а (рис. 3.42) показано несколько субпараллельных Восточно-Сибайскому разлому тектонических нарушений западного ($55^\circ-57^\circ$) падения. Учитывая близкое к углу сдвигу β падение этих нарушений, можно полагать, что они будут контролировать границу зоны сдвига с восточной стороны залежи.

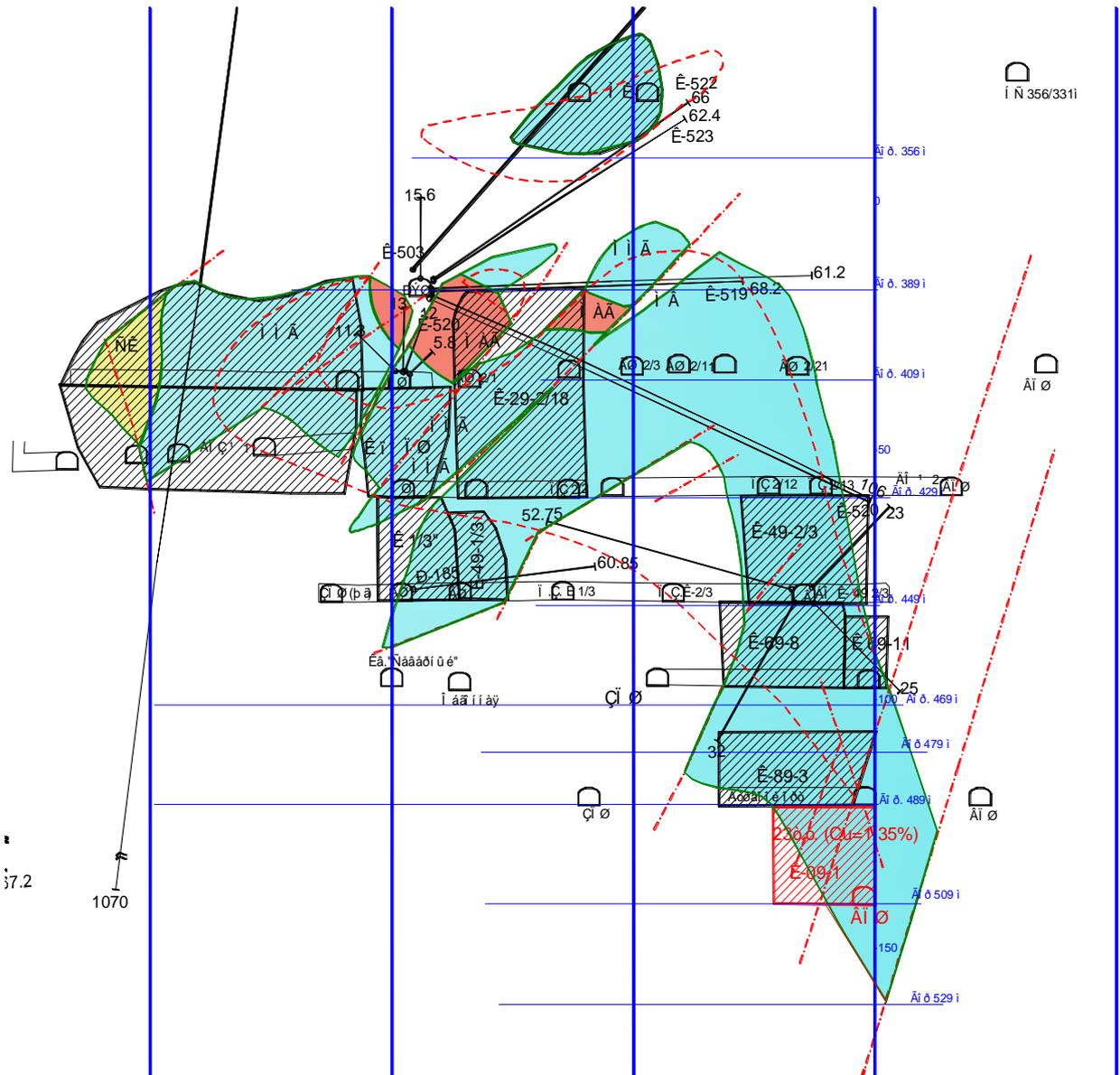


Рисунок 3.42 – Разрез по профилю 5а с указанием тектонических нарушений с восточной стороны залежи

Таким образом, углы сдвижения для построения границ зоны сдвижения на планах горизонтов будут равны: $\delta = 70^\circ$; $\beta = 55^\circ$; $\gamma = 60^\circ$.

Учитывая повышенную трещиноватость массива по обе стороны от шва тектонического нарушения (Восточно-Сибайский разлом), следует избегать заложения породных штреков вблизи выходов тектонического нарушения на горизонт, а вертикальные горные выработки (восстающие и рудоспуски) не должны пересекать тектоническое нарушение.

Учитывая близкое к рудному телу расположение Восточно-Сибайского разлома, все долговременные выработки (породные штреки) необходимо располагать в лежащем боку разлома на расстоянии по горизонтали от него не менее 10 м, чтобы избежать повышенного давления пород на крепь вблизи разлома.

С западной стороны рудного тела границу зоны опасного влияния горных работ на породные штреки III категории охраны следует располагать на расстоянии не менее $0,04 H$, где H – глубина разработки. Для долговременных горных выработок это расстояние увеличивается до $0,10 H$.

В процессе выполнения исследований проведено визуальное обследование устойчивости подготовительных выработок рудника на подэтажах 529 и 549 м, находящихся в зоне влияния очистных работ. Анализ данных визуального обследования показывает, что наиболее распространенной формой проявлений горного давления в горно-подготовительных выработках являются вывалы пород в стенках и кровле, приводящие к формированию шатровой или полигональной формы поперечного сечения.

При очистных работах проявления горного давления наиболее часто происходили в следующих формах:

- разрушение сопряжений заездов с ортами в днищах камер;
- раскрытие трещин в стенках камер;
- обрушение закладочных массивов с вышележащих горизонтов;
- обрушение стенок камер и рудных массивов.

Наибольшее влияние перечисленные негативные явления оказывают на устойчивость целиков и обнажений, поэтому проблема устойчивости конструктивных элементов системы разработки стоит на предприятии очень остро и требует корректировки проектных решений в части применяемых систем разработки.

В связи с необходимостью перехода от камерной системы разработки с твердеющей закладкой к системе подэтажного обрушения руды и вмещающих пород, была проведена оценка устойчивости земной поверхности.

В соответствии с п. 3 раздела IV «Временных правил охраны ...» земная поверхность сохраняет устойчивое состояние, если

$$H' > H'_p = K_1 \times l_э, \quad (3.7)$$

где H' – фактическая глубина верхней границы выработанного пространства от границы рыхлых отложений, м; H'_p – расчетная глубина верхней границы выработанного пространства от границы рыхлых отложений, обеспечивающая устойчивое состояние земной поверхности, м; K_1 – коэффициент, учитывающий прочностные свойства пород (для условий расчета принимается равным 2,6); $l_э$ – эквивалентный пролет, вычисляемый по формуле:

$$l_э = \frac{L \times l'}{\sqrt{L^2 + l'^2}}, \quad (3.8)$$

где L – размер выработанного пространства залежи по простиранию; l' – размер горизонтальной проекции выработанного пространства залежи на разрезе вкрест простирания.

Согласно проведенным расчетам, при ведении горных работ на нижних горизонтах участка «Нижняя залежь» системой разработки с подэтажным обрушением руды и вмещающих пород сдвигание поверхности не происходит и исключено образование на земной поверхности воронок обрушения и провалов.

Для получения необходимых данных о характере и параметрах процесса сдвига горных пород и земной поверхности, а также взаимосвязи их с деформациями подрабатываемых объектов, для определения степени эффективности выбранных мер охраны маркшейдерской службой необходимо организовать наблюдения (как визуальные, так и инструментальные) за процессом сдвига земной поверхности под влиянием горных работ и за охраняемыми поверхностными объектами.

3.4 Исследование влияния очередности применения систем подземной разработки различных классов на состояние массива горных пород

При подземной разработке рудных месторождений полезных ископаемых все чаще возникает потребность в переходе от систем одного класса к системам другого класса в период эксплуатационных работ. Это связано как с естественным ухудшением горно-геологических условий месторождений, с ростом глубины горных работ и изменчивостью распределения содержания полезных и вредных компонентов, так и с нестабильностью цен на рынке металлов.

Широкое распространение в России и за рубежом получили способы искусственного поддержания налегающей толщи с помощью закладки выработанного пространства, которые препятствуют развитию деформаций и обрушений налегающих пород и тем самым способствуют сохранению их сплошности, что особенно важно в случае последующих этапов отработки полезных ископаемых. Вопрос перехода на системы разработки с обрушением руд возникает при отработке участков бедных руд, а также вследствие повышения цен на материальные и энергетические ресурсы или падения цен на добываемые металлы.

Решение вопроса о применении систем разработки различных классов в пределах одной рудной залежи напрямую связано с исследованием напряженно-деформированного состояния массива вокруг очистного пространства и в переходной зоне. В процессе моделирования НДС массива при применении различных способов поддержания очистного пространства рассматривались основные варианты развития горных работ:

1. отработка рудного тела от одного фланга к другому камерной системой разработки с твердеющей закладкой и переход на систему разработки с обрушением руды и вмещающих пород;

2. отработка рудного тела от одного фланга к другому системой разработки с обрушением руды и вмещающих пород и переход на систему с твердеющей закладкой с оставлением временного предохранительного целика в переходной зоне;

3. отработка рудного тела от центра к флангам системой разработки с твердеющей закладкой и переход на систему разработки с обрушением руды и вмещающих пород;

4. отработка рудного тела от центра к флангам системой разработки с обрушением руды и вмещающих пород к системе разработки с твердеющей закладкой с оставлением временного предохранительного целика в переходной зоне.

Геомеханическое моделирование проводилось для отработки пологого рудного тела мощностью от 15 до 30 м при глубине залегания от 200 до 1 000 м в условиях $T=2\gamma H$, действующей по направлению вкрест простирания вектора развития фронта горных работ.

Развитие горных работ по варианту №1.

Отработка рудного тела системой разработки с твердеющей закладкой и переход на систему с обрушением руд приводит к разгрузке закладочного массива и к появлению зоны повышенных концентраций сжимающих напряжений в направлении развития горных работ (рис. 3.43а). Кровля подготавливаемых камер испытывает нагрузку до 40 МПа, днище – до 30 МПа. Зона концентрации растягивающих напряжений образуется в кровле обрушенного массива (рис. 3.43б), что благоприятно сказывается на развитии процесса обрушения. Растягивающие напряжения в этой зоне составляют 5 МПа.

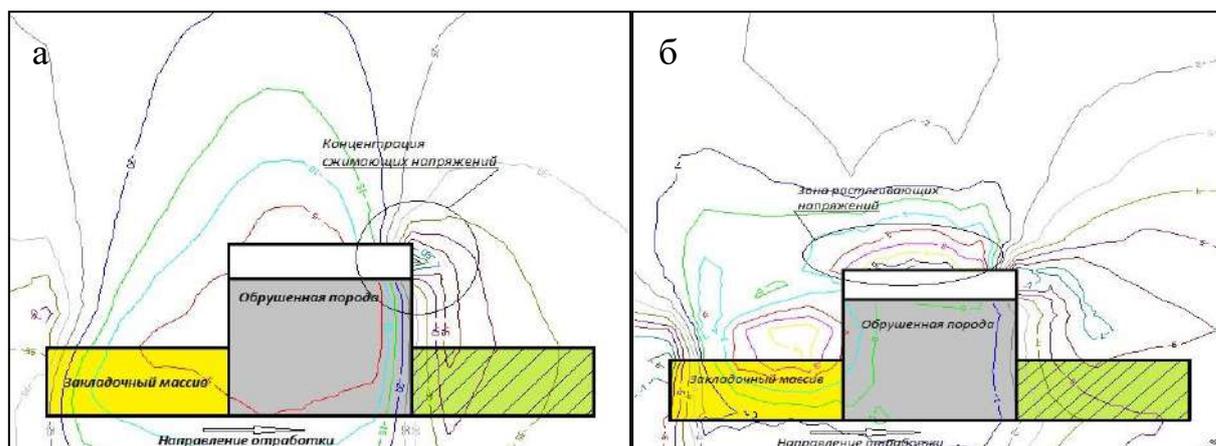


Рисунок 3.43 – Изолинии максимальных σ_1 (а) и минимальных σ_3 (б) нормальных напряжений в массиве при развитии горных работ по варианту №1

Развитие горных работ по варианту №2.

Первоначальная отработка рудного тела системой разработки с обрушением руд и переход на систему с твердеющей закладкой приводит к необходимости оставления временного предохранительного рудного целика для предотвращения развития процесса обрушения. Анализ геомеханического состояния массива при таком развитии горных работ сводится к определению устойчивости рудного целика в переходной зоне.

Моделирование отработки рудного тела по варианту №2 показало, что напряжения, возникающие в переходной зоне, а именно в рудном целике, являются сжимающими и составляют 50 МПа (рис. 3.44а), что составляет 50-60% запаса прочности пород на сжатие. Концентрация низких растягивающих напряжений находится в районе кровли обрушенных пород (рис. 3.44б). Закладочный массив и неотработанное рудное тело находятся в зоне разгрузки, что благоприятно сказывается на устойчивости кровли и днища подготавливаемых камер.

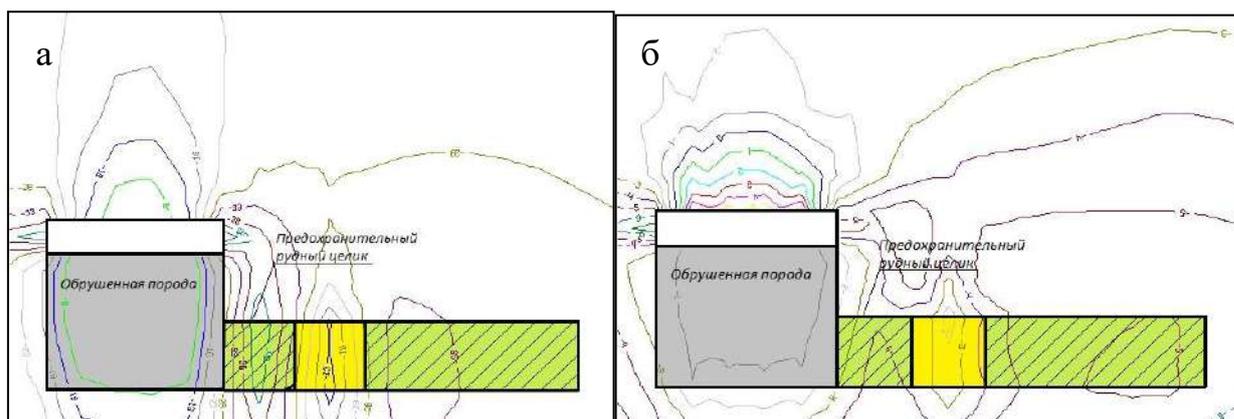


Рисунок 3.44 – Изолинии максимальных σ_1 (а) и минимальных σ_3 (б) нормальных напряжений в массиве при развитии горных работ по варианту №2

Развитие горных работ по варианту №3.

Развитие фронта горных работ от центра к флангам с первоначальной отработкой рудного тела системой с твердеющей закладкой и постепенный переход на систему разработки с обрушением руды аналогичен варианту №1.

Максимальные нормальные напряжения являются сжимающими, при этом образуется зона их концентрации в сторону обрабатываемого массива. Максимальное значение сжимающих напряжений σ_1 в зоне концентрации достигает 50 МПа (рис. 3.45а). Минимальные нормальные напряжения σ_3 переходят в стадию растяжения до 5 МПа, образуя при этом три зоны растяжения (рис. 3.45б). Растягивающие напряжения образуются над выработанным пространством и не влияют на дальнейшее развитие горных работ.

Развитие горных работ по варианту №4.

Геомеханическое моделирование развития горных работ от центра рудного тела к флангам системой разработки с обрушением руд и переходом на систему с твердеющей закладкой с оставлением временного предохранительного целика показало, что массив испытывает сжимающие напряжения (рис. 4.46): максимальные нормальные напряжения составляют

до 30 МПа (в переходной зоне), минимальные σ_3 – до 6 МПа. Коэффициент запаса прочности рудного целика (с шириной 10 м) составляет 0,8.

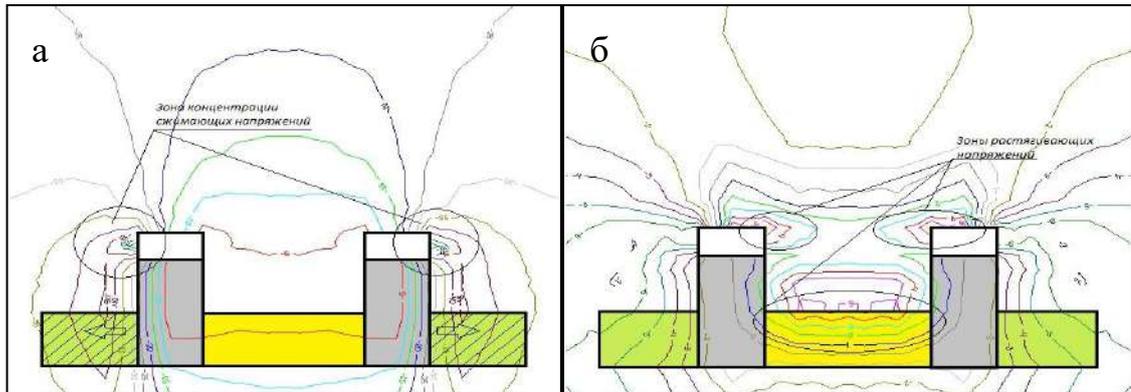


Рисунок 3.46 – Изолинии максимальных σ_1 (а) и минимальных σ_3 (б) нормальных напряжений в массиве при развитии горных работ по варианту №3

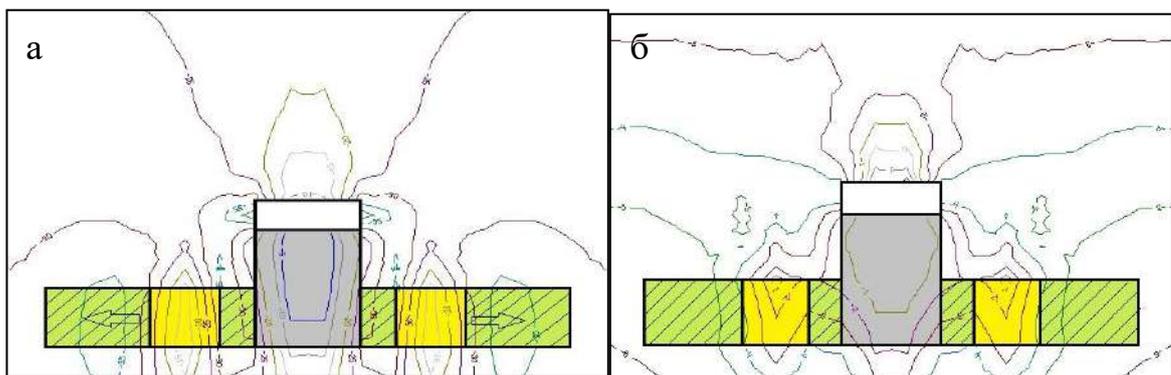


Рисунок 3.47 – Изолинии максимальных σ_1 (а) и минимальных σ_3 (б) нормальных напряжений в массиве при развитии горных работ по варианту №4

Моделирование вариантов развития горных работ с применением различных классов систем разработки в пределах одного рудного тела показало, что с позиций устойчивости горного массива наиболее рациональна первоначальная отработка участка системой разработки с твердеющей закладкой и с последующим переходом к отработке системой с обрушением руд и вмещающих пород. Развитие горных работ при переходе от системы разработки с обрушением руд к системе с твердеющей закладкой ведет к необходимости оставления временного рудного целика в переходной

зоне, который испытывает повышенные сжимающие и растягивающие напряжения. Ширину предохранительного целика необходимо выбирать с учетом его устойчивости и последующей технологии отработки.

По результатам математического моделирования НДС в условиях $T=2\gamma H$, действующего по направлению вкрест простирания вектора развития фронта горных работ, построены графики зависимости ширины барьерного целика a от глубины разработки H (рис. 3.49), длины участка по простиранию B (рис. 3.50) и мощности рудного тела (высоты целика) h (рис. 3.51).

Расчетная схема к определению ширины барьерного целика между участками горных работ при отработке пологого рудного тела различными классами систем разработки приведена на рис. 3.48.

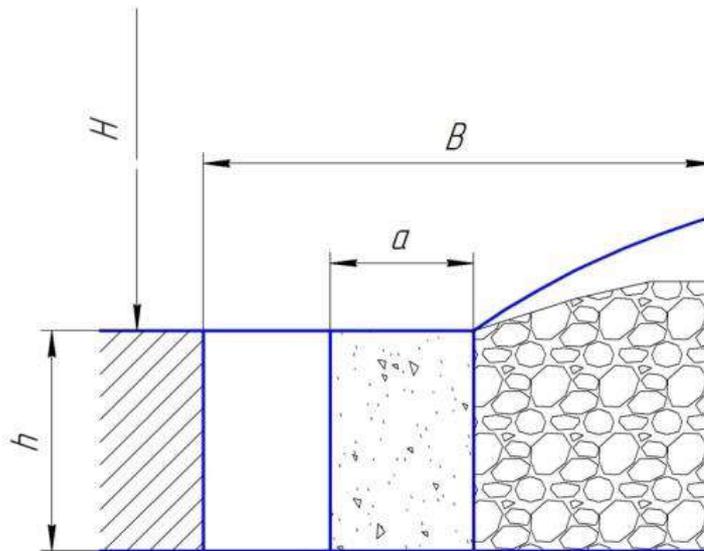


Рисунок 3.48 – Расчетная схема к определению ширины барьерного целика при применении различных классов систем разработки на участках рудного тела

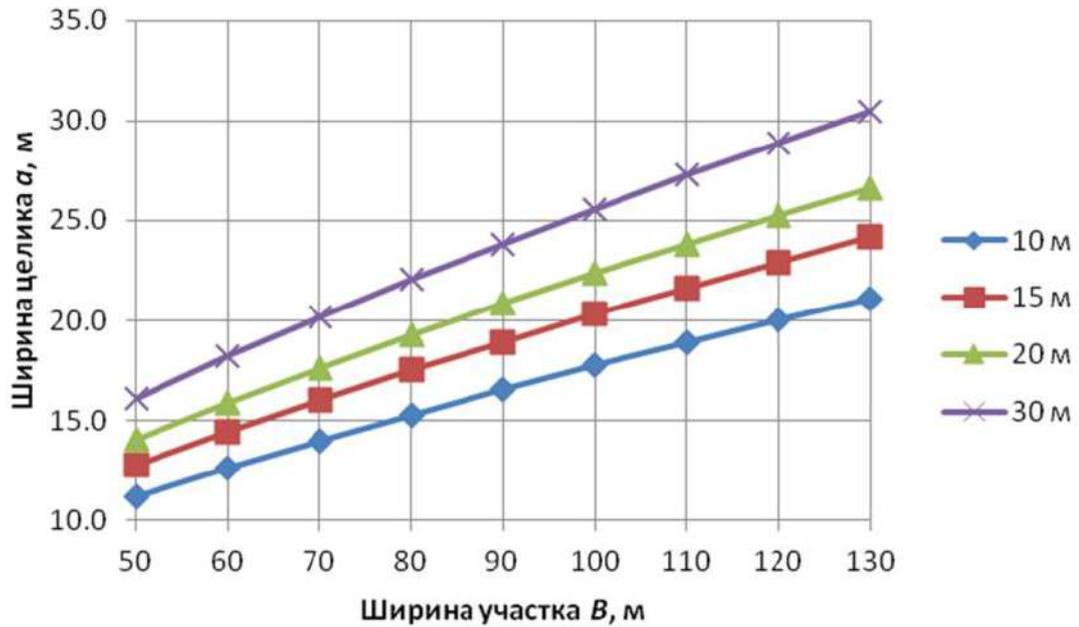


Рисунок 3.49 – Зависимость ширины целика от глубины разработки при различной мощности рудного тела

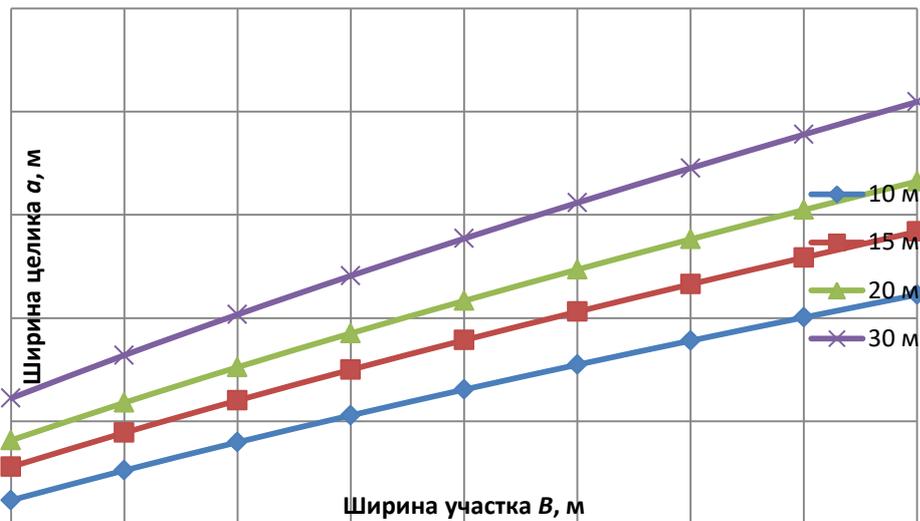


Рисунок 3.50 – Зависимость ширины целика от ширины участка, отрабатываемого системой разработки с обрушением руды при различной мощности рудного тела на глубине 500 м

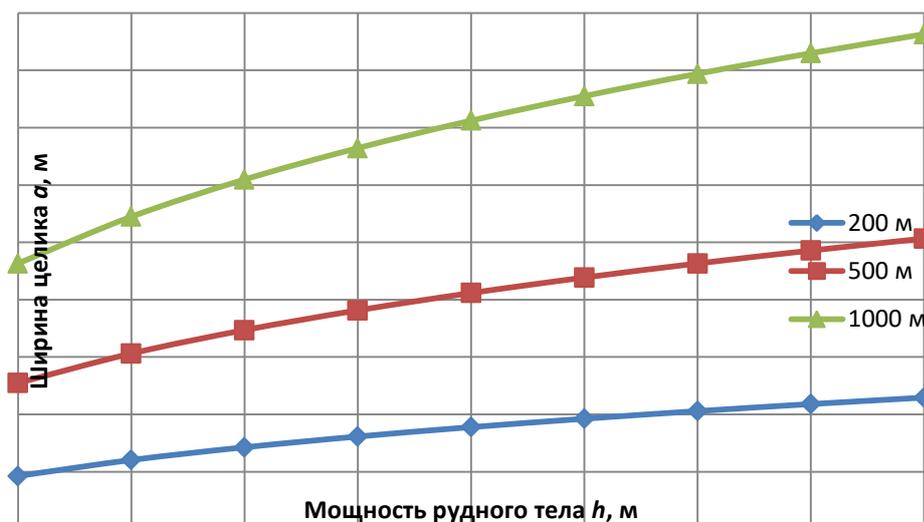


Рисунок 3.51 – Зависимость ширины целика от мощности рудного тела на различной глубине разработки при ширине подработки 100 м

Множественная аппроксимация данных позволила вывести уравнение для нахождения ширины барьерного целика между участками ведения горных работ при освоении пологой залежи (физико-механические свойства руд и пород принимались усреднено по месторождениям Уральского региона):

$$a = 0,007h^{0,33} (BH)^{0,66}, \text{ при } R^2=0,9 \quad (3.9)$$

Полученная зависимость справедлива для глубины горных работ H от 200 до 1 000 м, мощности рудного тела h от 10 до 50 м и протяженности зоны обрушения B от 50 до 130 м. Толщина потолочины при верхнем контакте с обрушенными породами определяется по известным методикам.

Выводы по главе 3

1. Геомеханическое состояние и строение массива горных пород, главным образом, определяют выбор и обоснование параметров геотехнологии, обеспечивающих эффективность и безопасность разработки рудных месторождений подземным способом. Значительная изменчивость данных характеристик массива обуславливает изменение в широком

диапазоне конструктивных параметров систем разработки, и, следовательно, технико-экономических показателей технологии.

2. В результате проведенных исследований установлено, что по характеру и степени техногенного преобразования обрабатываемого участка в деформирующемся массиве горных пород можно выделить три зоны:

- зона отсутствия техногенного воздействия (в нетронутым массиве горных пород);
- зона прямого техногенного воздействия (в выработанном пространстве в процессе ведения очистных работ);
- переходная зона (в приконтурном к выработанному пространству массиве горных пород).

3. Развитие горных работ в направлении вектора повышенной компоненты горизонтальных сил приводит к образованию зоны потенциального обрушения в переходной зоне.

4. Изменение геомеханического состояния, снижение нарушенности и сохранение устойчивости массива горных пород переходной зоны достигается за счет опережающей отработки, ориентируемой в плане согласно вектору повышенной компоненты горизонтальных сил, на расстояние не менее 3-х кратной длины очистных камер.

5. Управление геомеханическим состоянием массива горных пород обеспечивается заданным порядком отработки и последовательностью применения различных классов систем разработки.

6. С позиций обеспечения устойчивости горного массива наибольшая устойчивость обеспечивается при первоначальной отработке целика в переходной зоне и замене рудного массива твердеющей закладкой, а также при дальнейшей отработке системой с обрушением руд и вмещающих пород. Ширина предохранительного целика определяется по условию устойчивости и с учетом технологии последующей отработки.

4 ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ТЕХНОГЕННОГО ПРЕОБРАЗОВАНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД НА ПАРАМЕТРЫ ИЗМЕНЕНИЯ ГОРНТЕХНИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ

4.1 Исследование влияния совмещения различных способов поддержания очистного пространства на техногенное преобразование массива горных пород

В настоящее время освоение месторождений сопровождается первоначальной отработкой наиболее перспективных запасов, имеющих высокую ценность и низкую степень сложности по горно-геологическим условиям. Оставленные запасы имеют либо низкую рентабельность отработки, либо сложные условия эксплуатации ввиду техногенной нарушенности. Отработка таких запасов сопровождается разработкой геотехнологии, обеспечивающей снижение эксплуатационных затрат.

В практике подземных горных работ известны разработанные проекты, предполагающие изменение не только параметров системы разработки, но и полного изменения конструкции вплоть до изменения класса системы разработки с целью снижения эксплуатационных затрат в границах одного месторождения систем разработки различных классов. Обоснование вопросов отработки запасов, нарушенных горными работами, а также совмещения нескольких классов в данных проектах проводилось с учетом горно-геологических и горнотехнических условий конкретного месторождения. Универсальные методики для решения вышеперечисленной проблемы отсутствуют. Поэтому основной целью работы является разработка универсальной методики проектирования горных работ, учитывающей возможность и целесообразность отработки техногенно-измененных запасов, в частности при переходе на другой класс систем разработки.

В связи с этим в работе проведено экономико-математическое моделирование отработки рудного тела, нарушенного горными работами. При выполнении исследований установлена возможность эффективной отработки низкорентабельных участков месторождения или рудного тела при условии перехода на менее затратные классы систем разработки. Также в работе обоснована ширина барьерного целика, обеспечивающего сохранность выработанного пространства при изменении геотехнологии с учётом техногенного преобразования подработанных запасов.

Условия образования медноколчеданных залежей отличаются изменчивостью в пространстве горно-геологических и горнотехнических условий разработки, а именно мощностью рудного тела, содержанием полезных компонентов, степенью пожароопасности, устойчивостью и крепостью руды и пород. Непостоянство вышеперечисленных условий определяет технологию отработки месторождения, порядок и срок ввода запасов в эксплуатацию. Различие в содержании полезного компонента по площади месторождения или рудного тела определяет первоочередную отработку наиболее ценных руд системами разработки с высокой полнотой выемки, в частности системами разработки с полной закладкой выработанного пространства. При этом дальнейшая отработка участков с относительно низким содержанием полезных компонентов в руде делает нецелесообразным применение таких систем разработки, ввиду их повышенной ресурсоемкости.

Последующая отработка участков с относительно низким содержанием полезного компонента определяет необходимость их отработки более дешевыми системами разработки с низкими трудозатратами. Таковыми являются системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород. Однако неизбежно возникает вопрос о границах применения того или иного способа поддержания очистного пространства, а также возможности отработки руды с высоким содержанием серы. Высокое содержание серы

ограничивает применение систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород до локального уровня. При этом возникают вопросы по поддержанию качества добываемых руд на уровне технологии добычи с твердеющей закладкой, совмещению на одном горизонте различных схем подготовки, управлению геомеханическими процессами в результате взаимовлияния зон рудного, искусственного массива и обрушенных пород. Решение комплекса данных задач обеспечивает экономическую эффективность отработки запасов при их техногенном преобразовании в процессе эксплуатации месторождения [23,24,38,40,58,81,216,218,220,230,233,235].

Определение эффективности применения способа поддержания очистного пространства однозначно определяется только распределением содержания полезных и вредных компонентов. Остальные возможные горно-геологические и горнотехнические факторы, определяющие выбор системы разработки, являются в данном исследовании лишь корректирующими.

В связи с этим анализ горно-геологических условий медноколчеданных месторождений показал закономерное распределение массивных сплошных руд в кровле и в центральных частях рудных залежей. Прожилково-вкрапленные рудные залежи сконцентрированы на флангах и подошве месторождений. Данный тип руд обладает невысоким содержанием полезных компонентов и имеет на таких участках небольшую мощность, что существенно сокращает область применения классов систем разработки с искусственным поддержанием выработанного пространства.

Определение границ применения различных способов поддержания очистного пространства по содержанию полезного компонента основано на экономико-математическом моделировании отработки рудного тела с учетом критерия получения максимальной прибыли и минимальной себестоимости.

Результаты моделирования представлены графической зависимостью удельной прибыли от содержания полезного компонента в руде (рис. 4.1).

Моделирование проводилось при последовательной отработке рудного тела камерной системой разработки с твердеющей закладкой с переходом при снижении содержания полезного компонента на систему разработки с обрушением руды и вмещающих пород (с учетом обязательного профилактического заиливания). Дополнительно рассмотрена отработка рудного тела технологией, представленной в [107] и основанной на площадно-торцевом выпуске руды с управляемым обрушением пород.

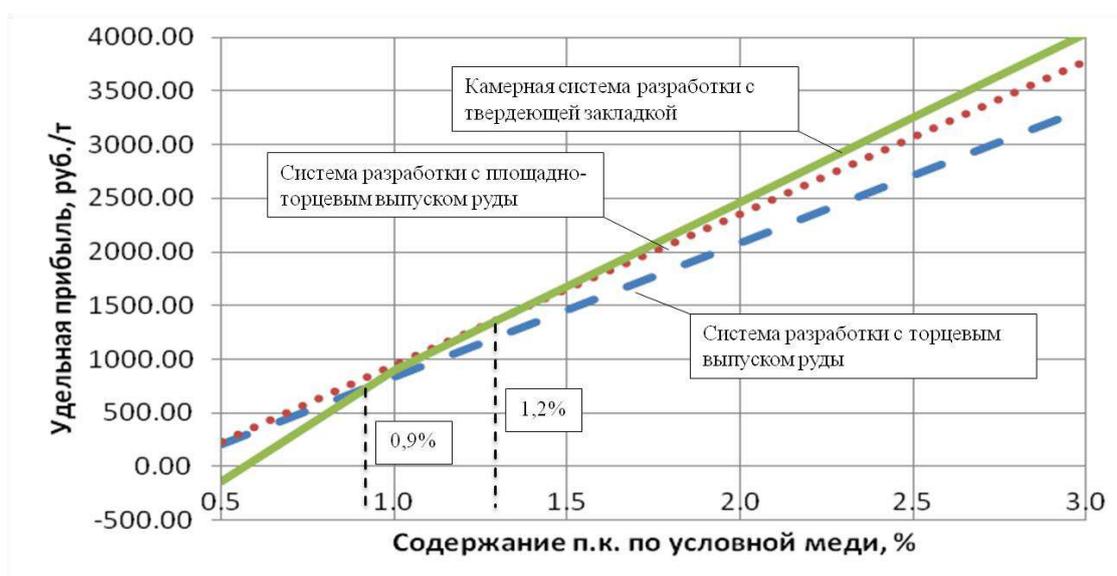


Рисунок 4.1 – Зависимость удельной прибыли от содержания полезного компонента в рудном теле

Анализ графика показывает, что применение системы разработки с обрушением и торцевым выпуском руды по сравнению с системами разработки с закладкой экономически целесообразно при содержании полезного компонента до 0,9 %. Технология площадно-торцевого выпуска руды под обрушенными породами позволяет расширить область применения класса систем разработки с обрушением до содержания 1,2 % полезного компонента в руде.

Эффективная реализация подземной физико-технической геотехнологии в условиях техногенного преобразования недр обеспечивается

заложением на этапе проектирования нескольких систем разработки или перехода от одной системы к другой в процессе эксплуатации [136].

Относительно равномерное распределение полезного компонента в пределах рудного тела не вызывает технической и технологической сложности реализации подземной геотехнологии, ввиду применения одного класса систем разработки. Нестабильное распределение полезного компонента способствует поиску решения по порядку отработки «разноценных» запасов и способов поддержания очистного пространства, что влечёт за собой ряд вопросов по обеспечению безопасности и эффективности горных работ.

Отработка рудного тела техногенно изменённой очистной выемкой, в частности совмещение систем разработки с закладкой выработанного пространства и с обрушением руд и вмещающих пород, осуществляется по следующим технологическим схемам:

Схема 1 (рис. 4.2а). Сущность заключается в первоочередной отработке участка рудного тела, имеющего высокое содержание полезного компонента. Отработка рудного тела осуществляется последовательно от одного фланга к другому с переходом на систему разработки с обрушением руды и вмещающих пород.

Отработка таких запасов производится в следующем порядке: на первой стадии производится отработка основных запасов системами разработки с закладкой. На второй стадии по окончании работ по выемке основных запасов без оставления барьерного целика производится доработка оставшейся части запасов системами разработки с обрушением руд и налегающих пород.

Схема 2 (рис. 4.2б). В отличие от схемы 1, здесь производится первоочередная отработка бедных руд системой разработки с обрушением руды и вмещающих пород и постепенный переход к отработке ценных участков рудного тела системой разработки с твердеющей закладкой. Такой

переход сопровождается оставлением и формированием временного предохранительного целика в переходной зоне.

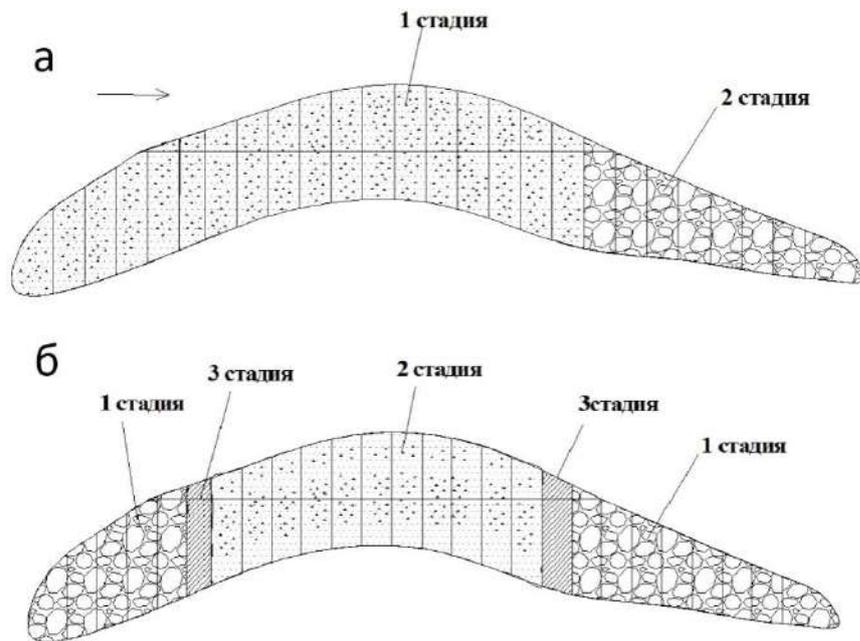


Рисунок 4.2 – Технологические схемы совмещения систем разработки различных классов

Первоочередная отработка бедных участков рудного тела производится при снижении производительности закладочных работ, а также при отставании темпов строительства закладочного комплекса. В данной ситуации предлагается осуществлять выемку запасов месторождения в следующей последовательности. На первой стадии ведется отработка запасов флангов залежи системами разработки с обрушением. Далее оставляется барьерный целик, и начинается выемка основных запасов месторождения системами разработки с закладкой. Отработка барьерных целиков между участками ведения горных работ производится на последней стадии отработки.

Очевидно, что при первоочередной отработке богатых участков системой разработки с закладкой выработанного пространства переход на систему разработки с обрушением руды и вмещающих пород не потребует

дополнительных мероприятий по управлению горным давлением. Развитие горных работ системой с обрушением руды и вмещающих пород производится непосредственно от закладочного массива и осуществляется без оставления целика между участками горных работ с различным способом поддержания очистного пространства.

С целью изоляции участков ведения горных работ и поддержания выработанного пространства при переходе от обрушенного участка производится формирование целика в переходной зоне. Безопасность переходных мероприятий обеспечивается правильным обоснованием его размера. При этом решаются вопросы по технологии погашения запасов целика и переходной зоны. Рассмотрены три варианта отработки переходной зоны между техногенно-нарушенными участками.

Вариант 1 – первоначальная отработка переходной зоны и формирование искусственного целика с последующей отработкой основных запасов рудного тела.

Вариант 2 – первоначальная отработка основных запасов рудного тела с оставлением предохранительного рудного целика между участками горных работ и последующая его отработка.

Вариант 3 – первоначальная отработка основных запасов рудного тела с оставлением предохранительного рудного целика между участками горных работ без последующей его отработки.

Геотехнологическое моделирование вариантов развития горных работ показало, что с позиций обеспечения устойчивости горного массива наибольшая устойчивость обеспечивается при первоначальной отработке целика в переходной зоне, замене рудного массива твердеющей закладкой и дальнейшей отработки системой с обрушением руд и вмещающих пород. Ширина предохранительного целика определяется по условию устойчивости и учетом технологии последующей отработки.

4.2 Оценка влияния способа и схемы проветривания на управление техногенным преобразованием участка недр

Тенденция снижения содержания полезного компонента в руде приводит к необходимости увеличения производственной мощности подземного рудника. Наряду с ростом эксплуатационных затрат на отбойку и транспортирование руды, пропорционально повышается объем потребляемого воздуха, необходимый для проветривания [52,75,103,139,243]. Возможность повышения производственной мощности решается увеличением парка самоходного оборудования, производительность которого обеспечивается увеличением емкости кузовов и мощностей двигателей. Все это приводит к необходимости реконструкции подземного рудника в части увеличения количества горно-капитальных выработок или расширения их поперечного сечения [41,71,232].

Поэтому разработка и обоснование технологических решений по оптимизации процесса проветривания при увеличении производственной мощности рудника является актуальной научно-практической задачей.

Так, на Гайском медно-колчеданном месторождении при увеличении производственной мощности и глубины ведения горных работ закономерно повысился объем потребляемого воздуха на проветривание существующих горно-капитальных выработок. Пропускная способность не могла обеспечить требуемой скорости движения воздуха в них. Задача по оптимизации была решена путем строительства дополнительных горно-капитальных воздухоподающих выработок [48]. Чистый воздух подается по вертикальным стволам шахт: «Средняя Вентиляционная», «Скиповая», «Закладочная», «Эксплуатационная» и по наклонному съезду. Загрязненный воздух выдается на поверхность по стволам шахт «Северная Вентиляционная» и «Южная Вентиляционная 2». Общий объем потребляемого воздуха составляет более

800 м³/с. Такое решение обеспечило соблюдение нормативных скоростей движения воздуха в выработках и нормальные условия проветривания.

На Ново-Учалинском месторождении с целью оптимизации схемы проветривания было принято решение об установке вентилятора главного проветривания (ГВУ) в подземных горных выработках. Размещение оборудования ГВУ, обеспечивающее нагнетание свежего воздуха, произведено в вентиляционном наклонном съезде в специально подготовленных камерах на расстоянии более 1,5 км от портала. Снабжение сжатым воздухом осуществляется через устье штольни, пройденной в карьере Учалинского подземного рудника. Такое решение способствует снижению затрат на проветривание рудника за счет сокращения пути движения воздуха и вместе с тем за счет сокращения общей депрессии шахтной вентиляционной сети.

На Камаганском месторождении с целью оптимизации затрат на вентиляцию и сокращения сроков ввода подземного рудника в эксплуатацию было принято решение по исключению данного участка из общей схемы проветривания Сибайского рудника [143,173,174]. При этом каждый эксплуатационный участок самого Камаганского месторождения проветривается обособленной вентиляционной струей. За счет этого обеспечивается сокращение пути вентиляционной струи и снижение общешахтной депрессии.

Очевидно, что рост производительности подземного рудника ограничен количеством воздуха для проветривания, подаваемого и выдаваемого из подземных выработок. То есть при увеличении объема воздуха для проветривания требуется расширение горизонтального сечения выработок с целью соблюдения нормативной скорости движения воздуха в них. Это особенно актуально для горно-капитальных вскрывающих выработок, которые обеспечивают пропуск всего объема воздуха. Отказ от реконструкции горно-капитальных выработок приводит к необходимости

строительства дополнительных воздухопадающих и воздуховыдающих выработок.

При этом количество воздуха, подаваемого в подземные выработки, рассчитывается позабойным методом. Данный метод учитывает проветривание исключительно в зоне ведения горных работ, подразумевает снижение количества воздуха в местах, где не производятся работы. Однако при проветривании подземного рудника весь объем подаваемого воздуха, прежде чем достигнуть места, где непосредственно производятся горные работы, проходит значительное расстояние. Анализ опыта работы горных предприятий, ведущих освоение месторождений подземным способом, показал, что расстояние от точки всасывания до забоя составляет не менее $1/3$ всего пути движения воздуха. С учетом изложенного, исследования по оптимизации проветривания и снижению депрессии вентиляционной струи являются актуальными научно-практическими задачами [31,101,168,215,231,242,246].

Оптимизация проветривания за счет сокращения критического пути движения воздуха и осуществления локального обособленного проветривания участков рудника, где непосредственно ведутся горные работы, произведено на примере рудника «Удачный».

В настоящее время рудник имеет центральную схему проветривания (рис. 4.2). В основной схеме вентиляции задействованы три вертикальных ствола, при этом часть исходящего воздуха выдается через порталы в борт карьера. Способ проветривания – нагнетательный.

Одновременно на руднике ведут горные работы на четырёх горизонтах: -365 м, -398 м, -425 м, -445 м. Очистные работы на данный момент осуществляются на западном рудном теле (ЗРТ) – эксплуатационный блок №1, и на гор. -365 м восточного рудного тела – эксплуатационный блок №2. Горно-проходческие работы по подготовке новых участков к выемке осуществляются на гор. -580/-650 м.

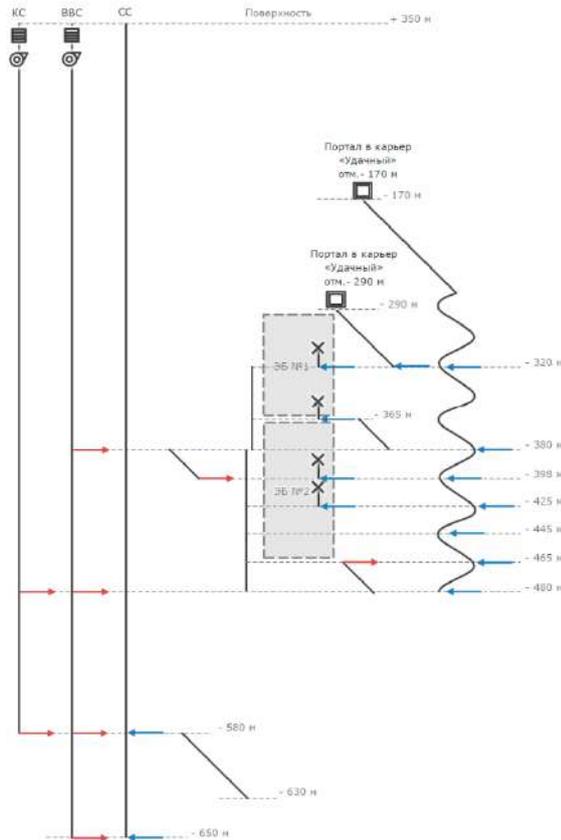


Рисунок 4.3 – Существующая схема проветривания рудника

В целом схема проветривания заключается в следующем. Свежий воздух подается по двум воздухоподающим стволам:

- вспомогательному вентиляционному стволу (ВВС) вентилятором ZVN1-40-2500/8;
- клетьевому стволу (КС) вентилятором ВО-36/23АР.

Далее он распределяется по горизонтам -380 м, -480 м, -580 м и -650 м. Для исключения взаимного влияния главных вентиляторных установок воздухоподающих стволов на горизонте -480 м возведены вентиляционные двери.

Горизонт -380 м служит для обеспечения свежи воздухом эксплуатационного блока №1 (ЭБ №1) и горизонта -398 м. Эксплуатационный блок №2 (ЭБ №2) проветривается с горизонта -480 м. Исходящая струя воздуха из ЭБ №1 выдаётся по наклонному съезду №1 в

борт карьера на отметке -170 м и по наклонному съезду №4 в борт карьера на отметке -290 м.

Исходящая струя воздуха из ЭБ №2 выдается по наклонному съезду №3 и вентиляционным восстающим на горизонт -380 м и далее, согласно проветриванию ЭБ №1, выдается в борт карьера.

Загрязненная струя воздуха с участка ведения горно-проходческих работ, в частности с горизонтов -580/-650 м, выдается по скиповому стволу (СС).

Принятый порядок ведения горных работ и способ проветривания обеспечивает возможность обособленного проветривания каждого эксплуатационного участка и участка ведения горно-капитальных работ. При этом для снижения депрессии и обеспечения нормативной скорости движения воздуха в выработках в случае увеличения производственной мощности рассмотрен вариант с расположением главной вентиляционной установки в подземных горных выработках на доставочных горизонтах в непосредственной близости к очистным работам. Количество воздуха для проветривания горно-капитальных выработок в промежутке от воздухопадающего ствола до эксплуатационных участков определяется по минимальной скорости движения воздуха (для ВВС) и по объему, необходимому для работы самоходных машин (для КС), и составляет не более $25 \text{ м}^3/\text{с}$ на участке ведения проходческих работ.

Снабжение свежим воздухом подземной главной вентиляционной установки осуществляется через скважины или восстающий, пройденные с поверхности к вентиляционной камере. При этом скорость воздуха в воздухопадающей скважинах (восстающем), ввиду отсутствия в них людей и оборудования, не регламентируется.

Такая схема и организация работ по проветриванию подземного рудника отличается от классической отсутствием излишка воздуха в выработках, в которых не ведутся горные работы, и способствует снижению

скорости воздуха в них. В целом схема вентиляции заключается в следующем (рис. 4.4).

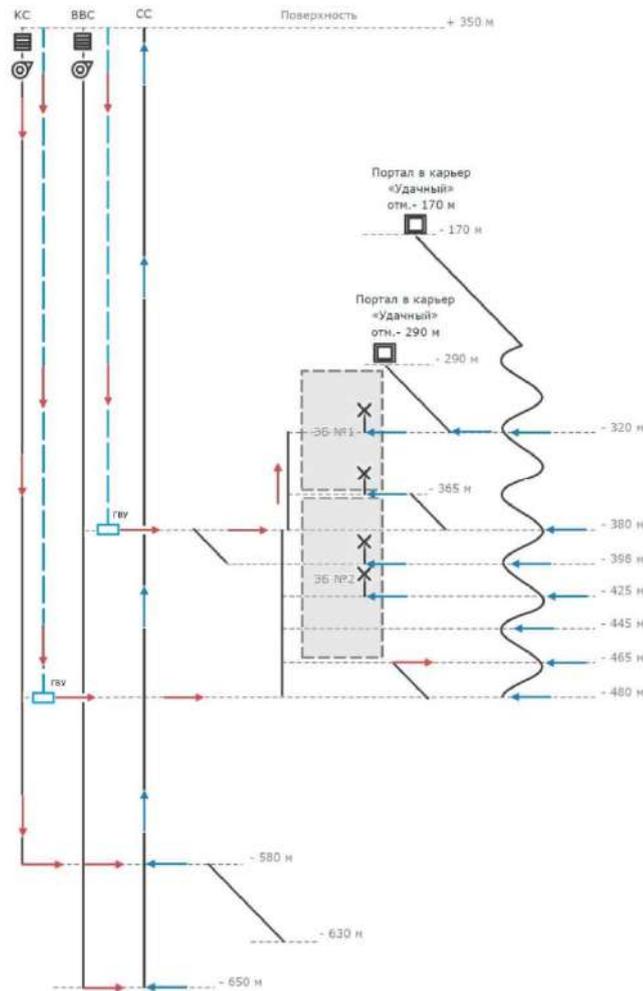


Рисунок 4.4 – Обособленная схема проветривания рудника

Месторождение, согласно плану развития горных работ, разбивается на три участка – два эксплуатационных и один горно-проходческий. Согласно идее исследования, также выделяются три локальных участка, которые имеют обособленное проветривание. Каждый участок проветривается по фланговой схеме, способ проветривания – нагнетательный.

Первый участок (ЭБ №1) проветривается через скважины, пройденные до доставочного штрека горизонта -380 м. Поступая на горизонт -380 м, свежий воздух омывает вышележащие забои и через портал горизонта -290 м выдается в карьер.

Проветривание второго участка (ЭБ №2) осуществляется через скважины, пробуренные до горизонта -480 м. Загрязненный воздух выдается через портал горизонта -170 м в выработанное пространство карьера.

Третий участок (ГКР) проветривается через КС. Свежий воздух поступает на горизонты -580, -630 и -650 м. Загрязненный воздух выдается через СС на поверхность.

Максимальный объем воздуха был рассчитан по фактору работы самоходного оборудования с двигателями внутреннего сгорания с учетом расстановки машин и плана горных работ и составил $300 \text{ м}^3/\text{с}$ для эксплуатационного блока № 2. Общее количество воздуха, подаваемое в шахту, составило $510 \text{ м}^3/\text{с}$.

Депрессия вентиляционной струи для проветривания ЭБ №2 также максимальная, расчетное значение которой составило $1\,500 \text{ МПа}$, что на 25% ниже расчетной депрессии при существующей схеме проветривания.

Эффективность данного решения обеспечивается за счет сокращения длины критического пути вентиляционной струи, а также за счет локального обособленного проветривания участков ведения горных работ.

Таким образом, технологические решения, представленные в работе, обеспечивают максимально возможное увеличение производственной мощности без реконструкции воздухопадающих горно-капитальных выработок. Это возможно за счет обособленного проветривания участков ведения горных работ и снижения депрессии вентиляционной струи при неизменном объеме воздуха. Последнее достигается путем размещения главной вентиляционной установки в подземных горных выработках в непосредственной близости к участкам ведения горных работ.

4.3 Управление техногенным преобразованием подземных запасов регулированием обводненности участка недр

Согласно идеологии, представленной академиком К.Н. Трубецким, потерянные в недрах руды формируют техногенные месторождения, пригодные для повторной разработки, прежде всего методами физико-химической геотехнологии. Базируясь на этом, в работе [27] разработаны следующие принципы рационального и комплексного использования минеральных ресурсов:

1. предварительная и целенаправленная геохимическая подготовка месторождений полезных ископаемых (расположенных на месте естественного залегания в литосфере) к последующему их освоению, проводимая еще на стадии геологоразведки;

2. обеспечение техногенного геохимического воспроизводства минеральных ресурсов как на дневной поверхности, так и в недрах.

Целенаправленное геохимическое улучшение исходных свойств полезных ископаемых может быть классифицировано по ряду признаков:

- по механизму преобразований горных пород и минералов;
- по способу осуществления миграции;
- по виду активных агентов.

Целенаправленное улучшение свойств полезных ископаемых в горном массиве - это геохимический процесс, включающий отделение (с помощью активных агентов или воды) одного или нескольких ценных компонентов от породы, миграцию металлоносных растворов и осаждение полезных компонентов в локализованном объеме под действием геохимических барьеров. При этом целью улучшения свойств полезных ископаемых является внутримассивное обогащение ограниченной части до промышленных значений, что дает возможность получения техногенных руд с последующим их вовлечением в металлургический передел.

Анализ отечественного и зарубежного опыта разработки рудных месторождений показал, что большинство мощных залежей наклонного и крутого падения со значительной глубиной залегания отрабатываются комбинированным способом [74]. Открытые горные работы достигают своей проектной глубины, а оставшаяся часть запасов за контурами в бортах и ниже дна карьера дорабатывается подземным способом системами разработки разных классов, в том числе системами с обрушением руды и вмещающих пород, удельный вес которых на рудниках цветной металлургии растет ввиду высокой производительности и низкой себестоимости добычи руды [15,54,157,107].

Одним из критериев, ограничивающих применение систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород, является склонность отрабатываемых сульфидных руд к самовозгоранию. Снизить вероятность возникновения самовозгорания возможно за счет высокой интенсивности очистной выемки [32,94,106,132,194]. Достигается это за счет использования высокопроизводительного горнотранспортного оборудования, а также применения профилактического заиливания непосредственно в районе очистных работ, которое перекрывает поступление кислорода из очистных горных выработок в массив.

Это все правомерно при отработке подземным способом слепых рудных тел и залежей, не имеющих выхода на поверхность, и, соответственно, аэродинамических связей с выработанным пространством карьера при комбинированной разработке.

При этом очистные работы при подземной доработке запасов негативно влияют на целостность уже нарушенного открытыми горными работами прибортового массива. Это проявляется в виде интенсивного образования и раскрытия трещин, неконтролируемого обрушения бортов карьера, образования хаотичных провалов и формирования аэродинамических связей участка ведения подземных горных работ с

дневной поверхностью [67,72,144]. Кислород с карьера поступает в шахту, где вступает в окислительную реакцию с сульфидосодержащими рудами в виде прибортовых запасов, мелких некондиционных рудных тел, потерянной рудой при добыче и т.д. Кроме того, возможное отставание заиловочных от очистных работ на подземном руднике провоцирует интенсификацию окислительных процессов, что, в совокупности с притоком воздуха с поверхности, приводит к возникновению очагов эндогенных пожаров в бортах и дне карьера (рис. 4.5).

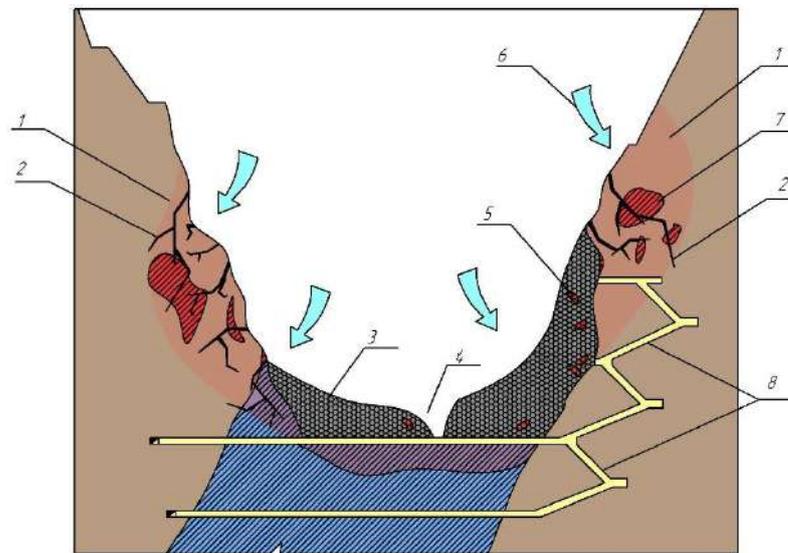


Рисунок 4.5 – Схема возникновения эндогенных пожаров: 1 – область разогретого массива; 2 – раскрытые трещины; 3 – породная пригрузка; 4 – воронка обрушения; 5 – потерянная руда; 6 – приток воздуха; 7 – оставленные забалансовые рудные тела; 8 – подземные горные выработки

При этом затрудняется производство мониторинга массива горных пород и точечная локализация возникающих пожаров из выработанного пространства карьера ввиду отсутствия транспортной доступности и разрушения бортов карьера при подземной разработке прикарьерных запасов. Определить место возникновения пожара и произвести работы по его ликвидации с подземного рудника также не представляется возможным, так как очаги находятся в области отработанного массива и горные

выработки ликвидированы. Для оперативной ликвидации окислительных процессов в ряде случаев принимаются решения о консервации подземного рудника и затоплении карьера, что впоследствии приводит к снижению качества руды и потере балансовых запасов.

Обеспечить безопасное и стабильное ведение горных работ при комбинированной разработке прикарьерных запасов системой разработки с обрушением руды и вмещающих пород возможно путем своевременного профилактического заиливания одновременно в подземных горных выработках и в карьере.

Реализация данной идеи обеспечивается разработанной технологией ведения заилопочных работ для локализации очагов эндогенных пожаров в выработанном пространстве карьера при отсутствии доступа к ним с поверхности.

Проведение данных работ требует наличие глинопесчаного материала, соответствующего необходимым физико-механическим свойствам для формирования изолирующего слоя в соответствии с «Инструкцией по предупреждению и тушению подземных эндогенных пожаров в горнорудных предприятиях министерства цветной металлургии СССР».

Формирование изолирующего слоя, перекрывающего доступ воздуха к очагам эндогенного пожара, производится в два этапа. Первый этап заключается в формировании породного глинопесчаного отвала на бортах карьера, локально перекрывающих очаги. В случае неполной изоляции выработанного пространства и возобновлении окислительных процессов производится заиливание дна карьера глинопесчаной пульпой до предполагаемого уровня очагов эндогенного пожара.

Технология формирования породного глинопесчаного отвала на бортах карьера, принятая на основе патента [163], основана на увеличении продолжительности оползневых деформаций глинопесчаных пород.

Работы по формированию отвала начинаются с верхней части борта карьера. Уступы отсыпаются скальными породам до формирования устойчивого откоса. На следующем этапе производится отсыпка глинопесчаными породам до перекрытия поверхности скальных пород по всему фронту и образование оползневого клина в верхней части карьера. Параллельно в скальный откос подается вода в объеме 50-90 литров на 1 м³ глинопесчаных пород. При этом необходимо учитывать исходную влажность материала. Чем ниже влажность глинопесчаных пород, тем больше воды необходимо подать для эффективного протекания процесса отвалообразования, но не более 90 л/м³. Большой объем воды приведет к размыву скального откоса и затруднит формирование отвала. При подаче менее 50 л/м³ произойдет остановка процесса оползневых деформаций и уменьшится емкость отвала из-за отсутствия необходимой степени увлажнения глинопесчаных пород на контакте со скальной насыпью.

Глинопесчаные породы, скатывающиеся под откос, насыщаются водой, теряя свои прочностные свойства в 2-3 раза, и образуют оползневый клин с пластическими свойствами. Растекаясь, он формирует разупрочненный слой основания, снижает сопротивление движению основной массы и увеличивает продолжительность протекания оползневых деформаций, вследствие чего возрастает емкость отвала.

После перекрытия поверхности и флангов скального откоса и формирования оползневого клина из разупрочненных глинопесчаных пород подачу воды необходимо сократить в 4-6 раз. Вода частично будет скапливаться в порах скального откоса, возникнет гидростатическое давление, которое будет действовать по всей поверхности скального откоса по высоте столба воды. Давление создаст дополнительное внешнее воздействие на оползневый клин и будет способствовать его сдвигению. Также под давлением вода эффективнее смачивает приконтактный слой

глинопесчаных пород, что способствует снижению сопротивления сдвигу по поверхности скольжения.

Если подачу воды сократить меньше чем в 4 раза, возникнет избыточный приток воды, который будет способствовать увеличению скорости деформирования отвального откоса и приведет к внезапным обрушениям. Снижение подачи воды более чем в 6 раз отрицательно повлияет на увлажнение поверхности скольжения, приведет к остановке деформации и, как следствие, уменьшению емкости отвала.

По мере прекращения деформационных процессов отвального откоса подачу воды увеличивают до первоначального объема для формирования следующего оползневого клина. В порах скального откоса повышается уровень воды. Глинопесчаные породы в верхней части отвального откоса обильно смачиваются, образуя новый оползневой клин. Далее цикл формирования глинопесчаного отвала повторяют.

Расчетная толщина изолирующего слоя по фактору проникновения кислорода к очагам окислительных процессов составляет не менее 10 м.

При возобновлении подземных горных работ, а также при воздействии атмосферных факторов изолирующий слой будет подвержен деформированию, что приведет к снижению его толщины. При уменьшении толщины изолирующего слоя необходимо его восстановление, а также увеличение объема присыпки до проектного контура.

Второй этап заилочных работ осуществляется после формирования внутреннего отвала из глинопесчаной породы.

Принципиальная схема процесса заилочных работ глинопесчаной пульпой показана на рис. 4.6.

Схема предполагает формирование навала глинопесчаной породы на борту карьера с последующим транспортированием за откос борта карьера. Для приготовления глинопесчаной пульпы и придания подвижности заилочной смеси в схему включен гидромонитор. В качестве

гидромонитора может быть использован переносной пожарный лафетный ствол.

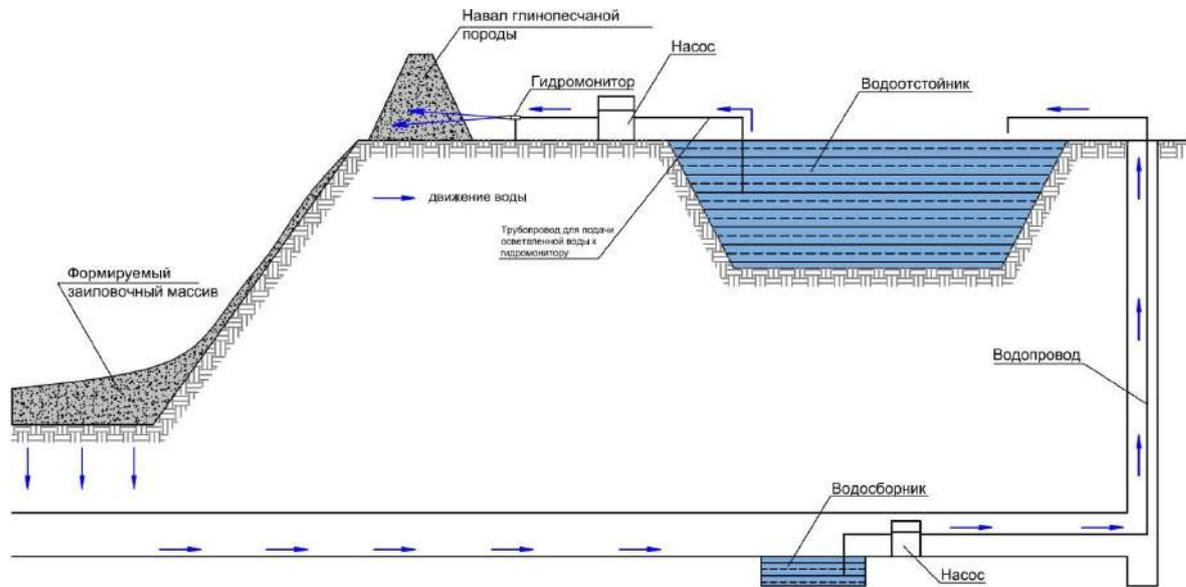


Рисунок 4.6 – Схема заиливания дна карьера глинистой пульпой

Размыв глинопесчаной породы возможно осуществить двумя способами: встречным и попутным забоями (рис. 4.7).

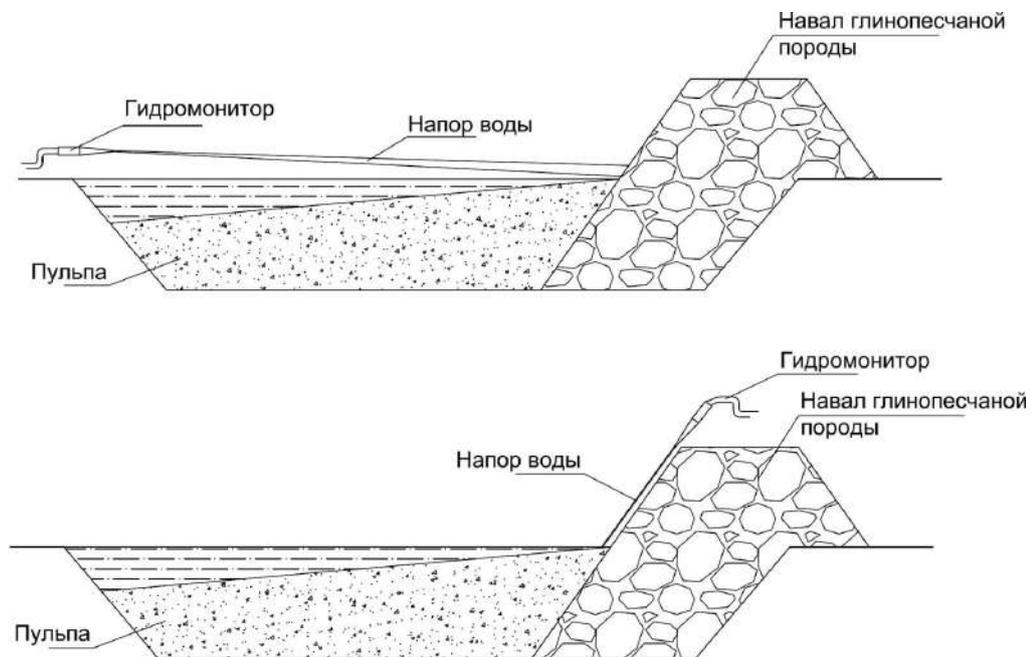


Рисунок 4.7 – Варианты расположения гидромонитора при размыве навала

Для подачи глинопесчаной заиловочной пульпы за откос карьера разработаны три технологические схемы.

Первая схема (рис. 4.8) – подача пульпы за откос производится с помощью землесосной установки, устанавливаемой в прямке (зумпфе). Движения глинопесчаной смеси осуществляется с помощью размыва навала породы гидромонитором. Глинопесчаный материал предварительно проходит процесс фракционирования. Размер зумпфа должен обеспечивать четырехчасовой режим работы насоса.

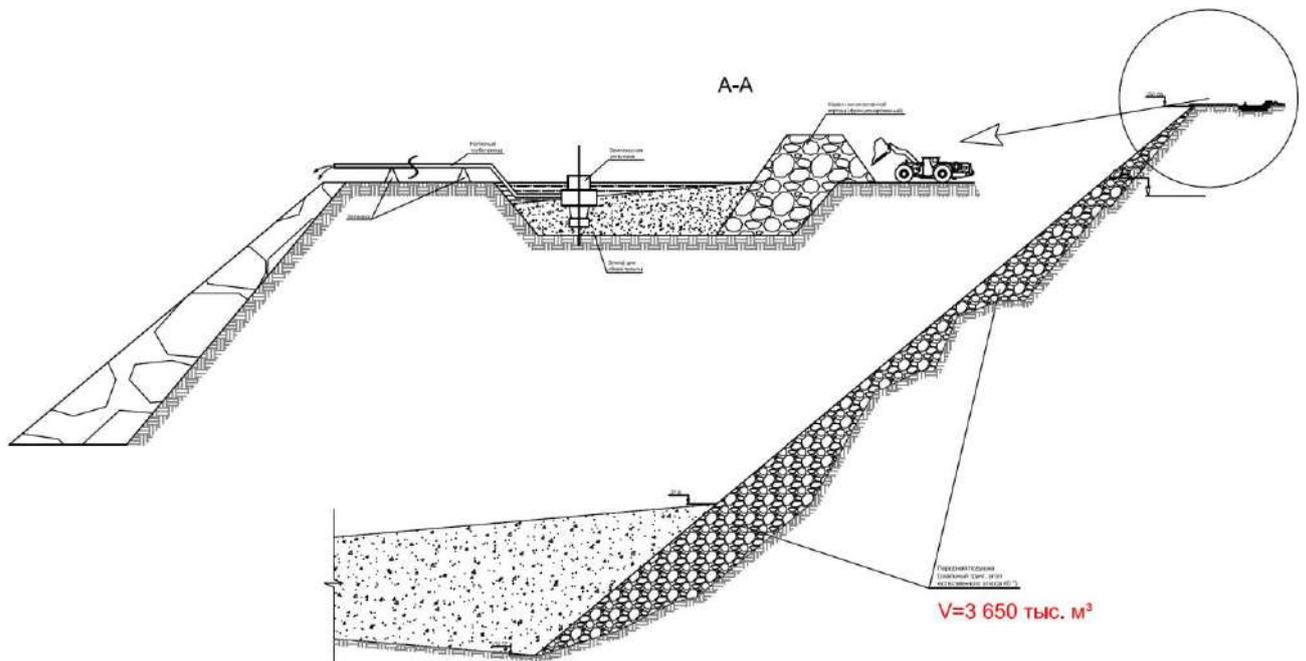


Рисунок 4.8 – Схема приготовления и подачи глинопесчаной пульпы насосом

Вторая схема (рис. 4.9) – перепуск глинопесчаной пульпы ведется через сбросную скважину, пробуренную за откос борта. Диаметр скважины составляет не менее 500 м и обсаживается металлической трубой. Глинопесчаная порода при данном варианте предварительно проходит процесс фракционирования.

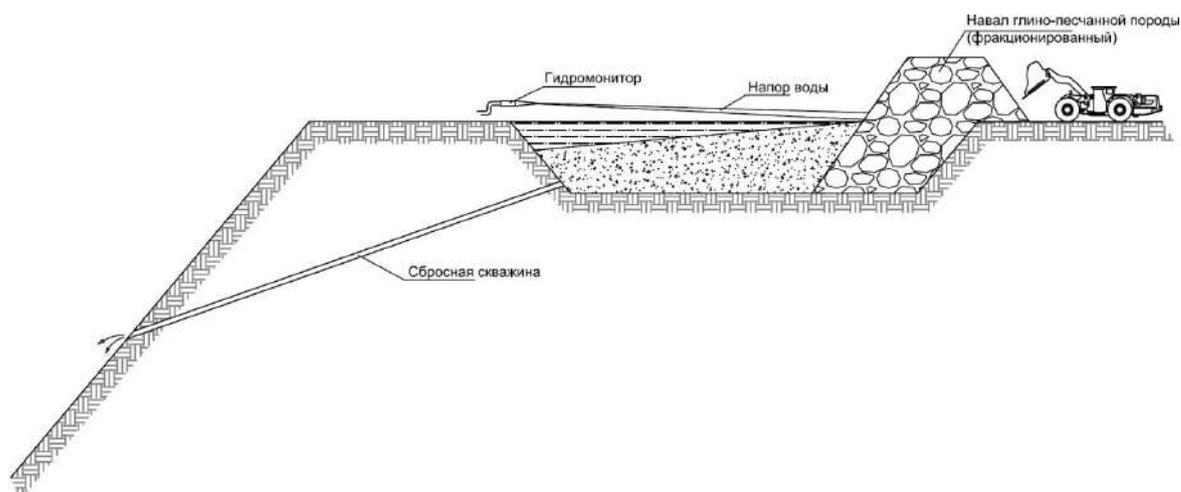


Рисунок 4.9 – Вариант подачи глинопесчаной пульпы по скважине

Третья схема (рис. 4.10) – перепуск заиловочной смеси осуществляется по наклонной траншее. Угол наклона для нормального движения глинопесчаной пульпы составляет не менее 20 градусов. При меньших углах потребуется установка дополнительных водонапорных устройств в траншее.

По нормали к откосу борта карьера формируется траншея шириной до 10 м и длиной не менее 25 м от откоса для безопасного осуществления работ. С помощью погрузо-доставочного оборудования осуществляется подвоз глинопесчаной породы и формирование навала у основания траншеи. Для сохранности площадки разгрузки от размыва рекомендуется сформировать подпорную стенку шириной не менее 600 м.

Для повышения производительности заиловки работы по подвозу глинопесчаной породы осуществляются непрерывно. Размыв навала, с учетом ограниченного количества воды, осуществляется в течении 3-4 часов в сутки. Расход воды составляет до 1 000 м³/ч. Снабжение водой осуществляется из водонакопителя объемом не менее 4-х часового режима работы гидромонитора. Для накопления объема воды в накопителе используется обратная вода из подземных горных выработок. Нейтрализация кислотности воды обеспечивается подачей негашеной

известить непосредственно в навал глинопесчаной породы в объеме 90-100 кг на куб.м породы. Расход воды для смыва породы составляет 700-800 л/м³.

Окончательно тип и характеристики оборудования подбираются в зависимости от требуемой производительности заиловочных работ и наличия необходимого объема глинопесчаного материала и воды.

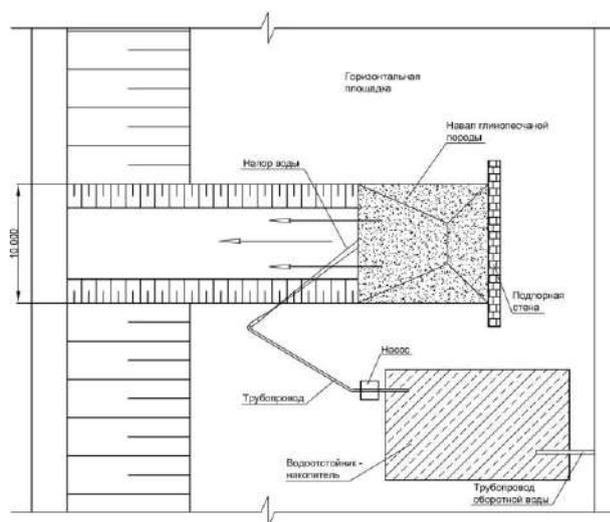


Рисунок 4.10 – План участка приготовления глинопесчаной смеси

Разработана технология по локализации очагов эндогенных пожаров при отработке прибортовых запасов системами с обрушением руды и вмещающих пород, которая позволяет в минимальные сроки ограничить доступ кислорода к очагам возникновения эндогенного пожара и обеспечить оперативное предотвращение локальных очагов пожара в случае интенсификации окислительных процессов.

Разработанная технология предусматривает два этапа работ:

- первый этап подразумевает формирование подушки на борту карьера глинопесчаными породами толщиной изолирующего слоя не менее 10 м;
- второй этап производит заиливание бортов и дна карьера глинопесчаной смесью (пульпой) до предполагаемого уровня очагов пожара на заключительном этапе ликвидации окислительных процессов. Для подачи заиловочной пульпы разработаны три варианта технологических схем, выбор

которых осуществляется по горно-геологическим и горнотехническим условиям месторождения.

В случае деформирования изолирующего слоя в процессе ведения подземных горных работ и атмосферного воздействия заиливание необходимо произвести повторно.

Выводы по главе 4

1. Различие в содержании полезного компонента по площади месторождения или рудного тела определяет первоочередную отработку наиболее ценных руд системами разработки с высокой полнотой выемки, в частности системами разработки с полной закладкой выработанного пространства. При этом дальнейшая отработка участков с относительно низким содержанием полезных компонентов в руде делает нецелесообразным применение таких систем разработки, ввиду их повышенной ресурсоемкости.

2. Анализ горно-геологических условий медноколчеданных месторождений показал следующее. Закономерно распределение массивных сплошных руд в кровле и центральных частях рудных залежей. Прожилково-вкрапленные сконцентрированы на флангах и подошве месторождений. Данный тип руд обладает невысоким содержанием полезных компонентов и имеет на таких участках небольшую мощность, что существенно сокращает область применения классов систем разработки с искусственным поддержанием выработанного пространства.

3. Применение системы разработки с обрушением и торцевым выпуском руды по сравнению с системами разработки с закладкой экономически целесообразно при содержании полезного компонента до 0,9%. Технология площадно-торцевого выпуска руды под обрушенными породами позволяет расширить область применения класса систем разработки с обрушением до содержания 1,2% полезного компонента в руде.

4. На основе проведенных исследований и реализации алгоритма выбора рациональных систем разработки и обоснования параметров технологии с учетом техногенного преобразования участка недр в ходе эксплуатации месторождения произведена систематизация систем подземной разработки, обеспечивающая их совместное использование и позволяющая на разных этапах эксплуатации месторождения изменять порядок применяемых способов поддержания очистного пространства при заблаговременном управлении устойчивостью массива горных пород с учетом последующего принятого состояния очистного пространства в условиях сложной морфологии и значительных размерах шахтного поля для интенсификации отработки участка недр.

5 РАЗРАБОТКА И ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПОДЗЕМНОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ НА ОСНОВЕ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ТЕХНОГЕННОГО ПРЕОБРАЗОВАНИЯ СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

5.1 Разработка подземной геотехнологии с предварительным техногенным преобразованием состояния массива горных пород в ходе эксплуатации месторождения

Проведенный анализ опыта применения систем с обрушением руды и вмещающих пород показал, что существенными достоинствами обладает технология подэтажного обрушения с площадно-торцевым выпуском рудной массы [158], которая разработана для условий отработки крутопадающих железорудных залежей. Преимуществами данной технологии являются: рост показателей полноты и качества извлечения запасов за счет одновременного выпуска руды по площади и с торца отбиваемого слоя; безопасные условия

труда для горнорабочих за счет применения общешахтного проветривания очистных забоев.

В результате геотехнологического конструирования системы разработки с обрушением для условий отработки пологих медноколчеданных залежей с использованием принципа площадно-торцевого выпуска руды предложена следующая технология отработки запасов (рис. 5.1) [117].

Весь комплекс подготовительно-нарезных работ выполняется в пределах одного горизонта выпуска 1. На границе выемочного участка проходится доставочный орт 2, который сбивается с вентиляционным горизонтом 3 по восстающему 4. Из доставочного орта 2 проходятся буро-доставочные штреки 5, разделяющие рудное тело на панели 6. Ширина панели при этом выбирается равной расстоянию между буро-доставочными штреками 5. Далее из доставочных штреков 5 под углом $45\div 60^\circ$ проходятся погрузочные заезды 7 к центру отбиваемой секции 8. В качестве буровых выработок служат буро-доставочные штреки 5, из которых бурятся веера скважин 9.

Отработка рудных панелей 6 осуществляется секциями 8, имеющими форму параллелепипеда и состоящими из нескольких слоев 10, определяемых расстоянием между веерами скважин 9. Очистные забои проветриваются за счет общешахтной депрессии и вентиляторов местного проветривания путем подачи свежего воздуха через доставочный орт 2 и доставочные штреки 5 с последующим выбросом отработанного воздуха на вентиляционный горизонт по восстающему 4.

Особенностью реализуемой схемы подготовки добычного участка является возможность перехода к применению камерной системы разработки с твердеющей закладкой 11.

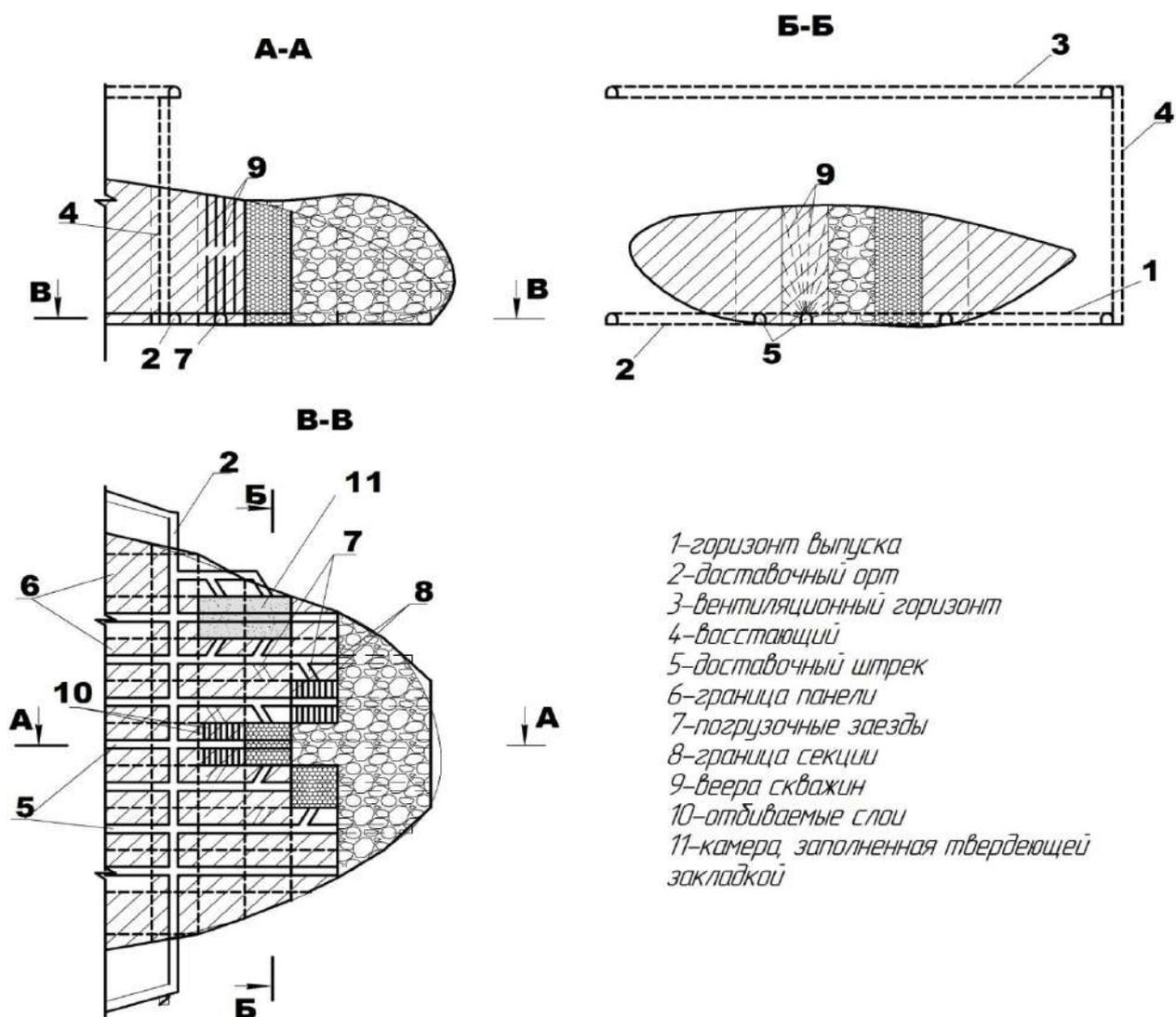


Рисунок 5.1 – Технология разработки с обрушением руды, вмещающих пород и площадно-торцевым выпуском для условий отработки участков пологих медноколчеданных залежей

Основными конструктивными параметрами предлагаемого варианта системы разработки, подлежащими обоснованию, являются высота и ширина секции, схемы развития фронта горных работ, а также режим выпуска руды из секций.

Применение варианта системы разработки с обрушением для условий отработки пологих рудных тел обуславливает необходимость применения высокопроизводительных комплексов самоходного оборудования. Механизация основных горнопроходческих и очистных работ напрямую

определяет производительность выемочного участка. Поэтому выбору оптимального комплекса оборудования необходимо уделять пристальное внимание.

Высота секций при применении системы разработки с обрушением и выпуском рудной массы по площадно-торцевой технологии в условиях пологих залежей ограничена мощностью рудного тела. Поэтому отработка рудного тела без деления на этажи характеризуется таким определяющим признаком, как порядок выемки запасов в горизонтальной плоскости.

Вариант системы разработки в границах одного выемочного участка позволяет вести очистные работы как с применением твердеющей закладки, так и с обрушением руд и вмещающих пород. Данный вариант может быть реализован по пяти технологическим схемам, определяемым различием в геометрии фронта горных работ. Каждая из технологических схем имеет характерные особенности с точки зрения управления горным давлением, условий деформирования вышележащего горного массива, интенсивности очистных работ, количества и местоположения выпускных выработок в каждой секции.

Для выбора оптимальной схемы развития фронта горных работ с позиций производительности и интенсивности горных работ, обоснования условий и рациональных областей ее применения необходимо систематизировать технологические схемы очистной выемки и выделить их принципиальные базовые типы. Исходя из конструкции предлагаемого варианта системы разработки при отработке пологих залежей, возможны следующие варианты ведения горных работ:

- 1) клинообразный порядок отработки выемочного участка;
- 2) отработка выемочного участка «обратным клином»;
- 3) отработка выемочного участка «через секцию» – камерно-целиковый порядок;
- 4) диагональный порядок отработки выемочного участка;

5) прямолинейный порядок отработки выемочного участка.

1. **Прямолинейный порядок отработки выемочного участка.**

Очистные работы развиваются от одного фланга залежи к другому. Очистные работы характеризуются низкой интенсивностью, в одновременной отработке находится один очистной забой. Резервные забои отсутствуют, что неблагоприятно сказывается на производительности системы. Однако имеется возможность выпуска отбитой руды каждой секции из двух выпускных выработок, в результате чего возможно повышение полноты извлечения (рис. 5.2).

Таким образом, прямолинейный порядок выемки запасов пологого рудного тела является малоперспективным вследствие недостаточной надежности и гибкости технологической схемы развития горных работ и низкой интенсивности очистных работ.

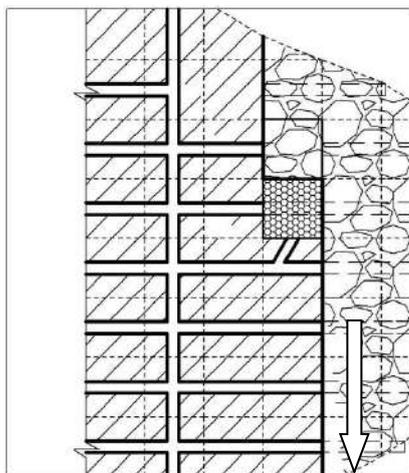


Рисунок 5.2 – Прямолинейный порядок отработки выемочного участка

2. **Отработка выемочного участка «через секцию» – камерно-целиковый порядок.** Порядок выемки запасов по камерно-целиковой схеме (рис. 5.3) отличается от прямолинейного тем, что секции разделяются на очереди. Применение камерно-целикового порядка выемки позволяет интенсифицировать развитие фронта очистных работ за счет вовлечения большего числа очистных секций благодаря наличию достаточного количества резервных забоев. Отработка секций первой очереди

характеризуется отбойкой руды сразу на всю ширину секции и выпуском руды из трех выработок. Оработка секций второй очереди сопровождается послойной отбойкой (по 2-3 веера) и выпуском секции в торец доставочной выработки.

Применение камерно-целиковой выемки сопряжено с чередованием площадно-торцевого выпуска и торцевого, что при постоянной ширине секций возможно ухудшит показатели выпуска в целом по выемочному участку.

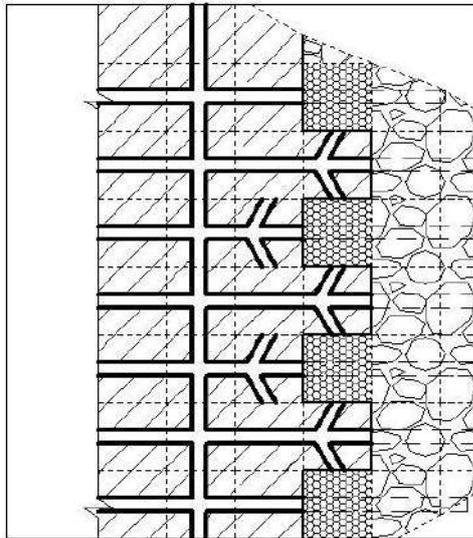


Рисунок 5.3 – Оработка выемочного участка «через камеру» – камерно-целиковый порядок

3. Диагональный порядок отработки выемочного участка.

Диагональный фронт развития горных работ отличается от прямолинейного тем, что вслед за отработкой первоочередной ленты начинается отработка соседней ленты с отставанием на 1-3 секции (рис. 5.4).

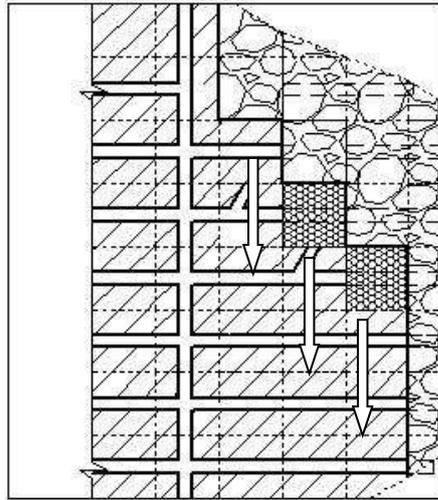


Рисунок 5.4 – Диагональный порядок отработки выемочного участка

При этом обеспечивается выпуск руды из каждой секции с двух точек.

4. Клинообразный порядок отработки выемочного участка.

Отработка выемочного участка ведется по простиранию рудного тела с опережающей выемкой руд центральной панели, с формированием клинового в плане формы фронта горных работ (рис. 5.5). Опережающая отработка центральной секции может обеспечить временную устойчивость налегающих пород над извлекаемыми секциями и увеличение точек выпуска отбитой руды до трех.

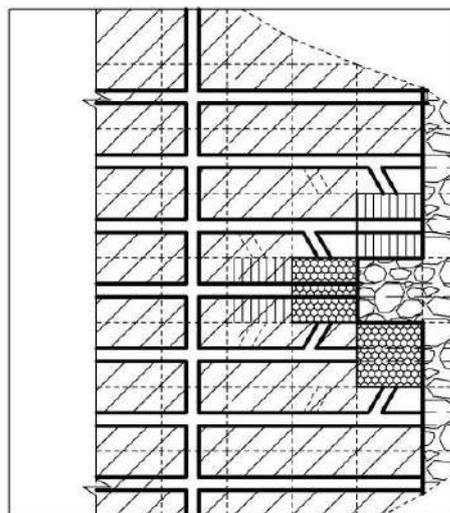


Рисунок 5.5 – Клиновой порядок отработки выемочного участка

Помимо того, что в большинстве секций обеспечивается выпуск руды с двух сторон каждой секции, в секциях центральной панели возможно вести выпуск руды с трех сторон секции, что возможно улучшит качественные показатели выпуска.

5. **Отработка выемочного участка «обратным клином».** Отработка выемочного участка ведется в противоположном порядке отработки с клиновым фронтом горных работ (рис. 5.6).

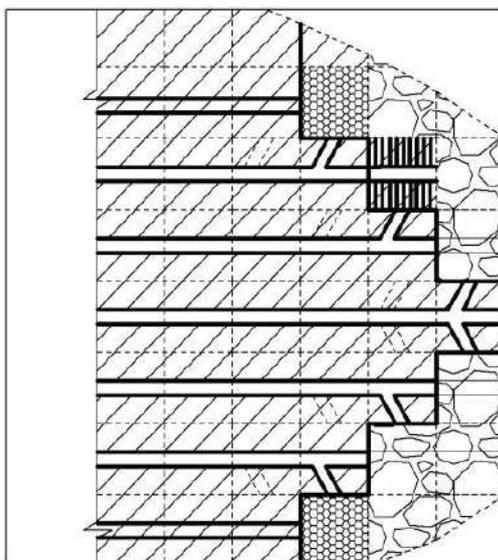


Рисунок 5.6 – Отработка выемочного участка «обратным клином»

При реализации данной схемы выпуск руды из секций центральной панели производится лишь с одной выработки. Поэтому отбойка и выпуск в этих секциях должны производиться послойно по 2-3 веера скважин.

Реализация подземной физико-технической геотехнологии в непостоянных горно-геологических и горнотехнических условиях требует изначального применения нескольких систем разработки на месторождении или перехода от одной системы к другой. Принадлежность данных систем к одному классу, опираясь на наиболее распространенную классификацию систем разработки проф. Именитова В.Р. [66], обычно не вызывает технической и технологической сложности их совместной реализации. Применение в границах месторождения (рудного тела) систем разработки с

различными способами поддержания очистного пространства влечет за собой ряд вопросов по обеспечению безопасности и эффективности горных работ.

На рис. 5.7 приведены усредненные показатели извлечения чистой руды, потерь и разубоживания при выпуске руды из одной, двух и трех выработок. Таким образом, площадно-торцевая технология выпуска руды под обрушенными породами приводит к улучшению качественных показателей выпуска по сравнению с классическим вариантом торцевого выпуска. В частности, извлечение чистой руды до начала разубоживания при двух и трех точках выпуска увеличивается на 12-13% и 24-25% соответственно, разубоживание снижается на 32-34 и 39-41%, потери – на 31-33 и 36-38%.

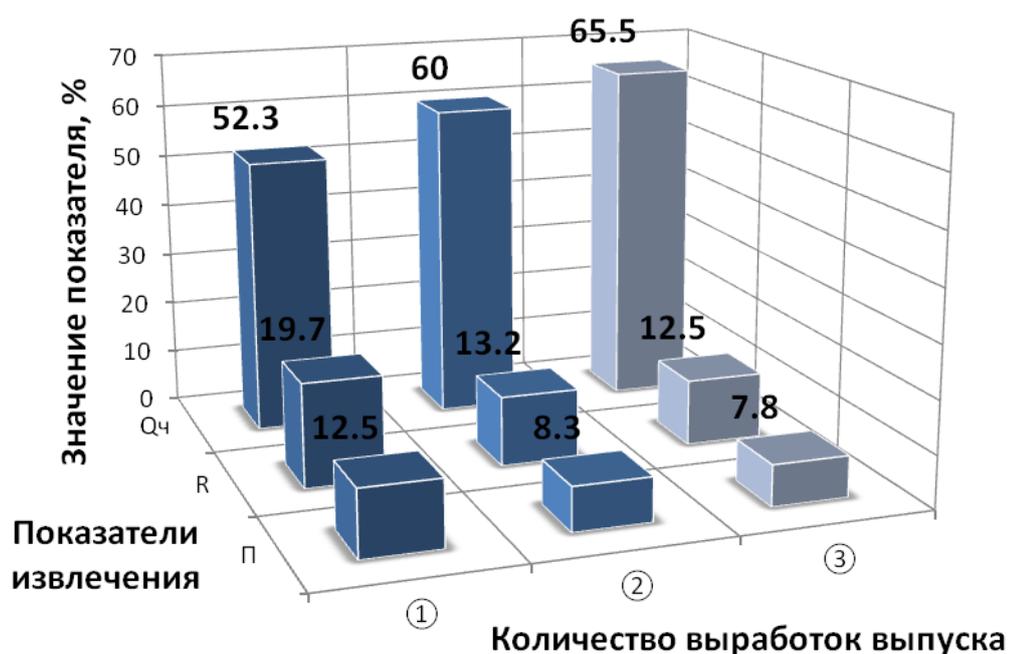


Рисунок 5.7 – Влияние количества точек выпуска на показатели выпуска руды

Проведенное моделирование выпуска рудной массы и полученные результаты определили возможность применения системы разработки с обрушением и площадно-торцевым выпуском руды и вмещающих пород для условий отработки пологих залежей.

Проведенное исследование выпуска рудной массы под обрушенными породами по площадно-торцевой технологии из секций, имеющих форму параллелепипеда, показало, что наиболее рациональная ширина секции составляет 10 м при ее высоте 20 м. Изменение размеров секции приведет к ухудшению качественных показателей выпуска руды.

Качественные показатели выпуска руды под обрушенными породами по площадно-торцевой технологии напрямую зависят от формы развития фронта горных работ. Вариант системы разработки для условий пологих рудных тел может быть реализован пятью принципиальными схемами развития горных работ. Каждая из них имеет ряд особенностей, например, в плане количества точек выпуска на каждую обрабатываемую секцию.

С целью оценки влияния схем развития фронта горных работ на показатели извлечения было проведено имитационное моделирование отработки участка (блока) размерами 100x100 м, состоящего из 10 панелей по 10 секций.

На рис. 5.8 приведены показатели извлечения чистой руды Q_c , разубоживания R и потерь Π для каждой технологической схемы возможного развития горных работ.

Результаты моделирования показали, что наилучшие показатели отработки участка рудного тела могут быть достигнуты при клинообразном фронте развития горных работ. При этом извлечение чистой руды составляет 60,9%, разубоживание – 13% и потери – 8,2%. Такие показатели достигаются за счет опережающей отработки центральной секции, из которой выпуск руды осуществляется из трех точек (торца доставочного штрека и двух погрузочных заездов на флангах секции). Остальные секции имеют по две точки выпуска.

Прямолинейная и диагональная технологические схемы горных работ сопровождаются выпуском каждой секции только через две выработки, что незначительно ухудшает показатели извлечения. Извлечение чистой руды до

начала разубоживания снижается до 60%, показатели потерь и разубоживания повышаются до 8,3 и 13,2% соответственно.

Наихудшие качественные показатели выпуска руды отмечаются при развитии фронта горных работ по камерно-целиковой схеме и выемке обратным «клином», при этом происходит ухудшение всех показателей на 7-10%. Ухудшение показателей извлечения при выемке обратным «клином» объясняется тем, что выпуск секций центральной панели осуществляется торцевой технологией. Отработка участка по камерно-целиковой схеме сопровождается чередованием площадно-торцевого выпуска руды из трех точек и торцевого, что также приводит к ухудшению качества рудной массы.

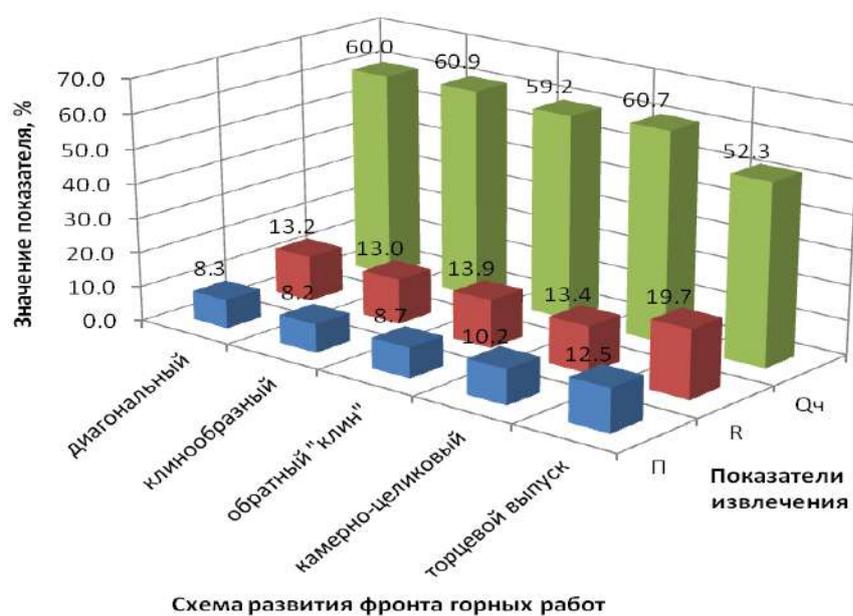


Рисунок 5.8 – Зависимость показателей извлечения от технологической схемы развития фронта горных работ

Несмотря на некоторое снижение качества добываемой рудной массы при различных схемах развития фронта горных работ, показатели извлечения остаются на достаточно высоком уровне по сравнению с вариантом системы разработки с торцевым выпуском руды.

Таким образом, проведенное имитационное моделирование выпуска руды при различных схемах развития фронта горных работ показывает, что

при отработке пологой рудной залежи системой разработки с обрушением и площадно-торцевым выпуском руды целесообразен к применению клинообразный фронт.

Предложен вариант системы разработки для крутопадающего рудного тела. Сущность системы разработки заключается в отработке подэтажей камерами, имеющими форму параллелепипеда, вытянутого по вертикали. Камеры в горизонтальном сечении имеют форму квадрата. Оптимальное соотношение ширины камеры к высоте составляет 1 к 2.

Этаж разделяется на блоки. Длина блока определяется оптимальной длиной доставки самоходным оборудованием. Для увеличения интенсивности отработки производится очистная выемка параллельно в нескольких блоках. Учитывая горные возможности горизонтальной площади подэтажей, возможно развитие горных работ по диагональной схеме, обеспечивающей повышение производительности очистных работ.

С целью снижения объема подготовительно-нарезных выработок возможно расположение буро-доставочных выработок по простиранию рудного тела (рис. 5.10 и 5.11). При этом отработка камер осуществляется по направлению от висячего бока.

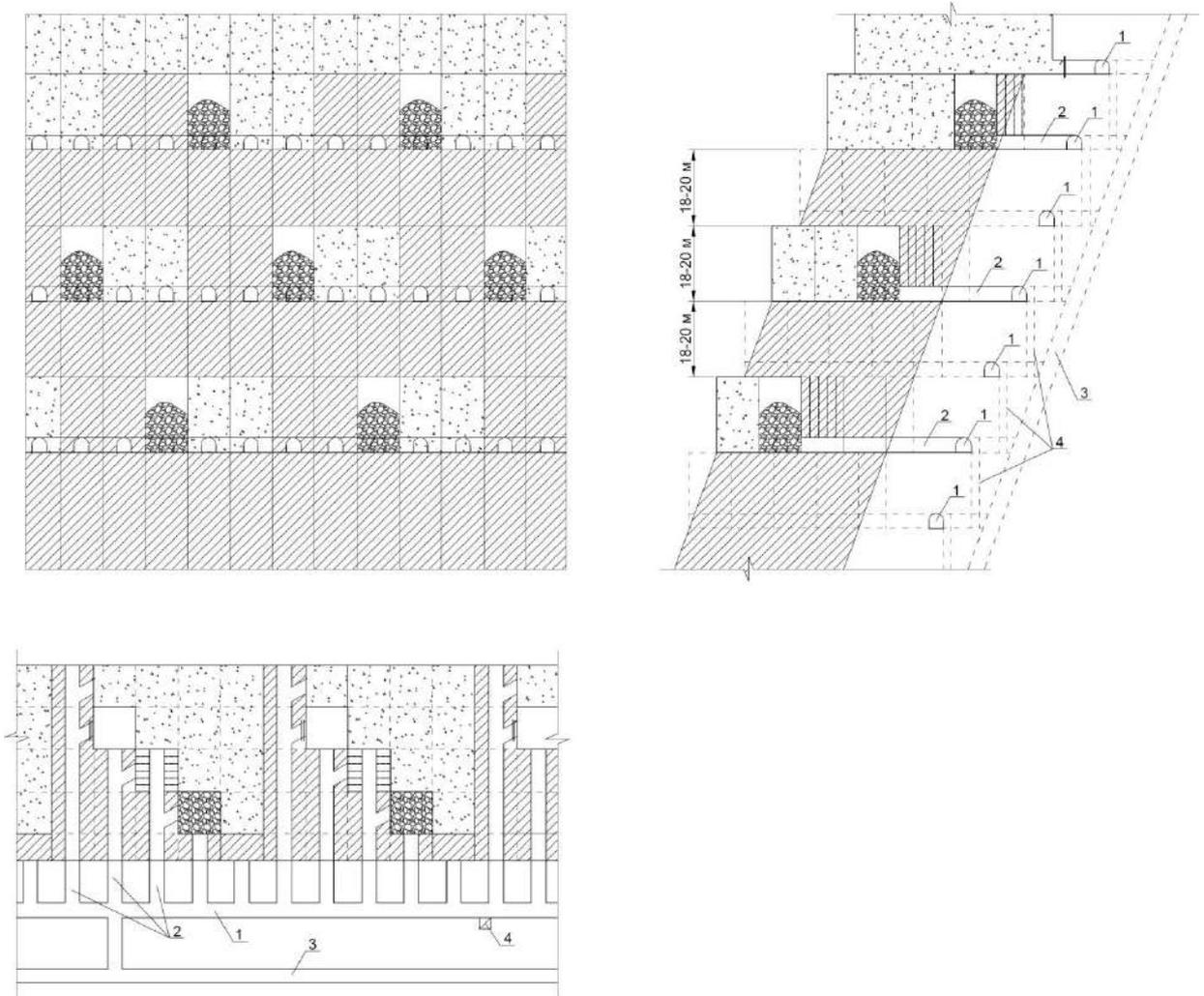


Рисунок 5.9 – Вариант подэтажно-камерной системы разработки с площадно-торцевым выпуском руды (отработка вкрест простирания)

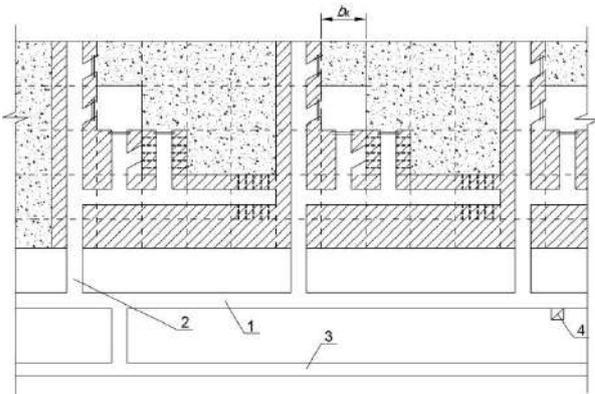
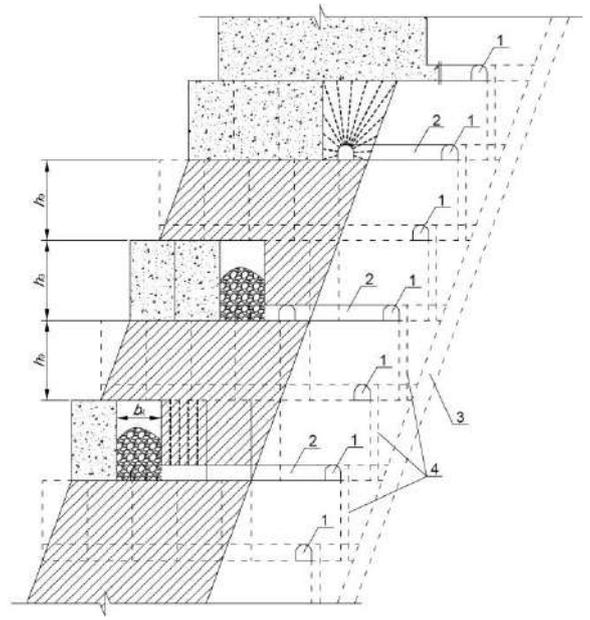
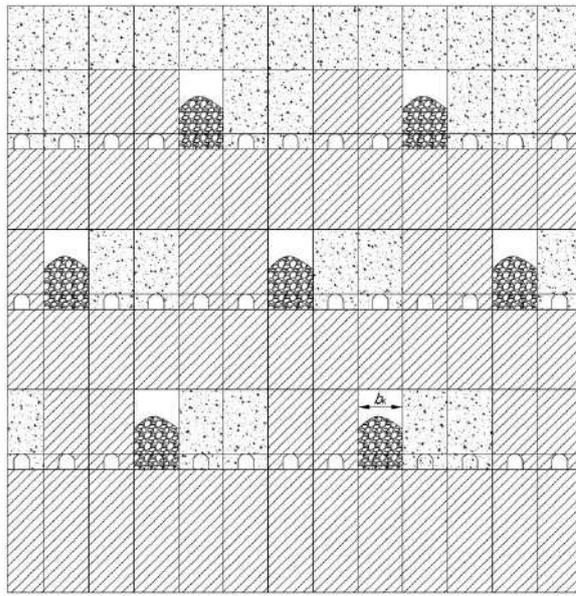


Рисунок 5.10 – Вариант подэтажно-камерной системы разработки с площадно-торцевым выпуском руды (отработка вкрест простирания)

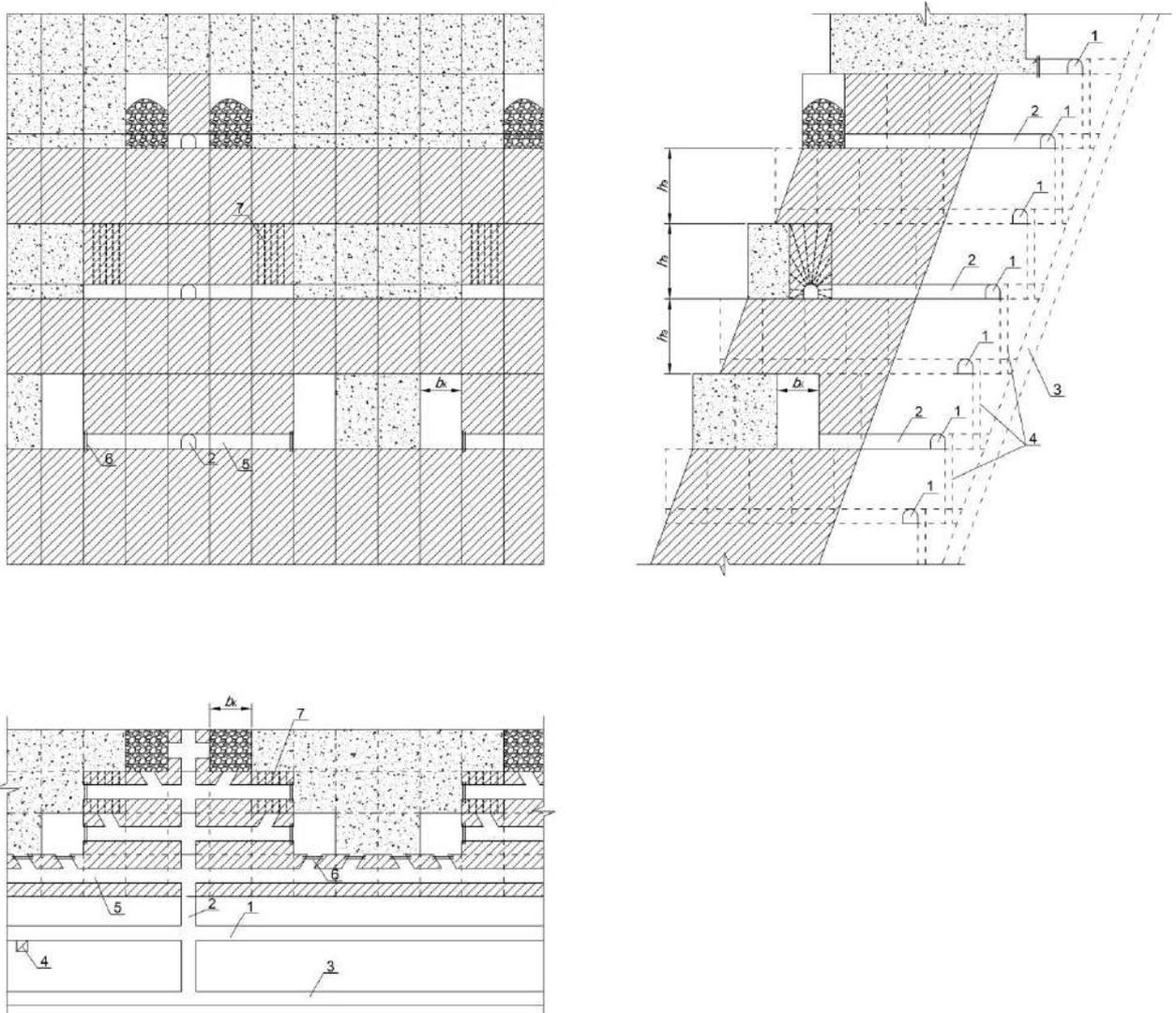


Рисунок 5.11 – Вариант подэтажно-камерной системы разработки с площадно-торцевым выпуском руды (отработка по простиранию)

5.2 Разработка подземной геотехнологии с предварительным формированием заданных свойств рудного, породного и закладочного массивов горных пород

Камерные системы разработки с твердеющей закладкой выработанного пространства получили наибольшее распространение при отработке медноколчеданных месторождений. При свойственной им полноте выемки горные работы сопровождаются высокими эксплуатационными затратами. Прежде всего это связано с ростом себестоимости формирования

твердеющего массива и снижением товарной ценности добытой руды. Несомненно, возможность снижения объема дорогой твердеющей закладки в общем цикле производственных операций по очистной выемке полезного ископаемого представляет практический интерес. Повышение экономической эффективности очистных работ за счет снижения или полного исключения из производства высокочрезмерных твердеющих смесей осуществляется инъекционным упрочнением сухого закладочного массива. Сущность технологии [193] заключается в следующем (рис. 5.12). Очистные камеры располагаются вкост простирания рудного тела. Развитие фронта горных работ в пределах подэтажа – от центра к флангам, общий порядок разработки – восходящий. Первоначально отрабатывается центральная камера, имеющая форму трапеции, с углом наклона стенок 80-85° (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 [57]. Оработка 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.

Практика работы предприятий показывает, что отбойка руды взрывным способом непосредственно у закладочного массива вызывает его усадку и уплотнение [14,100,141]. Накопленный опыт по применению отбойки руды в зажиме показывает, что отбитая и замагазинированная руда уплотняется взрывом скважин на 25-35%, причем уплотнение распространяется на глубину до 20 м в разрыхленный массив при взрыве сравнительно небольших зарядов (около 1-1,5 т). Нагнетание раствора в сыпучие среды представляет собой довольно сложное явление и зависит от ряда факторов, включающих свойства

среды и раствора, кинематических и динамических характеристик потока, технологии производства работ [129,140,175].

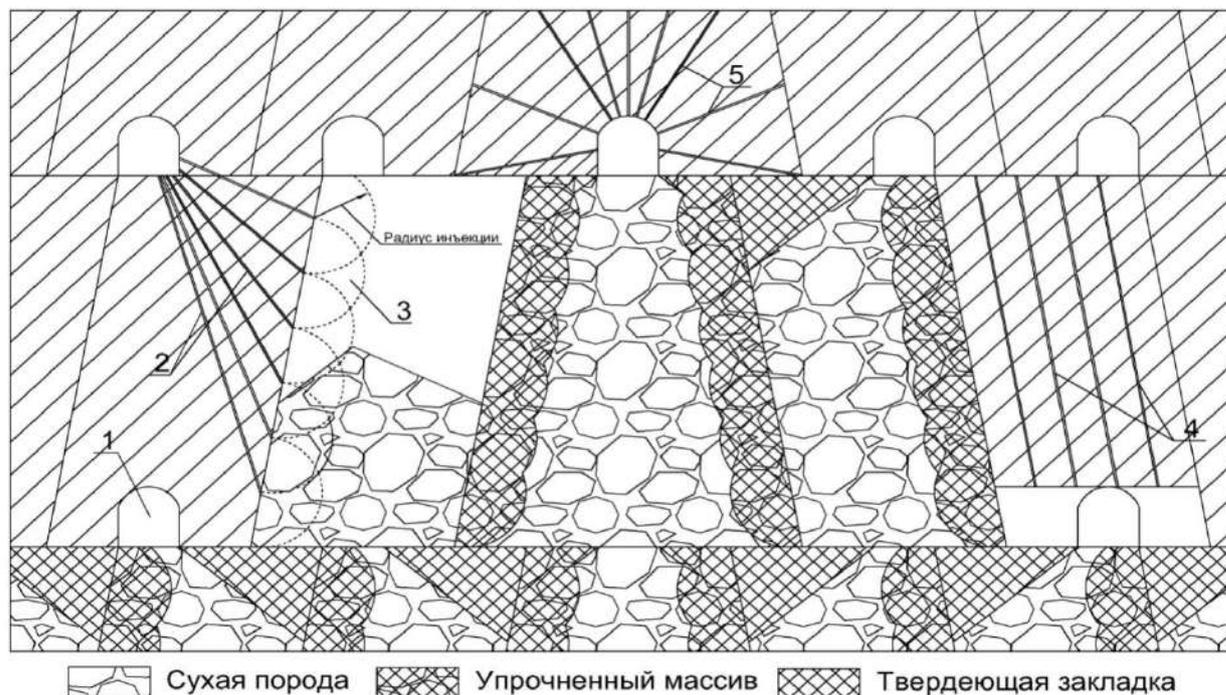


Рисунок 5.12 – Вариант камерной системы разработки с инъекционным упрочнением закладочного массива

Исходя из этого, при решении поставленных задач с учетом выявления интересующих факторов, влияющих на параметры инъекционного укрепления и создание монолитных массивов, необходимо принять метод, который позволил бы выявить и изучить характер движения растворов и радиус влияния инъекторов. Изучение их в производственных условиях, особенно в изолированных камерах большого объема, очень трудоемко. Применение варианта камерной системы разработки с инъекционным упрочнением закладочного массива предполагает следующую картину действия сил на упрочненный слой (рис. 5.13): давление вышележащего массива отсутствует в связи с неизбежным недозакладом закладочного материала под кровлю, а воздействие горного давления пород висячего бока не учитывается, так как действие его начинается с некоторым отставанием во времени. Таким образом, при определении параметров упрочненного слоя в

качестве внешней силы, действующей на него, рассматривается только активное давление сыпучей породной закладки.

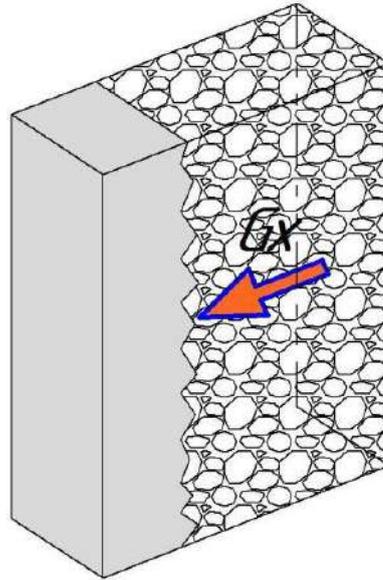


Рисунок 5.13 – Силы, действующие на укрепленный слой закладочного массива

Боковое давление, создаваемое породной закладкой, зависит от величины призмы сползания, которая, в свою очередь, зависит от высоты, ширины и угла наклона камеры. Для примера были рассчитаны значения бокового давления на различных высотах камеры по формуле [7]:

$$G_b \max = \gamma S \cdot \sin \alpha / P \cdot f_1,$$

где γ – удельный вес закладки в разрыхленном состоянии, т; S – площадь поперечного сечения камеры, м²; P – периметр сечения, м; f_1 – коэффициент трения сыпучей закладки о стенки камеры. Эпюра распределения бокового давления представлена на рис. 5.14.

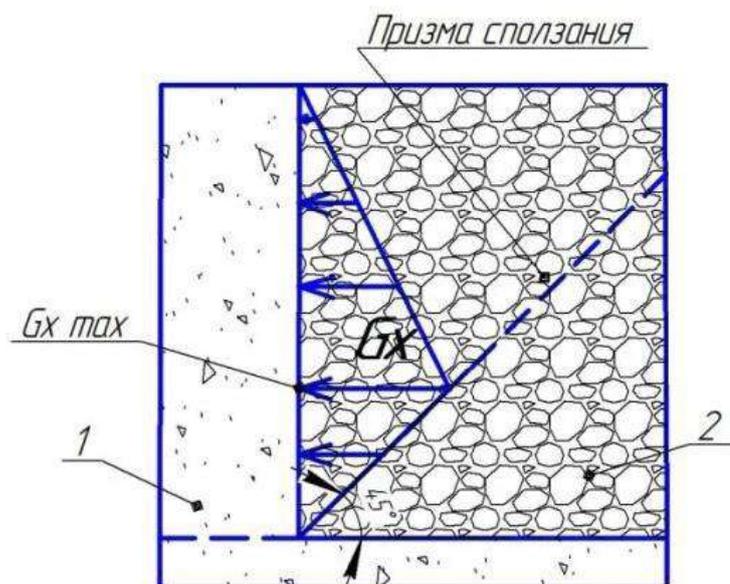


Рисунок 5.14 – Эпюра давления сыпучей закладки на упрочненный слой

Для подтверждения практической применимости технологии выполнен ряд лабораторных и опытно-промышленных исследований. Работы проводились в условиях подземного рудника Сафьяновского месторождения. В частности, исследовались технология инъекционного упрочнения пород месторождения, используемая для формирования искусственного массива, напряжено-деформированное состояние массива горных пород и конструктивных элементов технологии, а также произведено технико-экономическое сравнение вариантов отработки месторождения.

Проведенными исследованиями установлено влияние угла наклона камеры на величину бокового давления (рис. 5.15), а также высоты камеры и глубины ведения горных работ на ширину упрочненного слоя закладочного массива (рис. 5.16).



Рисунок 5.15 – Зависимость бокового давления сыпучей закладки от угла наклона камеры

Доказано, что уменьшение угла наклона камеры ведет к снижению бокового давления, оказываемого породной закладкой [104]. Это объясняется тем, что уменьшение угла наклона при неизменных других параметрах камеры приводит к изменению геометрических размеров призмы сползания за счет перемещения части веса породной закладки на вмещающие породы. Боковое давление при принятом оптимальном угле 80° (по предельному пролету обнажения рудного массива) не превышает 1,5 МПа. Таким образом, прочность инъектируемого слоя (упрочненного слоя) необходимо и достаточно создать 1,5 МПа. При этом аналитическими расчетами получена необходимая ширина упрочненного слоя (при заданной прочности 1,5 МПа) при различной глубине и ширине камеры. Средняя ширина слоя в условиях Сафьяновского месторождения составила 3-5 м. Физическим моделированием, выполненным с использованием пород Сафьяновского месторождения, установлена возможность создания упрочненного слоя с заданными параметрами.

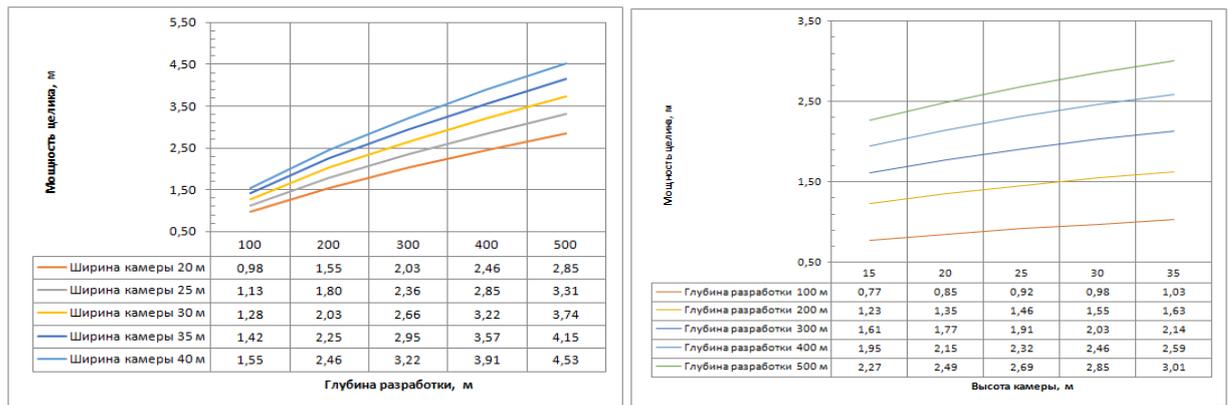


Рисунок 5.16 – Зависимости толщины упрочненного слоя от глубины разработки и высоты камеры

При отработке запасов рудного тела камерной системой разработки с последующим формированием комбинированного закладочного массива предложенной технологией необходимо геомеханическое подтверждение несущей способности упрочненного слоя, ширина и прочность, которые рассчитываются аналитическим методом. Оценка напряженно-деформированного состояния (НДС) твердеющей части комбинированного закладочного массива осуществлялась с помощью математического моделирования методом конечных элементов в объемной постановке задачи в программном комплексе INVENTOR AUTODESK. Исследовалось НДС искусственного твердеющего массива нормативной прочностью 2 МПа в камерах высотой 25 м и шириной от 10 до 20 м, который испытывает давление, оказываемое только породной закладкой.

Распределение давления на модель, имитирующую твердеющий массив, осуществлялось согласно расчетной схеме (рис. 5.17).

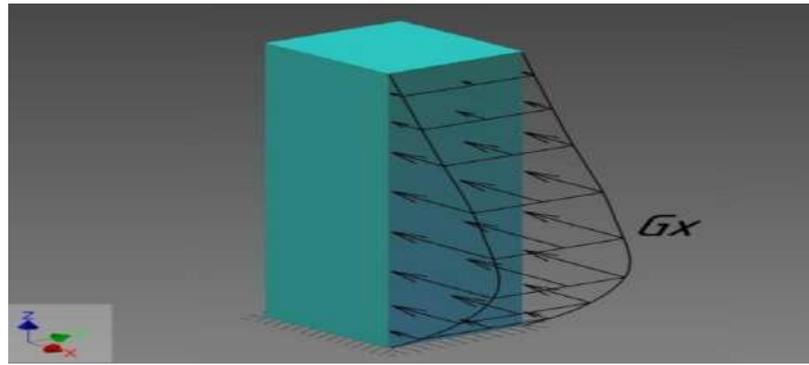


Рисунок 5.17 – Общий вид модели и распределение нагрузок на твердеющий массив

Результаты моделирования показали, что напряжения концентрируются у основания искусственных твердеющих массивов, то есть в месте его фиксации. При этом значения напряжений (например, для ширины 15 м $G_{\max}=1,559$ МПа) не превышают прочностных характеристик упрочненного слоя, что свидетельствует о том, что расчетная ширина обеспечивает устойчивое состояние. Результаты оценки НДС объединены на графике (рис. 5.18).

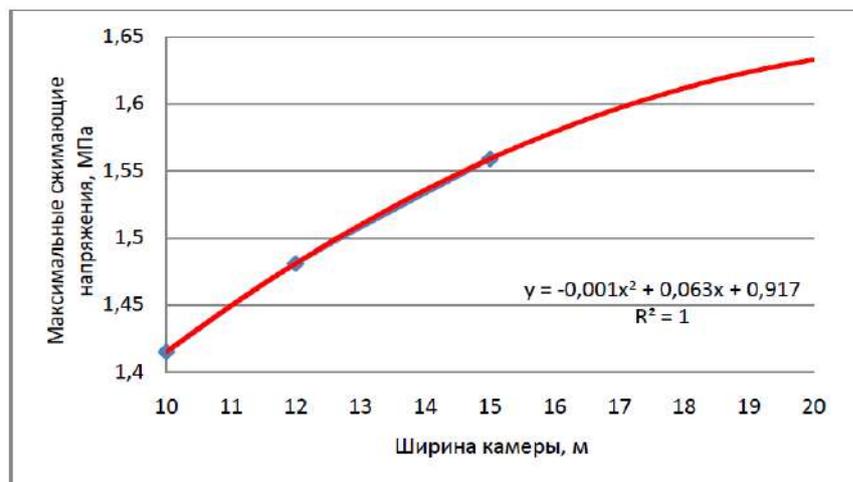


Рисунок 5.18 – Зависимость максимальных сжимающих напряжений при различных значениях ширины камеры

Проведенная оценка смещений относительно вертикальной плоскости показала, что незначительный сдвиг происходит в верхней части массива

(пример, для камеры шириной 15 м – $\max=2,62$ мм), основание упрочненного массива не подвергается смещениям. Это объясняется тем, что основание твердеющего массива заземлено под действием собственной силы тяжести, а верхняя его часть не заземлена ни массивом вмещающих пород, ни вышележащим рудным массивом. Характер изменения значений максимальных смещений искусственного массива в зависимости от его ширины представлен на графике (рис. 5.19).

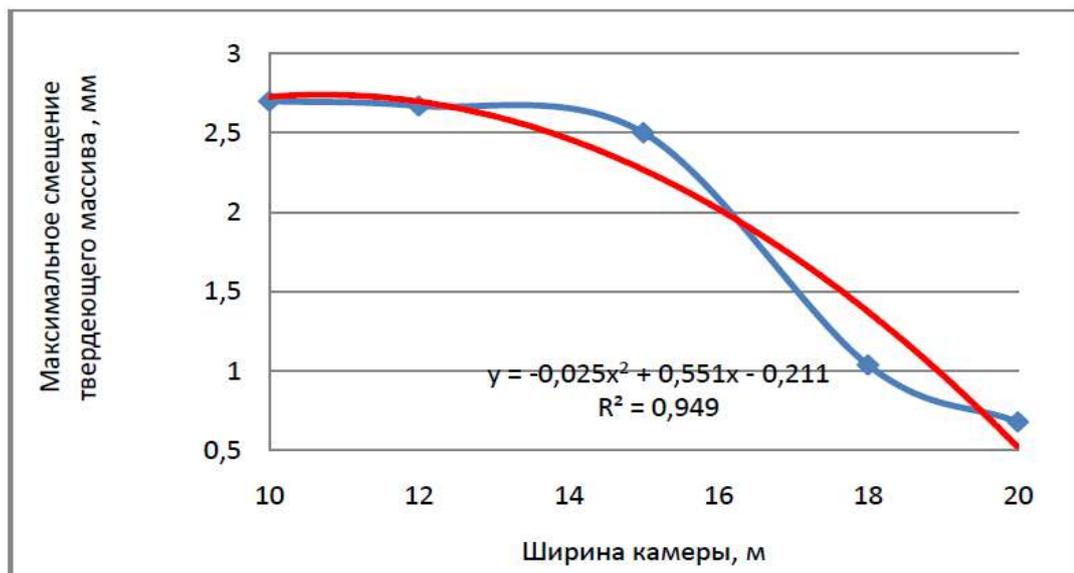


Рисунок 5.19 – Зависимость максимальных смещений упрочненного слоя при различных значениях ширины камеры

Снижение показателей смещения от увеличения ширины камеры объясняется повышением устойчивости искусственного твердеющего массива за счет увеличения его горизонтальной площади. В целом значения смещений не значительны и не достаточны для его сдвига либо опрокидывания. Наиболее опасными напряжениями, возникающими в искусственном твердеющем массиве, являются растягивающие ввиду слабого сопротивления бетона растяжению.

Анализ геомеханической модели по данному виду напряжений, возникающих в упрочненном слое под действием породной закладки, выявил зоны концентрации, которые располагаются у основания твердеющего

массива. Предельное значение, например, для камеры шириной 15 м составляет $\sigma_{\max \text{ раст.}} = 0,3184$ МПа, что не превышает предельного значения на растяжение упрочненного слоя.

Полученные значения максимальных растягивающих напряжений при различных значениях ширины камер объединены на графике (рис. 5.20).

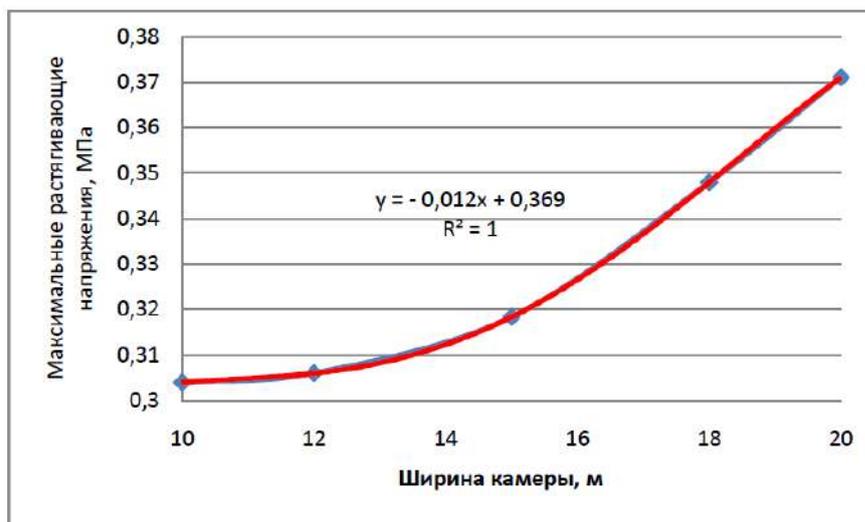


Рисунок 5.20 – Зависимость максимальных растягивающих напряжений при различных значениях ширины камеры

Таким образом, результаты геомеханических исследований указывают на то, что сжимающие, растягивающие и сдвиговые напряжения, возникающие в упрочненном слое, создаваемые под действием породной закладки, не превышают его пределов прочности. Данный факт означает, что упрочненный слой будет находиться в устойчивом состоянии и не разрушится, что обеспечит безопасность ведения горных работ при извлечении запасов смежной камеры. Проведенные геомеханические исследования методом конечных элементов в объемной постановке задачи с помощью программного комплекса INVENTOR AUTODESK повышают достоверность аналитических расчетов.

Нагнетание раствора в сыпучие среды представляет собой довольно сложное явление и зависит от ряда факторов, включающих свойства среды и раствора, кинематических и динамических характеристик потока, технологии

производства работ, исходя из этого при решении поставленных задач с учетом выявления интересующих факторов, влияющих на параметры инъекционного укрепления и создания монолитных массивов, необходимо принять метод, который позволил бы вывить и изучить характер движения растворов и радиус влияния инъекторов. Изучение их в производственных условиях, особенно в изолированных камерах большого объема, очень трудоемко.

Поэтому в качестве основного принят метод лабораторных экспериментов с применением натуральных материалов, позволяющих создавать условия наблюдения отдельных сторон процесса в достаточно надежном виде. С целью уточнения и корректирования полученных лабораторных результатов и в отдельных случаях для получения зависимостей, которые трудно установить в лаборатории, проведен производственный эксперимент в условиях подземного рудника. В обработке полученных экспериментальных данных использован вероятностный (статистический) метод, позволивший провести анализ явлений с учетом присущих им элементов случайности. Известно, что статистическая обработка результатов экспериментов с использованием корреляционного анализа обеспечивает необходимую надежность выявленных закономерностей.

Таким образом, для решения поставленных задач приняты следующие методы исследований: лабораторное моделирование, производственный эксперимент, статистическая обработка результатов и аналитические расчеты.

Гидромеханические процессы, как правило, развиваются под влиянием большого числа факторов, которые проявляются не каждый индивидуально, а в сложных сочетаниях один с другим. Следовательно, при решении задачи целесообразно рассматривать не множество независимых переменных и постоянных параметров, а их безразмерные комплексы, называемые

критериями подобия, в структуре которых отражено взаимодействие различных влияний.

Задача о подобии сводится к установлению условий однозначности, выделяющих единственное явление, описанное в относительных координатах. Обычно при любом виде моделирования не удается сохранить полного подобия между натурными и модельными системами, однако для каждого конкретного изучаемого явления должно соблюдаться подобие тех величин, которые характеризуют процесс и которые имеют существенное значение для изучаемого явления.

Поэтому доказано [228], что «...достаточным условием подобия двух систем является равенство любых двух соответствующих критериев этих систем, составленных из основных параметров и начальных граничных условий». Физическое моделирование позволяет сформулировать указанные условия модельных испытаний и устанавливает приемы переноса результатов лабораторных исследований на натурные объекты при условии соблюдения законов подобия.

Математическим методам решения задач с применением теории подобия посвящена довольно обширная литература. Однако в технической литературе последнего времени физические модели применительно к укрепительной инъекции сыпучих сред отсутствуют.

Критерии подобия могут быть получены двумя способам: методом анализа размерностей и путем приведения к безразмерному виду уравнений, описывающих процесс. Достоинством первого метода является универсальность и возможность использования всех существенных факторов, независимых и зависимых переменных при выводе условий подобия. Поэтому воспользуемся указанным способом, в основе которого лежит «П-теорема» [18,188].

Рассмотрим модель для изучения движения раствора в инъецируемой среде. Опытные данные и общие соображения дают основания считать, что в явлении участвуют следующие физические величины:

1. характерные геометрические размеры: средний диаметр пор d_0 , средний диаметр частиц раствора d_f , радиус распространения раствора R , проницаемость K ;

2. кинематические и динамические характеристики потока: расход Q или средняя скорость V , перепад давления ΔP , время движения T ;

3. свойства раствора: объемная масса γ , плотность ρ , динамический коэффициент вязкости μ .

Известно, что размерность данной физической величины определяется соотношением между ней и теми физическими величинами, которые приняты за основные. В качестве первичных примем размерности L , T , M , тогда размерность вторичной величины f может быть записана:

$$[f] = L^\lambda \cdot T^\tau \cdot M^\mu \quad (5.1)$$

где λ , τ , μ – некоторые константы, которые могут быть равны любому действительному числу.

Согласно «П-теореме» запишем:

$$f(d_0, d_r, R, V, \Delta P, T, \gamma, \rho, \mu, K) = 0 \quad (5.2)$$

$$\varphi(\pi_1, \pi_2, \pi_3, \pi_4, \pi_5, \pi_6, \pi_7) = 0$$

Для образования параметров π за основание единицы приняты d_0 , V , ρ , тогда безразмерные комплексы запишутся:

$$\pi_1 = d_0^{x_1} \cdot V^{y_1} \cdot \rho^{z_1} \cdot d_r^{-1} \quad (5.3)$$

$$\pi_2 = d_0^{x_2} \cdot V^{y_2} \cdot \rho^{z_2} \cdot R^{-1} \quad (5.4)$$

$$\pi_3 = d_0^{x_3} \cdot V^{y_3} \cdot \rho^{z_3} \cdot P^{-1} \quad (5.5)$$

$$\pi_4 = d_0^{x_4} \cdot V^{y_4} \cdot \rho^{z_4} \cdot T^{-1} \quad (5.6)$$

$$\pi_5 = d_0^{x_5} \cdot V^{y_5} \cdot \rho^{z_5} \cdot \gamma^{-1} \quad (5.7)$$

$$\pi_6 = d_0^{x_6} \cdot V^{y_6} \cdot \rho^{z_6} \cdot \mu^{-1} \quad (5.8)$$

$$\pi_7 = d_0^{x_7} \cdot V^{y_7} \cdot \rho^{z_7} \cdot K^{-1} \quad (5.9)$$

Согласно (5.1), неизвестные показатели x_i , y_i , z_i при подстановке размерностей величин, входящих в комплексы π , должны удовлетворять условию

$$d_0^{x_1} \cdot V^{y_1} \cdot \rho^{z_1} \cdot d_r^{-1} = L^0 \cdot T^0 \cdot M^0 \quad (5.10)$$

или

$$L^{x_1} (L \cdot T^{-1})^{y_1} \cdot (M \cdot L^{-3})^{z_1} \cdot d_r^{-1} = L^0 \cdot T^0 \cdot M^0 \quad (5.11)$$

Приравнивая показатели степени при одинаковых размерностях, получим:

$$x_1 - y_1 - 3z_1 - 1 = 0; y_1 = 0; z_1 = 0 \text{ откуда } x_1 = 0$$

Таким образом, $\pi_1 = d_0/d_r$.

Решая аналогичным образом остальные системы линейных уравнений, получим остальные критерии, позволяющие соблюдать полное динамическое подобие натуральных и модельных потоков:

$$\pi_2 = \frac{d_0}{R} \quad (5.12)$$

$$\pi_3 = \frac{\rho V^2}{\Delta P} = E_n \quad (5.13)$$

$$\pi_4 = \frac{d_0}{Vt} = \frac{1}{S_t} \quad (5.14)$$

$$\pi_5 = \frac{V^2 \rho}{d_0 \gamma} = F_r \quad (5.15)$$

$$\pi_6 = \frac{\rho V d_0}{\mu} = R_e \quad (5.16)$$

$$\pi_7 = \frac{d_0}{K} \quad (5.17)$$

Комплексы π_3 , π_4 , π_5 , π_6 называются числом Эйлера, Струхаля, Фруда, Рейнольдса соответственно. Критерии π_1 , π_2 , π_7 характеризуют условие геометрического подобия, а остальные – условие кинематического и динамического подобия.

На основании теоремы подобия (5.2) и условий подобия (5.4) общий вид системы уравнений в безразмерном виде может быть записан:

$$\varphi\left(\frac{d_0}{R}, \frac{d_0}{d_r}, E_n, S_t, F_r, R_e, \frac{d_0}{K}\right) \quad (5.18)$$

Для осуществления полного динамического подобия необходимо равенство всех критериев (4.3) модельных и натуральных потоков. Это условие выполнимо, если масштаб подобия близок к единице.

В области устойчивого ламинарного движения, что имеет место при течении растворов в сыпучей среде, характерно доминирующее влияние сил внутреннего трения. Поэтому здесь распределение скорости по сечению пор остаётся неизменным во всем интервале чисел, не превосходящих Re критических. В то же время для ламинарных течений E_n принимает чрезмерно большое значение и теряет смысл обобщённого параметра. Поэтому, соединяя оба критерия π_3 и π_6 , будем иметь критерий, который в гидродинамике называют числом Лагранжа:

$$\frac{\pi_6}{\pi_3} = \pi_{63} = \frac{V\rho d_0}{\mu} \div \frac{\rho V^2}{\Delta P} = \frac{\Delta P d_0}{V\mu} = La \quad (5.19)$$

Из равенства $q_n = q_m$ и условия применения натуральных материалов вытекает, что $V_n = V_m$. Поэтому моделирование по числу Фруда не представляется возможным. Отсюда можно сделать вывод, что общим требованием для динамического подобия течения инъекционных растворов в неустановившемся режиме является равенство чисел Лагранжа и Струхалья.

Тогда можно записать:

$$La = \frac{\Delta P_M d_{0M}}{V_M \mu_M} = \frac{\Delta P_H d_{0H}}{V_H \mu_H} \quad (5.20)$$

$$St = \frac{d_{0M}}{V_M T_M} = \frac{d_{0H}}{V_H T_H} \quad (5.21)$$

Отсюда отношение скоростей V_k движения растворов с учетом (5.3) равно:

$$V_k = \Delta P_k \text{ и } V_k = 1/T_k$$

Так как отношение скоростей в двух случаях должны быть равными, то:

$$\Delta P_k = 1/T_k$$

Известно, что $T_k = R_k/V_k$ и $V_k = q_k/S_k$

где R_k – отношение радиусов распространения растворов; q_k – отношение расходов; S_k – отношение сечений.

Поэтому можно записать:

$$\frac{\Delta P_M}{\Delta P_H} = \frac{q_M S_M R_M}{q_H S_H R_H} \quad (5.22)$$

Сделав преобразования, не трудно определить радиус проникновения раствора в натуральных условиях:

$$R_H = R_M = \frac{q_H S_M \Delta P_M}{q_M S_H \Delta P_H} \quad (5.23)$$

Таким образом, при соблюдении условий подобия сил давления и сил инерции появляется возможность моделирования инъекции сыпучей закладки укрепляющими растворами.

Предварительная оценка свойств закладочного материала осуществляется по методике, отдельные элементы которой заимствованы из работ [59,113,187].

1. Коэффициент неоднородности материала:

$$K_H = \frac{D_{60}}{D_{10}}, \quad (5.24)$$

2. Коэффициент И.С. Мицца, характеризующий сопротивляемость материала размыву текучей средой:

$$K_M = \frac{D_{85}}{D_{10}}, \quad (5.25)$$

где D_{10} , D_{60} , D_{85} – диаметры частиц, меньше которых содержится 10, 60, 85% материала соответственно.

3. Теоретическая пустотность материала (по М. Павличу):

$$\Pi = \frac{0,63}{\sqrt[6]{K_H + 0,63}}, \quad (5.26)$$

4. Коэффициент уплотнения материала закладки под давлением:

$$K_{упл} = \frac{\Pi_{нач} - \Pi_{кон}}{P}, \quad (5.27)$$

где $\Pi_{кон}$ – пустотность материала при давлении P .

5. Коэффициент усадки материала:

$$\lambda = a \cdot \lg \sigma - b \quad (5.28)$$

где a , b – опытные коэффициенты; σ – приложенное давление, кг/см²

6. Средний диаметр частиц закладки:

$$D = \frac{\sum D_i \cdot q_i}{B_{\text{мелк}}} = \frac{\sum D_i \cdot q_i}{\frac{100 - P_{\text{max}}(1 - P)}{1 - P_{\text{max}}}}, \quad (5.29)$$

где P_{max} – пустотность наиболее крупного материала; D_i – диаметр частиц от самых мелких до граничного значения, определяемого процентным числом $B_{\text{мелк}}$, находится по кривой гранулометрического состава; q_i – процент отдельных фракций.

7. Коэффициент проницаемости закладочного материала:

$$K = \frac{1}{184 \cdot a^2} \cdot \frac{P^3}{(1 - P^2)} \cdot D^2, \quad (5.30)$$

где a – коэффициент формы зерен.

8. Средний диаметр пустот закладочного материала:

- для материалов крупностью 0...40 мм

$$d_{\text{п}} = 0,75PD + 0,68 \quad (5.31)$$

- для материалов крупностью 0...5 мм

$$d_{\text{п}} = 0,82PD + 0,17 \quad (5.32)$$

При выборе материалов для приготовления инъекционных растворов следует руководствоваться следующими принципами: частицы раствора должны быть значительно меньше, чем размеры пор закладки; раствор должен обладать пренебрежительно малой седиментацией, хорошей текучестью и проникать на большое расстояние. Омоноличенный массив должен обладать нормативной прочностью и допустимыми деформационными свойствами.

Исследования по определению основных параметров нагнетания укрепляющих растворов в закладку производилось на модели. Модель представляет собой короб размерами: $A=0,5$ м, $B=4$ м., $C=0,5$ м. По одной из стенок прокладывается перфорированный иньектор, к которому проводится вертикальный трубопровод диаметром 50 мм, соединенный с самим иньектором через шаровый кран. У основания иньектора был установлен

манометр. По достижению плотности раствора, равной 1,1 – 1,15 и более, подача раствора прекращалась. С учетом того, что схватывание цемента происходит в течение 24 часов, избытки воды удалялись через дренажное отверстие.

В качестве крупного заполнителя были использованы породы с проходческих работ Сафьяновского месторождения фракцией +3-40.

Инъекционный раствор представлял собой водоцементную смесь В:Ц=4:1, В:Ц=3:1, В:Ц=2:1, В:Ц=1:1, подаваемую к инъектору через трубопровод длиной 10 м. Полученные образцы испытаны в 7, 28 и 90 суток. Результаты модельных исследований пересчитаны на натурные с учетом критериев подобия, приведенные ранее. Обобщенные графики показаны на рис. 5.21 – 5.24.

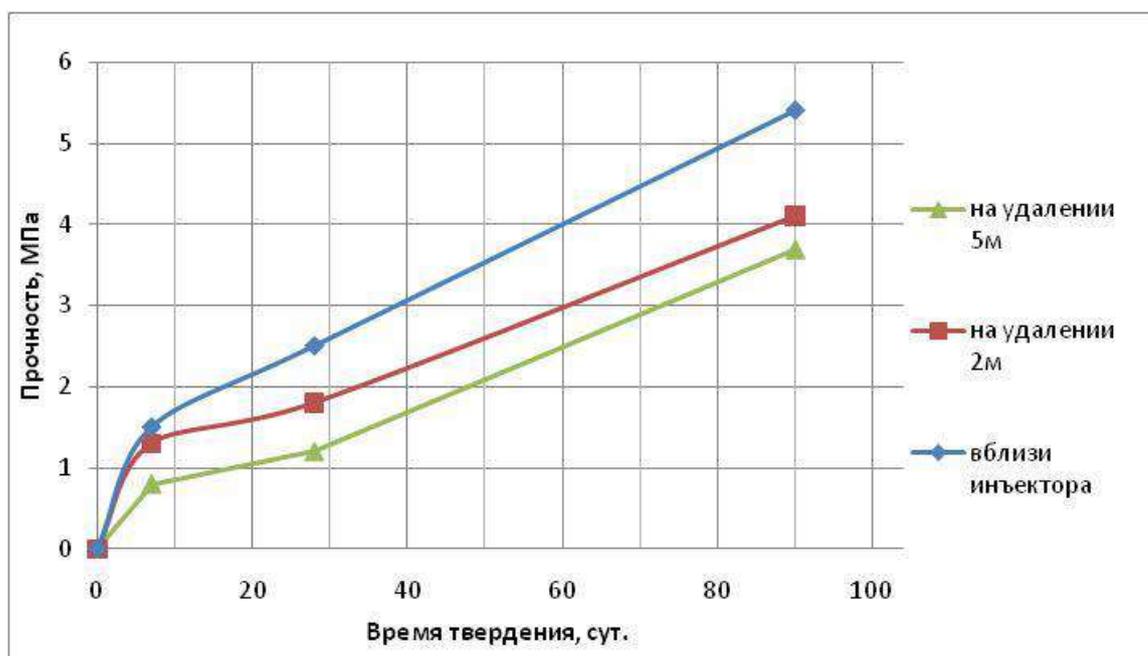


Рисунок 5.21 – Кинетика твердения проинъектированного массива при В:Ц=4:1

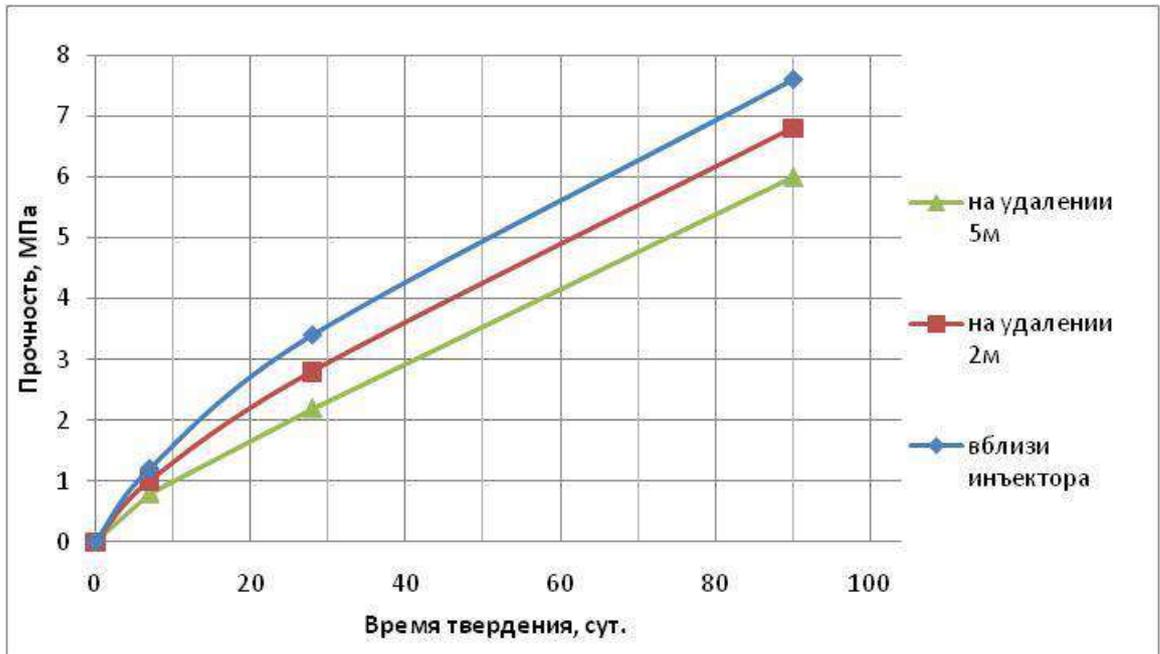


Рисунок 5.22 – Кинетика твердения проинъектированного массива при В:Ц=3:1

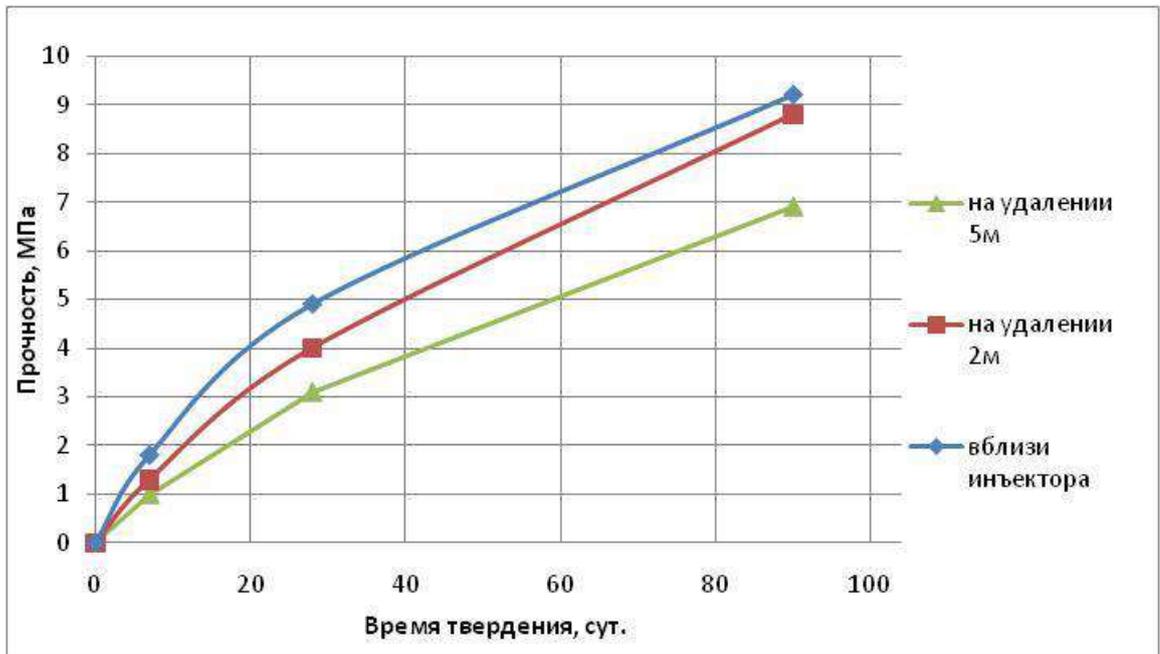


Рисунок 5.23 – Кинетика твердения проинъектированного массива при В:Ц=2:1

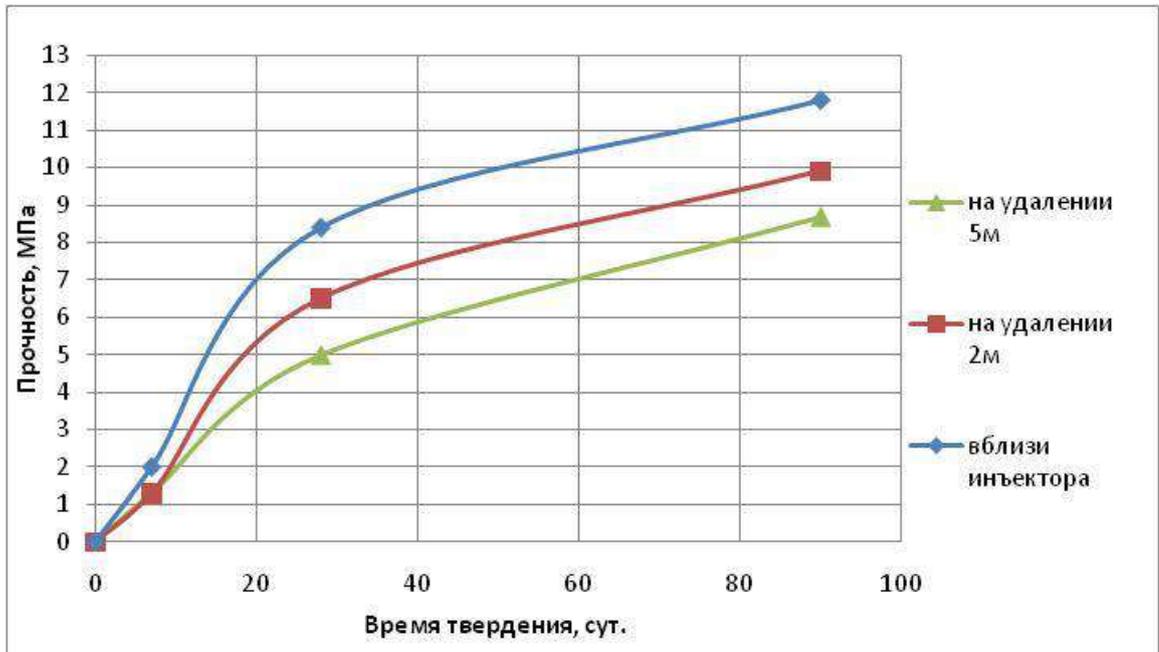


Рисунок 5.24 – Кинетика твердения проинъектированного массива при В:Ц=1:1

На рис. 5.25-5.29 приведена кинетика твердения образцов проинъектированного массива на основе цемента, воды и щебня при водоцементном отношении подаваемого раствора от 4:1 до 1:1. Из графиков видно, что процесс твердения образцов интенсивно развивался в течение всего периода времени.

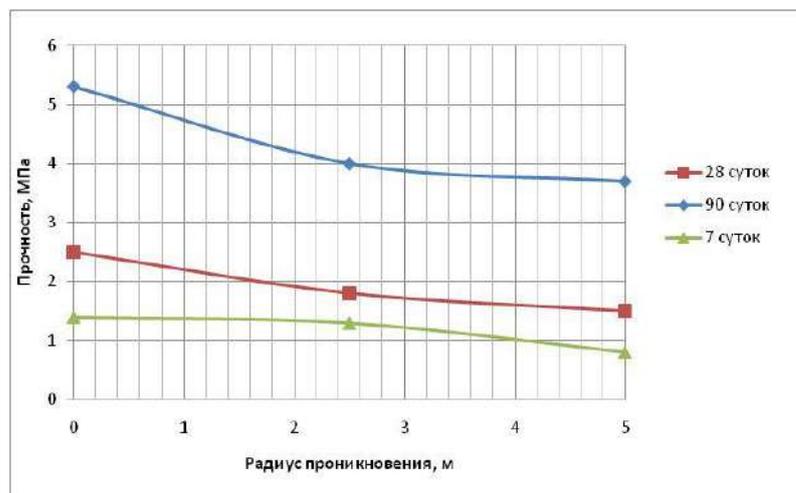


Рисунок 5.25 – Зависимость прочностных характеристик от радиуса проникновения иньекционного раствора при В:Ц=4:1

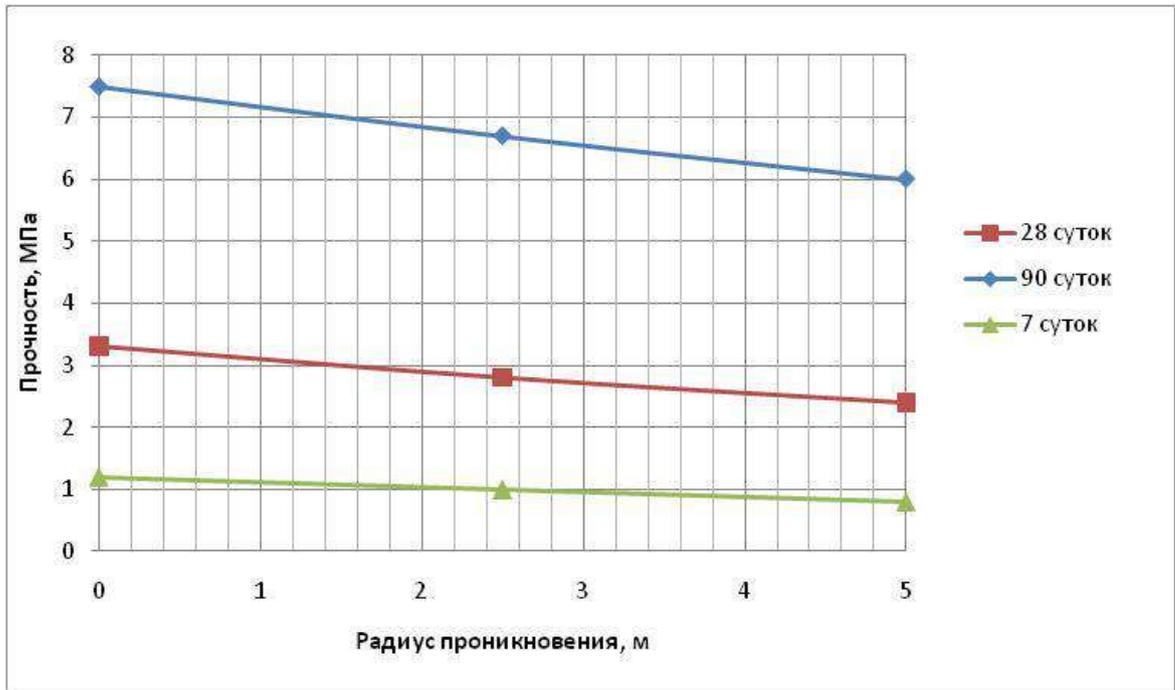


Рисунок 5.26 – Зависимость прочностных характеристик от радиуса проникновения инъекционного раствора при В:Ц=3:1

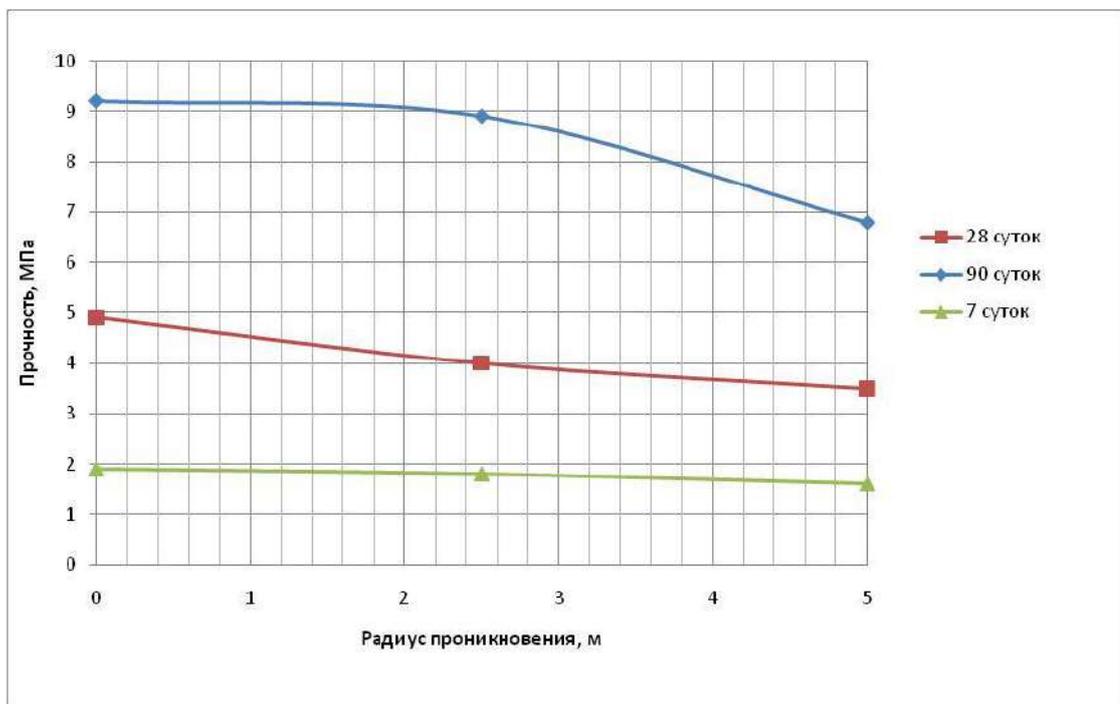


Рисунок 5.27 – Зависимость прочностных характеристик от радиуса проникновения инъекционного раствора при В:Ц=2:1

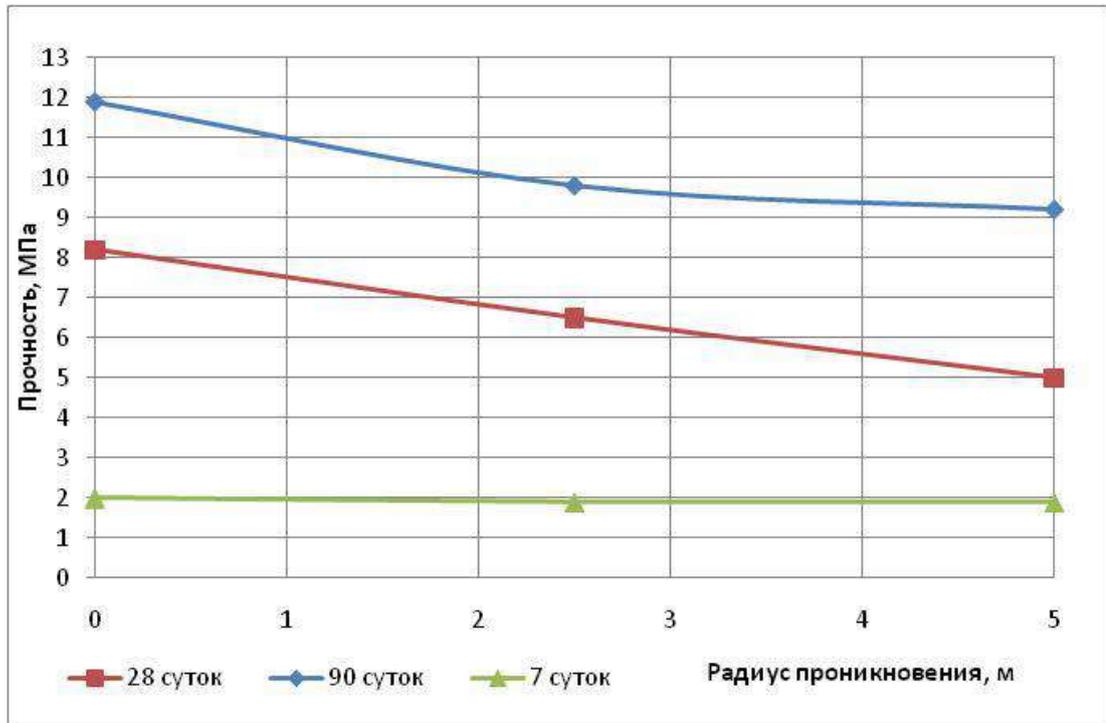


Рисунок 5.28 – Зависимость прочностных характеристик от радиуса проникновения инъекционного раствора при В:Ц=2:1

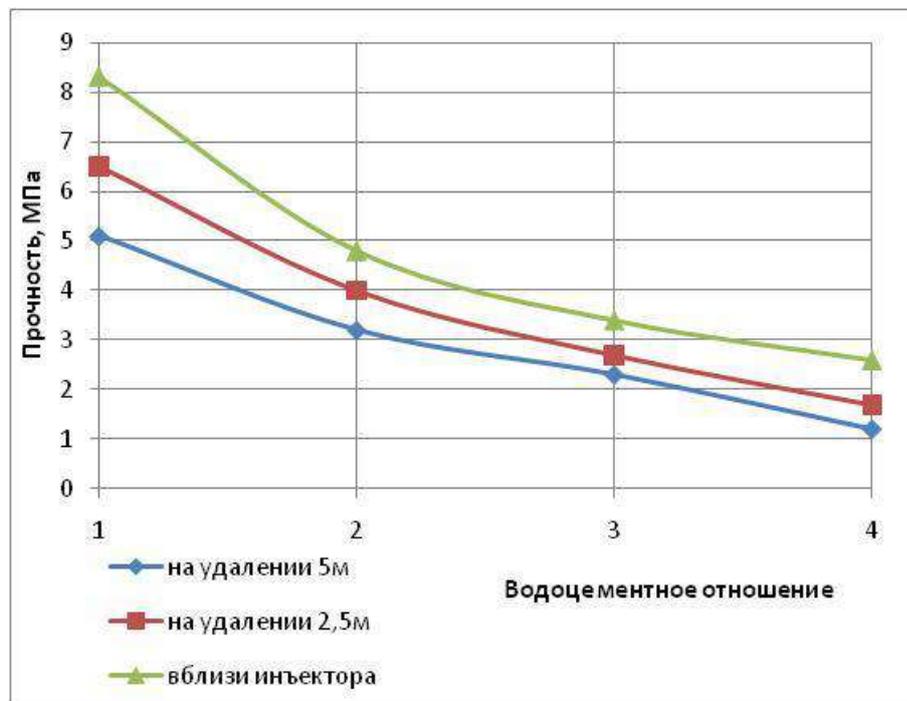


Рисунок 5.29 – Изменение прочности массива от водоцементного отношения и расстояния до иньектора

Эксперименты показали, что при испытании всех видов растворов наблюдалось снижение прочности массива по мере удаления от инъектора. Растворы с В:Ц=4:1, В:Ц=3:1, В:Ц=2:1, В:Ц=1:1 обеспечивают необходимую прочность инъектируемого слоя сухой закладки (2 МПа) при необходимом радиусе проникновения 5 м. Для достижения требуемой прочности на удалении от инъектора следует рассматривать увеличение сроков твердения.

Исследования показали, что во время производства работ по инъекции сыпучих сред необходимо нагнетание раствора начинать при больших водоцементных отношениях с доведением составляющих компонентов до более низких, что позволит достичь высокие прочностные показатели проинъектируемого слоя.

5.3 Разработка подземной геотехнологии предварительного изменения строения массива горных пород с формированием заданных горнотехнических условий

Рудная зона Корбалихинского месторождения (подзона промышленного оруденения) мощностью от 2 м до 50-60 м прослеживается по простиранию на 2 250 м и падает под углами от 40° до 60°. Рудные тела имеют ленто-, пласто- и линзообразную форму. Мощность рудных тел колеблется от 0,2 м до 53 м, однако, в соответствии с ТЭО кондиций, минимальная мощность рудных тел, принимаемых к отработке, составляет 2,0 м. Глубина отработки месторождения с учетом падения и склонения рудных тел составляет 1 100 м для северо-западного участка и 800 м для юго-восточного. Оруденение имеет полиметаллический состав (медно-свинцово-цинковый). Основные параметры рудных тел Корбалихинского месторождения приведены в табл. 5.1.

Таблица 5.1 – Основные параметры рудных тел Корбалихинского месторождения

№ рудного тела	№№ разрезов	Кол-во скважин	Азимут		Угол падения, град	Глубина залегания, м	Протяженность, м		Мощность истинная, м		
			простирание	падение			простирание	падение	от	до	средняя
1	4-12	41	310	40	45	135-430	330	11-370	0,75	33,5	9,8
2	6-13а	42	315	45	45	360-720	530	54-512	0,7	53,0	12,9
3	17-22	11	310	40	65	540-1190	400	760	2,0	9,7	4,6
4	16-33	102	300	30	60	570-1280	1425	180-620	0,2	46,3	10,0
10	20-22	5	285	15	50	800-900	135	58-146	5,0	22,6	9,6
14	15-16	3	290	20	50	820-840	60,5	24			2,1
19	10-13а	13	0	90	58	70-290	430	42-225	1,3	23,0	6,8
21	8-12	13	330	60	40	220-440	250	35-205	2,3	40,3	11,8
23	8-12	13	310	40	50	470-630	283	55-200	1,4	13,4	4,6
24	6-11	8	300	30	30	150-220	354	34-88	1,8	6,6	3,9
28	6-10	5	330	60	40	350-450	300	24-72	1,35	8,2	4,2
30	8-9	4	270	0	35	150-190	122	73	1,4	15,6	6,3
31	4-7	6	295	25	50	300-370	240	52-100	2,3	8,4	5,3
33	3-5	7	310	40	40	160-310	188	20-195	1,35	8,4	3,6
36	23-25	5	275	5	70	850-1020	150	88-96	1,4	4,4	2,7
38	21-24	6	295	25	45	790-870	200	48-94	2,6	12,5	6,1

Корбалихинское месторождение, в соответствии с результатами геодинамического районирования, с глубины 300 м относится к месторождениям, склонным к горным ударам, а с глубины более 700м – к опасным по горным ударам.

Корбалихинское месторождение представлено пятью инженерно-геологическими комплексами пород, отвечающих классам устойчивости:

I – весьма устойчивые породы;

II – устойчивые;

III – ограниченно-устойчивые;

IV – неустойчивые;

V – весьма неустойчивые.

Руды месторождения, как правило, относятся к II–III классам устойчивости. Как видно из рис. 5.30, кровля и почва практически всех рудных тел месторождения сложена породами IV и V классов устойчивости.

В связи со сложной морфологией рудных тел, низкой устойчивостью вмещающих пород и сложной геомеханической обстановкой применение классического варианта камерной системы разработки не представляется возможным с точки зрения устойчивости камер и вписывания их в контуры рудного тела.

Сущность варианта подэтажно-камерной системы разработки заключается в отработке блока камерами под защитой упрочненного слоя (рис. 5.31). Отработка камер начинается после формирования защитного слоя 6 в висячем боку рудного тела и потолочины (междуэтажного целика) 7. Камеры отрабатываются вкрест простирания рудного тела. Этаж по вертикали разделяется на подэтажи, по горизонтали – на блоки. Высота этажа (подэтажа) определяется устойчивостью массива закладки, сформированного ранее защитного слоя. Длина блока зависит от применяемых средств механизации на доставке руды. Блок по простиранию разделяется на камеры. Камеры отрабатываются по камерно-целиковой схеме.

Подготовка блока осуществляется из участкового наклонного съезда 3. На каждый подэтаж из заезда 5 проходится полевой доставочный штрек 1. Нарезные работы осуществляются проведением буро-доставочных ортов 2 и формированием отрезного восстающего 8, который расширяется в отрезную щель на контакте с защитным слоем.

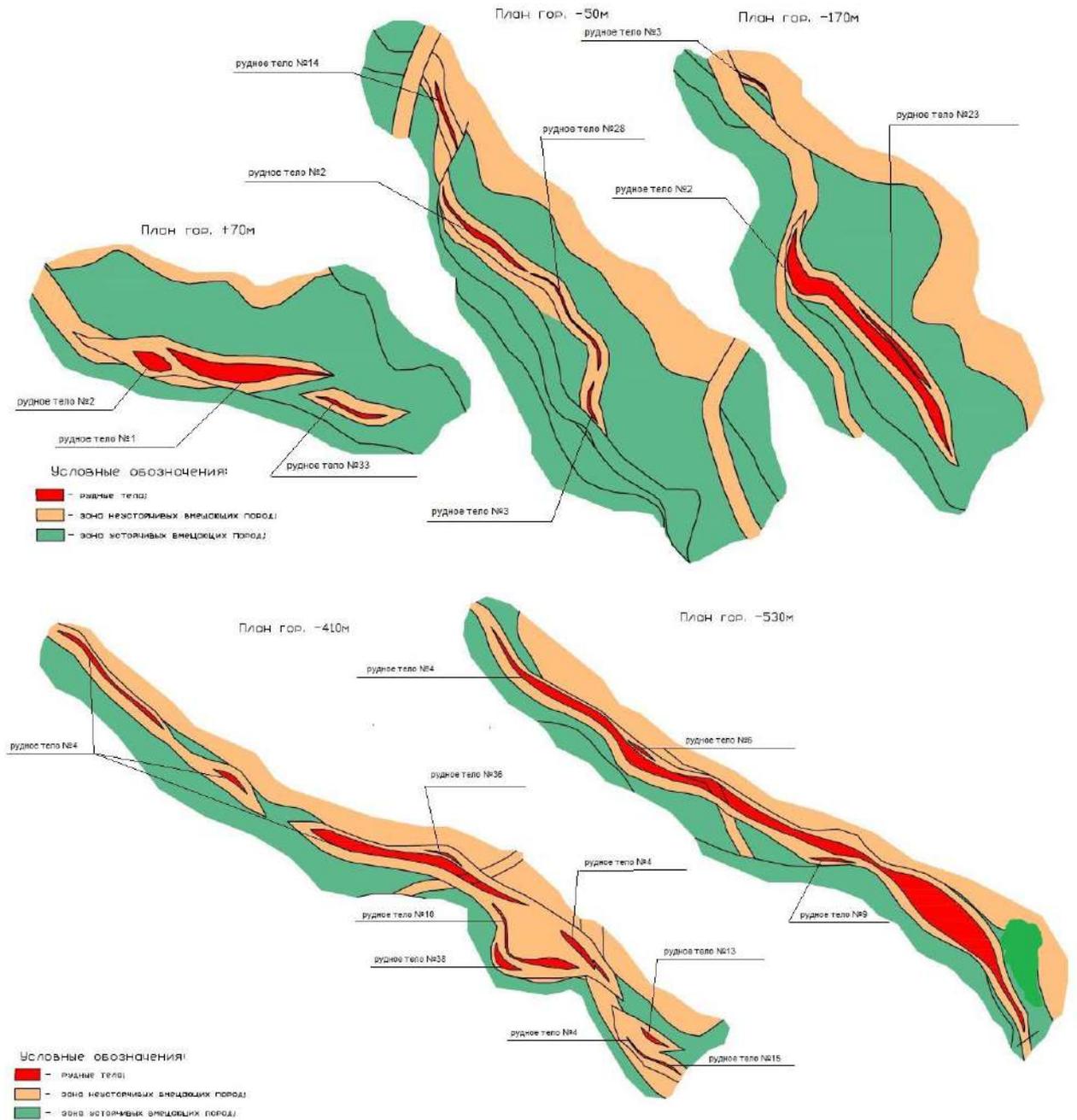


Рисунок 5.30 – Характерное положение зон устойчивых и неустойчивых вмещающих пород

Отбойка руды производится веерами скважин, пробуренных из буродоставочных ортов 2 на подэтажах. В зависимости от устойчивости защитного слоя отработка подэтажей производится последовательно сверху вниз или одновременно на всю высоту этажа.

Закладка выработанного пространства осуществляется через скважины 9, пробуренные с вышележащего (вентиляционного) доставочного штрека 10.

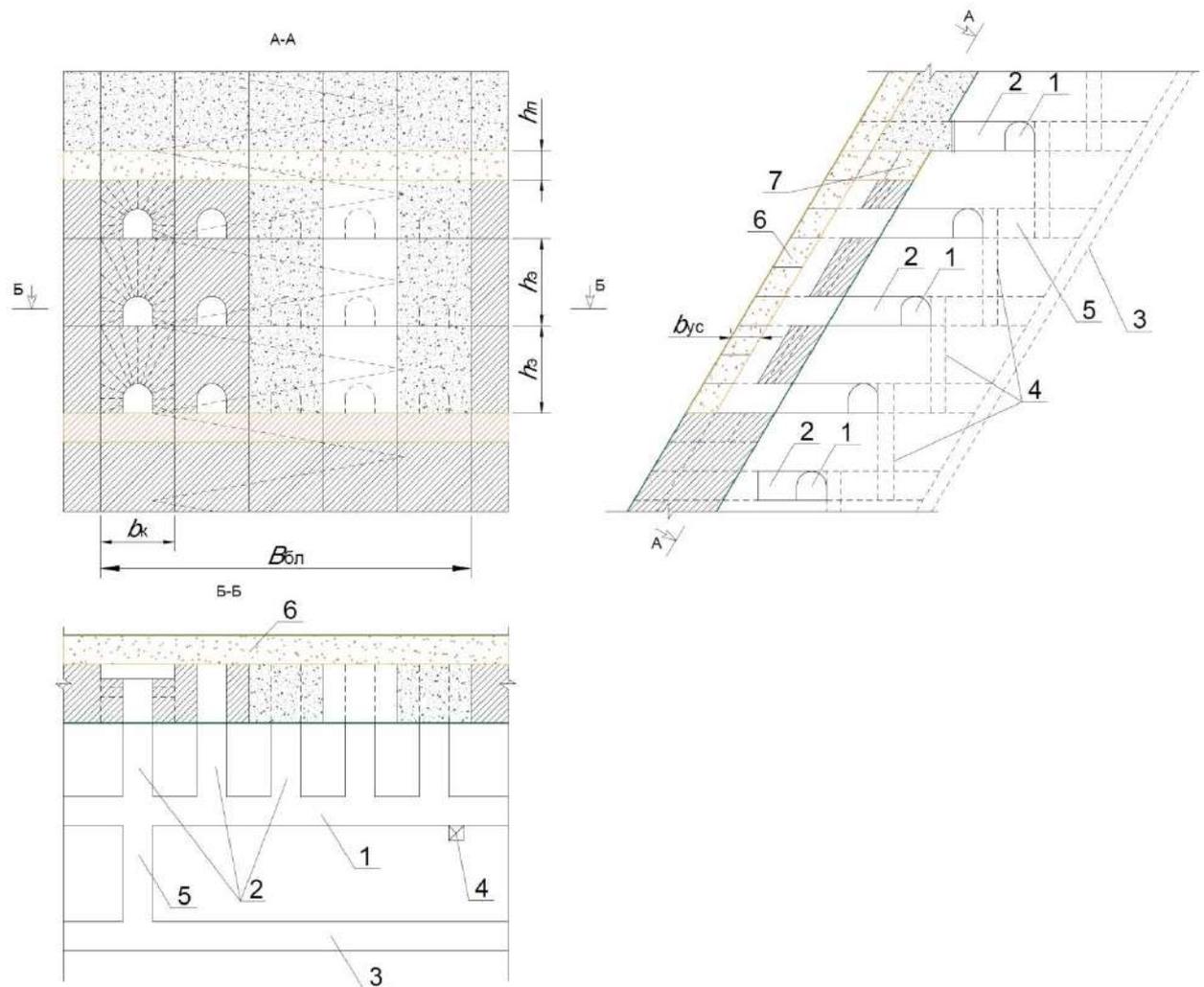


Рисунок 5.31 – Вариант подэтажно-камерной системы разработки с формированием защитного слоя и расположением камер вкрест простирания: 1 – доставочный штрек; 2 – буро-доставочный орт; 3 – участковый наклонный съезд; 4 – вентиляционно-ходовой восстающий; 5 – заезд на подэтаж; 6 – защитный слой; 7 – междуэтажный целик; 8 – отрезной восстающий; 9 – закладочная скважина; 10 – вентиляционный штрек

С целью снижения объема полевых подготовительно-нарезных выработок отработка блока производится по простиранию рудного тела (рис. 5.32). Длина блока при этом определяется устойчивостью обнажения

защитного слоя в висячем боку камеры. Снизить площадь обнажения возможно за счет последовательной отработки подэтажей.

В данном варианте подготовка блока аналогична подготовке при расположении камер вкрест простирания. Нарезные работы заключаются в проведении по лежащему боку рудного тела подэтажных буро-доставочных штреков 11, из которых производится обустройство массива веерами скважин. Отбойка запасов подэтажей производится в отступающем порядке на доставочный орт.

Блок состоит из камеры, расположенной по простиранию рудного тела, и междукамерного целика. Целик отрабатывается в последнюю очередь, после отработки камерных запасов и полной закладки выработанного пространства. Отработка целика производится вкрест простирания в отступающем порядке на доставочный штрек.

Формирование защитного слоя (рис. 5.33) производится слоевой системой разработки, которая аналогична существующей системе разработки. Отработка слоев производится сверху вниз. Для интенсивности формирования защитного слоя отработка заходов производится одновременно на нескольких подэтажах. Для этого из наклонного съезда на каждый слой проходится орт-заезд 2 до границы с висячим боком. Из орта-заезда 2 по висячему боку проходится слоевой буро-доставочный штрек на всю длину камеры. Штрек проходится с уклоном в сторону проходки для осуществления самотечной закладки. Закладка выработанного пространства осуществляется из орта-заезда соответствующего слоя.

Вариант подэтажно-камерной системы разработки с наклонными камерами. Сущность системы разработки заключается в отработке подэтажей по простиранию рудного тела наклонными камерами. Длина камеры определяется мощностью рудного тела, ширина зависит от устойчивости массива горных пород висячего бока.

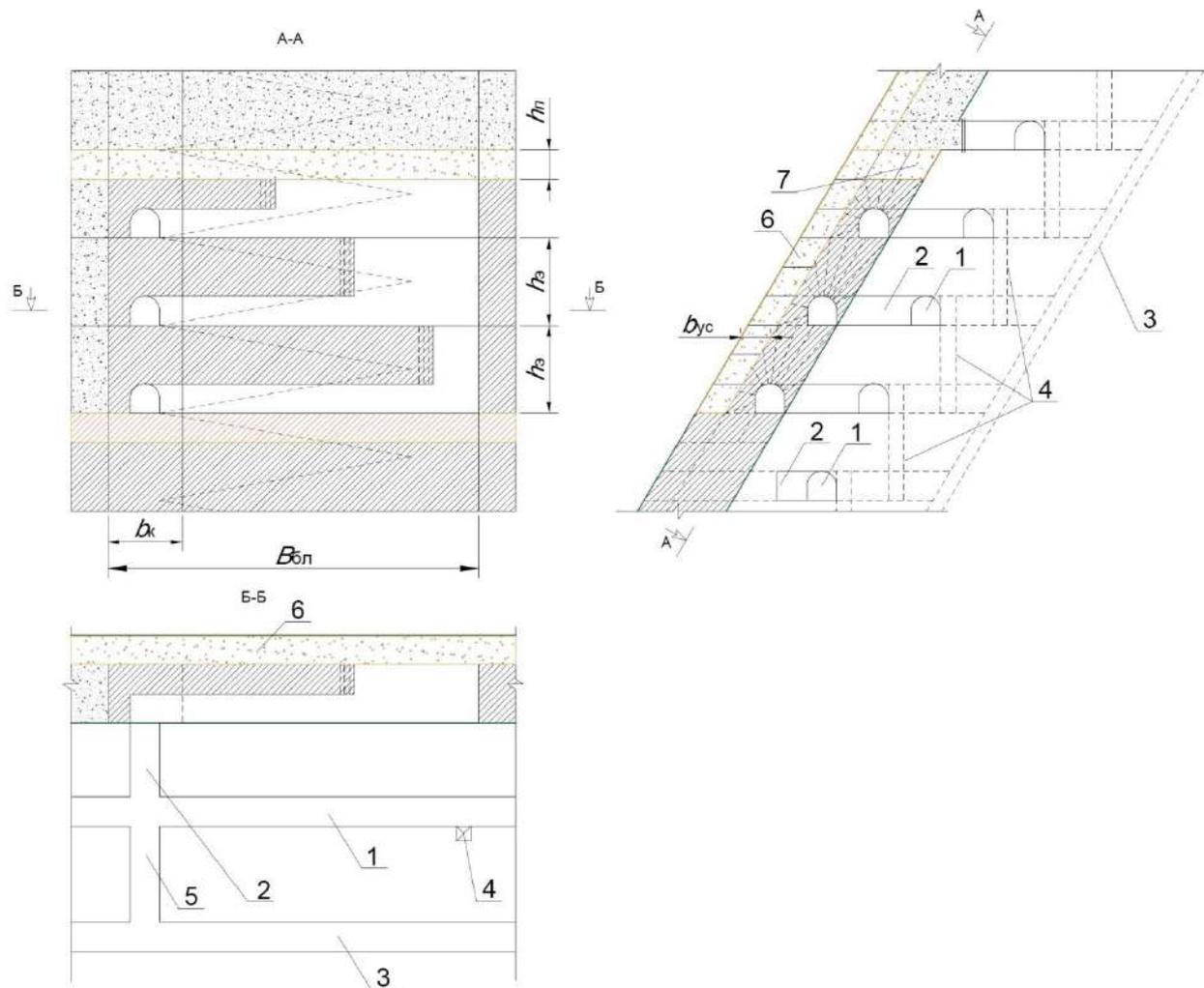


Рисунок 5.32 – Вариант подэтажно-камерной системы разработки с формированием защитного слоя и расположением камер по простиранию: 1 – доставочный штрек; 2 – доставочный орт; 3 – участковый наклонный съезд; 4 – вентиляционно-ходовой восстающий; 5 – заезд на подэтаж; 6 – защитный слой; 7 – междуэтажный целик; 8 – отрезной восстающий; 9 – междукамерный целик; 10 – закладочная скважина; 11 – буро-доставочный штрек

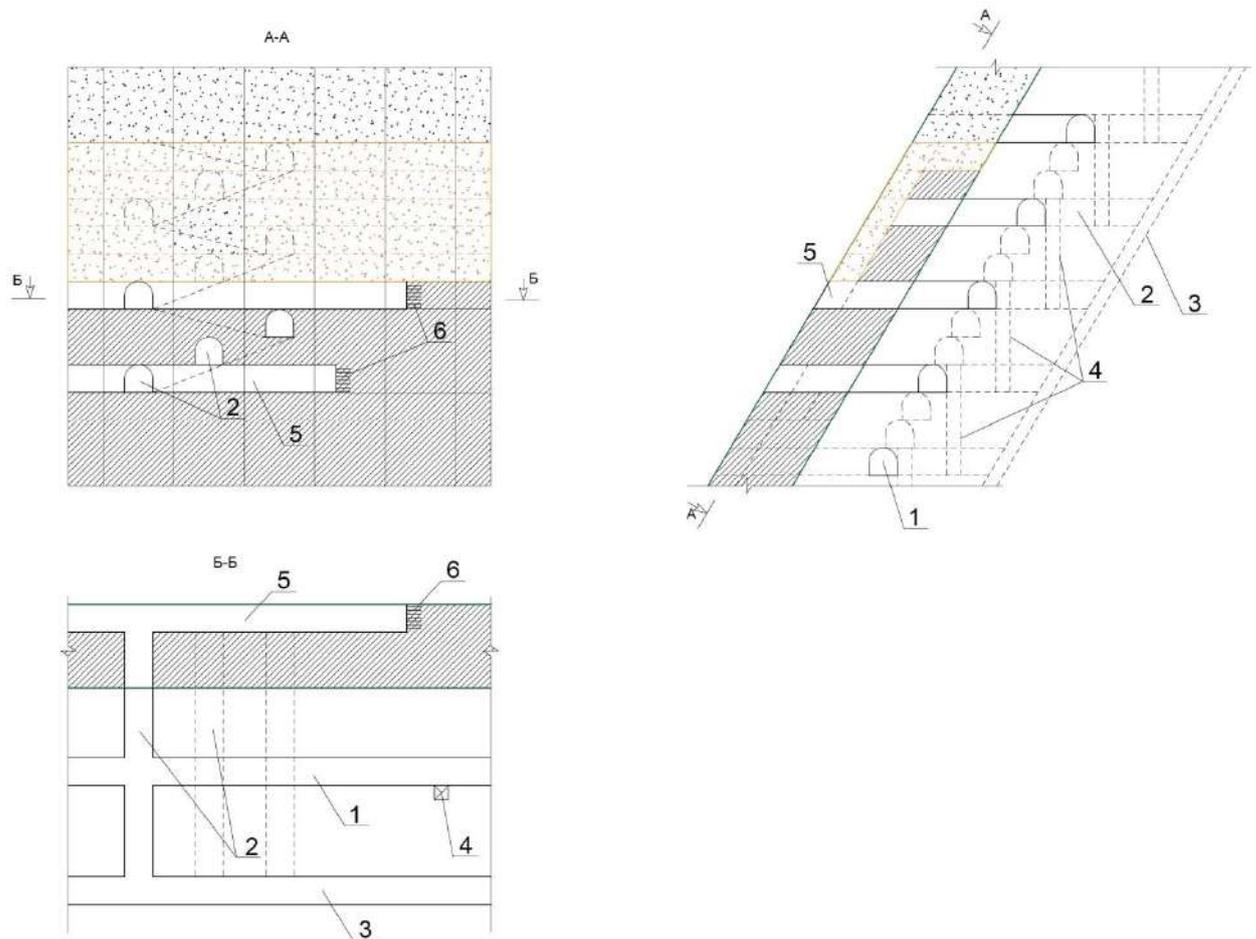


Рисунок 5.33 – Формирование защитного слоя: 1 – подэтажный доставочный штрек; 2 – орт-заезд; 3 – участковый наклонный съезд; 4 – вентиляционно-ходовой восстающий; 5 – слоевой буро-доставочный штрек; 6 – отбойные шпур

Путем сопоставительного анализа результатов численного математического моделирования и натурных данных о параметрах деформирования типичного скального массива в типичных геомеханических и геотехнологических условиях разработки крутопадающего рудного тела средней мощности камерной системой выявлено, что в качестве основного управляющего фактора выступает реакция N противодействия искусственного целика. Эта реакция представляет собой распределенную нагрузку, действующую в месте расположения целика на почву и кровлю выработанного пространства в направлениях, противоположных

направлениям смещения окружающего массива. Численное значение ее определяется действующими в целике максимальными главными нормальными сжимающими напряжениями $\sigma_{\text{ц}}$, препятствующими конвергенции висячего и лежащего боков залежи:

$$N = -\sigma_{\text{ц}}L, \quad (5.33)$$

где L – ширина целика, м.

Направленность реакции N представлена через ее составляющие: нормальную, действующую перпендикулярно к плоскости кровли камеры:

$$N_{\perp} = N \cdot \sin(\Psi + \alpha), \quad (5.34)$$

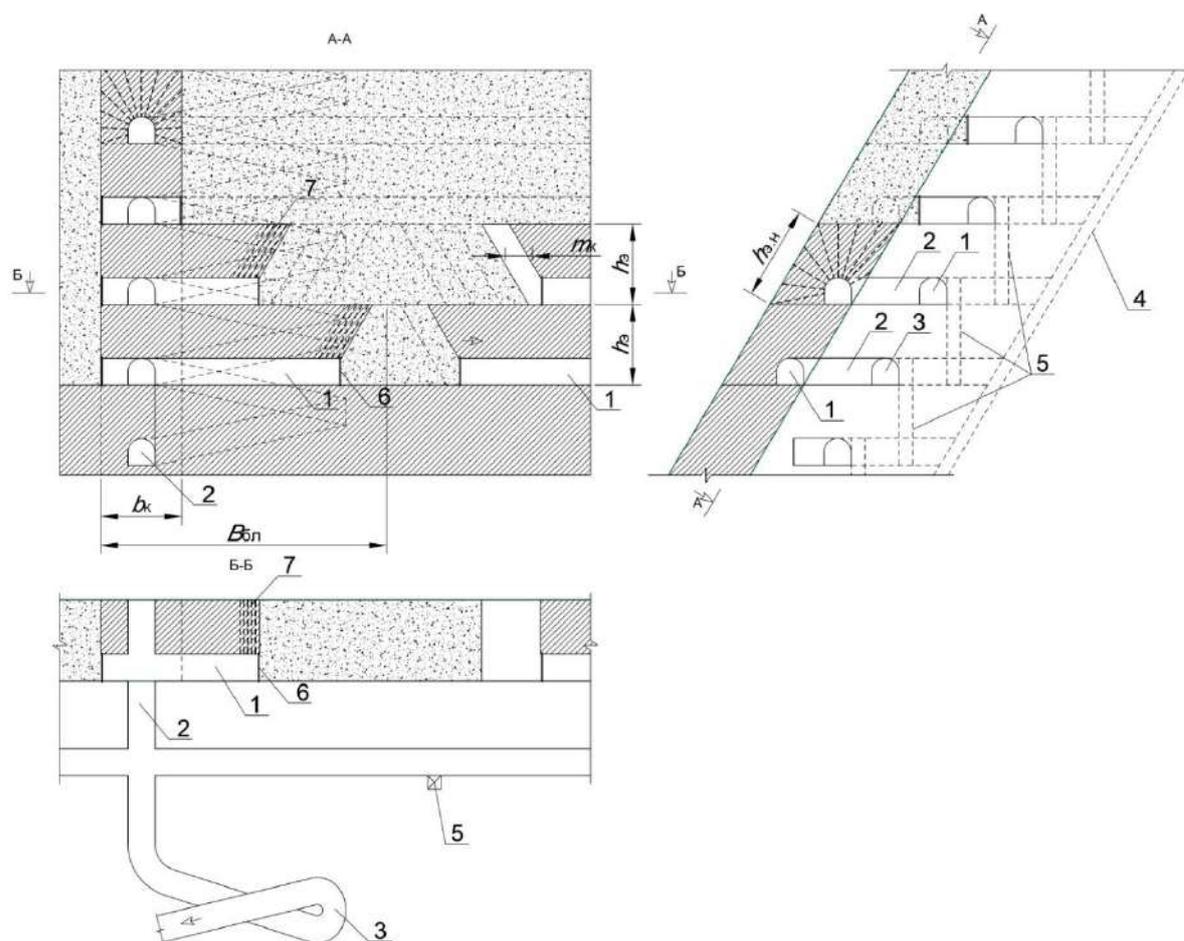


Рисунок 5.34 – Вариант подэтажно-камерной системы разработки с наклонными камерами (прямой порядок отработки)

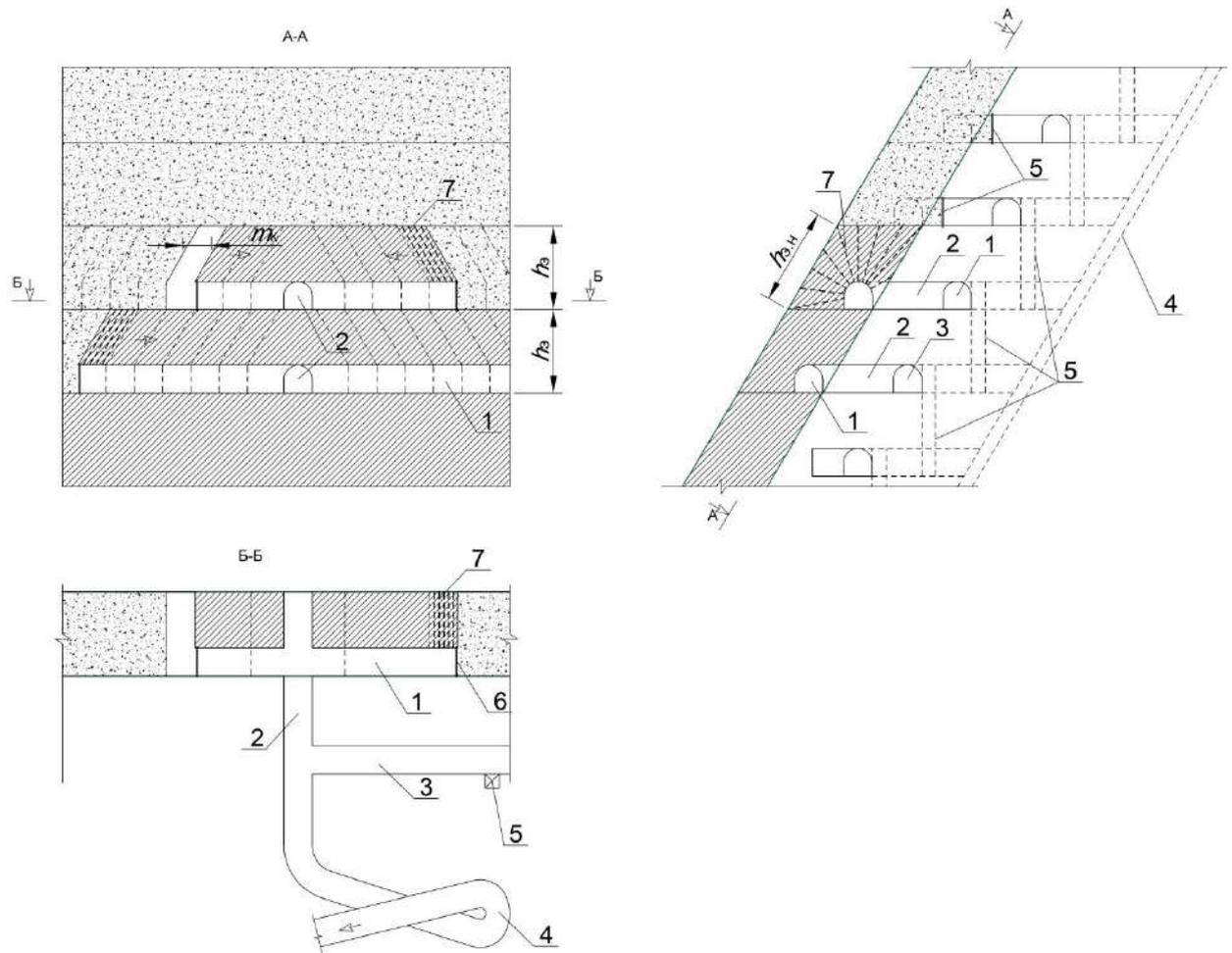


Рисунок 5.35 – Вариант подэтажно-камерной системы разработки с наклонными камерами (обратный порядок отработки)

и касательную, действующую параллельно плоскости кровли:

$$N_{\parallel} = N \cdot \cos(\Psi + \alpha), \quad (5.35)$$

где Ψ – угол наклона вектора удельной нагрузки на целик и, соответственно, удельной реакции N его противодействия, град.; α – угол наклона плоскости кровли камеры, град.

Наличие целика обеспечивает на контуре кровли прилегающих камер добавочные напряжения:

$$\Delta\sigma_{\theta}^{\parallel} = N_{\perp}K_{\perp} + N_{\parallel}K_{\parallel}, \quad (5.36)$$

где K_{\perp} , K_{\parallel} – коэффициенты концентрации напряжений на контуре кровли от действия удельной реакции, соответственно, $N_{\perp} = 1 \text{ МН/м}$ и $N_{\parallel} = 1 \text{ МН/м}$, м^{-1} .

Происходящие, вследствие подвижек породных объемов по плоскостям искусственных ослаблений, изменения знака и направления максимальных главных нормальных напряжений, действующих на контуре кровли прилегающих камер, определяются суперпозицией коэффициентов концентрации первоначальных напряжений окружающего массива и суммарного воздействия изменяющихся компонентов N_{\perp} и N_{\parallel} .

При любом порядке отработки этаж высотой $H_{\text{э}}$ разделяется на два выемочных подэтажа высотой $h_{\text{пэ}}$. Подэтаж разделяется на камеры, расположенные по простиранию рудного тела. Длина камеры ограничивается технической возможностью работы оборудования с дистанционным управлением (≈ 50 м). Запасы камеры отбиваются буровзрывным способом с помощью восходящих вееров скважин, пробуренных из буровых штреков. Выпуск руды осуществляется также через буровой штрек. После полного выпуска руды из камеры производится полная закладка выработанного пространства твердеющей смесью.

Порядок отработки камер в подэтаже может быть различным в зависимости от требуемой производительности системы разработки:

- сплошной;
- камерно-целиковый по схеме 1-2;
- камерно-целиковый по схеме 1-2-3.

С целью повышения производительности рекомендуется отработку этажа осуществлять по схеме 1-2-3 при одновременном ведении горных работ в двух подэтажах. Принципиальная схема порядка отработки этажа в восходящем порядке по схеме 1-2-3 приведена на рис. 5.36.

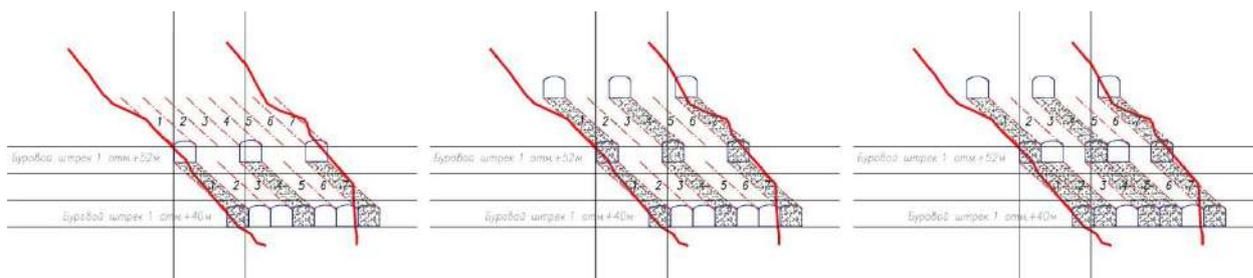


Рисунок 5.36 – Порядок отработки этажа снизу-вверх

Ввиду постоянного контакта формируемого закладочного массива и подготовительно-нарезных выработок соседних камер (рис. 5.37), низходящий порядок отработки этажа возможен только при ведении горных работ в одном подэтаже, что существенно снижает производительность системы разработки.

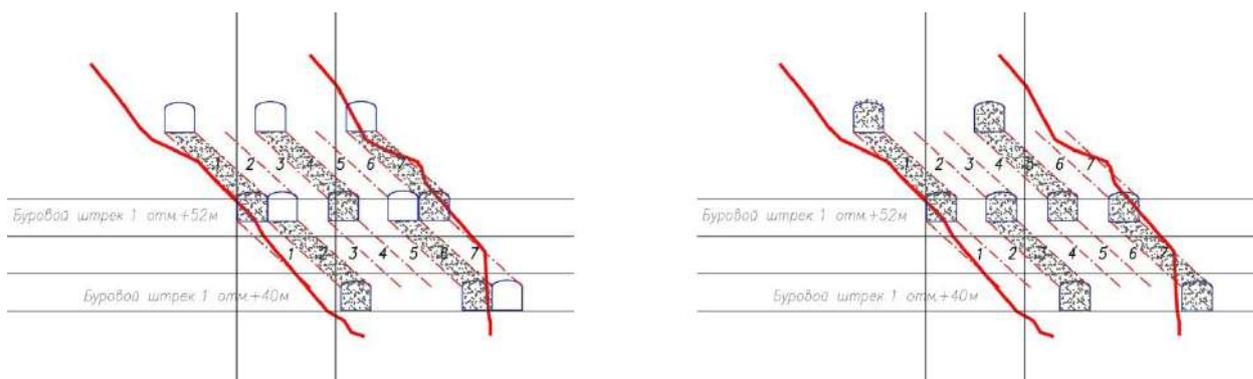


Рисунок 5.37 – Схема расположения подготовительно-нарезных выработок в закладочном массиве

В связи со сложным напряженно-деформированном состоянии массива пород очистных камер проведено математическое моделирование методом конечных элементов. Основным критерием оценки результатов моделирования являлся характер действия напряжений при камерно-целиковом порядке отработки запасов в подэтаже.

На рис. 5.38 представлена принципиальная схема отработки камер первой очереди в подэтаже и приведен характер распределения напряжений в массиве. На границе с открытым очистным пространством наблюдаются

участки растягивающих напряжений или их отсутствие, которое негативно сказывается на устойчивости подготовительно-нарезных выработок. Такой характер распределения напряжений при выбранном порядке отработки связан с процессом сдвижения массива руды от отработки очистной камеры, в зону сдвижения которой попадает вышерасположенный буровой штрек.

На рис. 5.39 показаны изменения характера и величины напряжений в процессе отработки камер второй очереди и закладки камер первой очереди. По характеру изменения средних напряжений следует отметить, что значительных изменений величин напряжений не происходит. Однако в лежащем и висячем боках камеры третьей очереди образуются зоны с отсутствием напряжений, что приводит к образованию зон разрушения. Такой характер распределения напряжений указывает на то, что массив руды камер третьей очереди находится в ненагруженном состоянии. При большом обнажении камеры по простиранию (длина камеры больше ширины более чем в два раза) массив руды потеряет свою устойчивость.

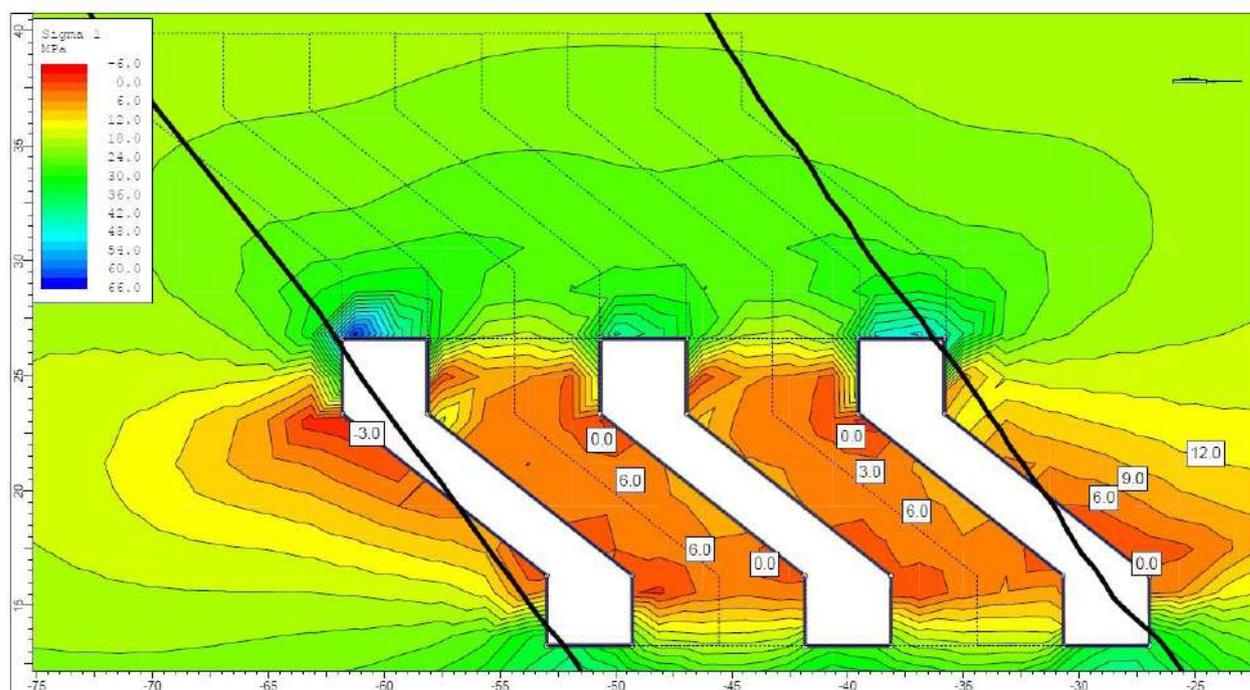


Рисунок 5.38 – Отработка камер первой очереди в подэтаже

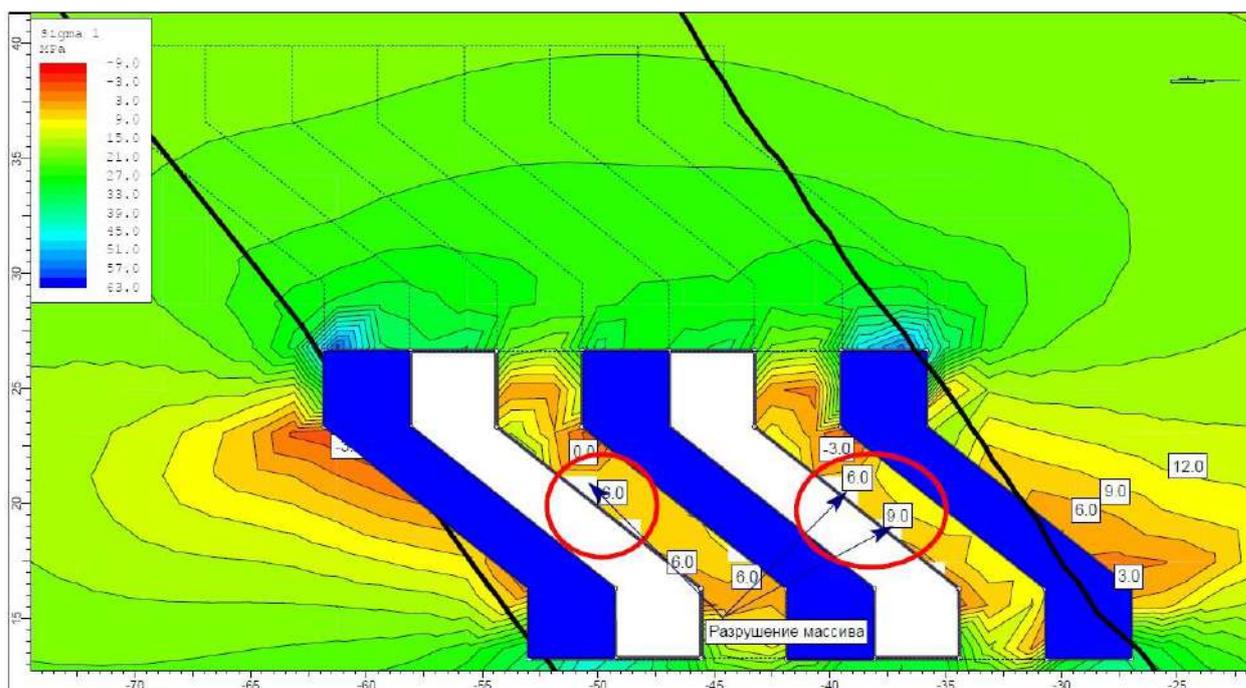


Рисунок 5.39 – Отработка камер второй очереди в подэтаже

Таким образом, горно-геологические и горнотехнические условия месторождения predeterminedли выбор технологии с искусственным поддержанием очистного пространства.

Основываясь на проведенных исследованиях по выбору и обоснованию варианта системы разработки и расчетах параметров их конструктивных элементов, можно сделать вывод, что пролет наклонного обнажения висячего бока находится в широком диапазоне и должен определяться дифференцированно для каждой разновидности породы. Применительно к условиям Корбалихинского месторождения, горизонтальный пролет обнажения при блочности массива равной 9-10 см находится в диапазоне 8,5÷15,2 м для пород надрудной толщи, 7,9÷12,2 м – рудовмещающей толщи и 9,7÷29 м – подрудной толщи при длине камер, соответственно, 40-10 м. Наклонное обнажение, при угле наклона рудного тела равного 45°, составляет 12,1÷21,5 м, 11,1÷17,2 м и 13,8÷41,1 м соответственно для вышеперечисленных разновидностей пород.

Таким образом, при заданных параметрах системы разработки, предложенных специалистами рудника, не обеспечивается устойчивость наклонного обнажения камеры. При снижении высоты камеры до допустимого сущность варианта системы разработки теряет смысл и сводится к варианту слоевой системы разработки.

Достоинством предлагаемого варианта системы разработки по сравнению со слоевой системой разработки, применяемой в настоящее время на руднике, является относительно высокая производительность и ведение горных работ под частичной защитой более прочного искусственного массива.

Несмотря на положительные предпосылки, у данного варианта системы разработки есть ряд существенных недостатков, ограничивающих возможность его применения.

Во-первых, для обеспечения полноты выпуска руды и сокращения потерь отбитой руды на лежащем боку камеры угол наклона камеры должен быть не менее 55° . Обеспечить заданный угол наклона возможно только на участках рудных телах 3, 4, 19, 36. Заданный угол наклона, равный 55° , на других рудных телах приведет к повышенному разубоживанию в камерах лежачего и висячего боков.

Во-вторых, с учетом строения и физико-механической характеристики массива горных пород угол сдвижения на разрезе вкрест простирания (β) составляет не более 45° . В связи с этим отработка участка по варианту камерной системы разработки с наклонными камерами не обеспечивает безопасность ведения горных работ в подготовительно-нарезных выработках вышележащего подэтажа (рис. 5.40).

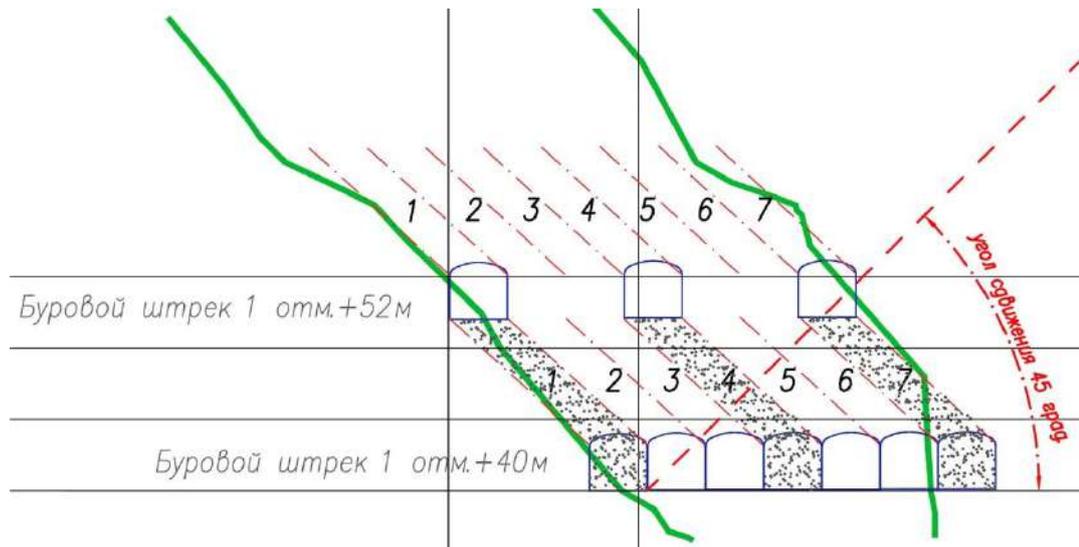


Рисунок 5.40 – Схема расположения подготовительно-нарезных выработок при ведении работ в двух подэтажах

Также не обеспечивается безопасность ведения горных в заключительной стадии работ за счет значительных деформаций массива пород камер 3 (б)-й очереди в результате его подработки (рис. 5.41).

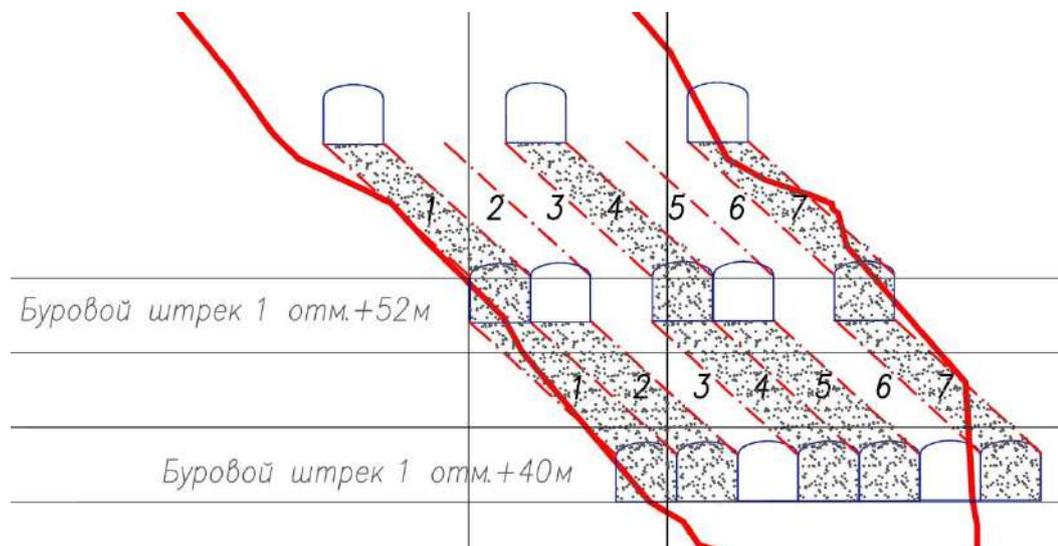


Рисунок 5.41 – Заключительная стадия отработки подэтажа

5.4 Алгоритм выбора и обоснования параметров рациональных систем разработки с учетом предварительного техногенного преобразования массива горных пород

По результатам исследований предложен алгоритм выбора рациональных систем разработки и обоснования параметров технологии с учетом распределения содержания полезных компонентов в границах рудного тела (рис. 5.42). В представленном алгоритме выбор системы разработки основывается на определении удельной прибыли с учетом экономического ущерба от потерь и разубоживания. Расчет прибыли производится для каждого выделенного участка с одинаковым средним содержанием полезного компонента.

Определение границ применения технологии по содержанию полезного компонента производилось с помощью экономико-математического моделирования отработки пологого рудного тела, основанного на критериях получения максимальной прибыли и минимальной себестоимости [122,190,226]:

$$P_i = C_{\text{изв}i} - \sum_1^n C_{g_i} \rightarrow \max, \quad (5.37)$$

$$C_i = \frac{\sum C_{g_i}}{V_i} \rightarrow \min, \quad (5.38)$$

где $C_{\text{изв}}$ – извлекаемая ценность 1 т погашенных запасов, руб/т; $\sum C_{g_i}$ – суммарные удельные затраты на добычу и переработку, руб/т.

Основываясь на эмпирических зависимостях по сравнительной оценке систем разработки, приведенных в диссертации Григорьева В.В. [47], применительно к различным способам поддержания очистного пространства, целевые функции имеют следующий вид:

1. Обработка участка камерной системой разработки с твердеющей закладкой:

$$P_{\text{закл}} = C_{\text{ИЗВ}} - \sum C, \quad (5.39)$$

$$C_{\text{ИЗВ}} = 0,01 \cdot \alpha \cdot \varepsilon_o \cdot \varepsilon_m \cdot K_o \cdot C_m \cdot \gamma \cdot V_{\text{пр}} \cdot K_D \quad (5.40)$$

$$\sum C = C_{\text{ПНР}} + C_{\text{ОТБ}} + C_{\text{ВЫП}} + C_{\text{ДОСТ}} + C_{\text{ЗАКЛ}} + C_{\text{ВЕНТ}} \quad (5.41)$$

$$P_{\text{закл}} = 0,01 \cdot \alpha \cdot \varepsilon_o \cdot \varepsilon_m \cdot K_o \cdot C_m \cdot \gamma \cdot V_{\text{пр}} \cdot K_D - C_{\text{гор}} \cdot [(n_1 \cdot L + n_2 \cdot l_3) \cdot S_{\text{гор}} + 3,5 \cdot n_4 \cdot H \cdot S_{\text{верт}}] + l_{\text{бур}} \cdot [C_{\text{бур}} + K_{\text{зап}} \cdot (C_{\text{вм}} + C_{\text{зар}})] + V_{\text{пр}} \cdot [K_D \cdot (C_{\text{вып}} + C_{\text{дост}}) + C_{\text{зак}}] + n_3 \cdot N \cdot n_{\text{воз}} \cdot c_{\text{воз}}, \quad (5.42)$$

$$C_K = \sum C \cdot (V_{\text{пр}} \cdot \gamma \cdot K_D)^{-1} \quad (5.43)$$

$$C_{\text{закл}} = (V_{\text{пр}} \cdot \gamma \cdot K_D)^{-1} \cdot \{C_{\text{гор}} \cdot [(n_1 \cdot L - n_2 \cdot l_3) \cdot S_{\text{гор}} + 3,5 \cdot n_4 \cdot H \cdot S_{\text{верт}}] + l_{\text{бур}} \cdot [C_{\text{бур}} + K_{\text{зап}} \cdot (C_{\text{вм}} + C_{\text{зар}})] + V_{\text{пр}} \cdot [K_D \cdot (C_{\text{вып}} + C_{\text{дост}}) + C_{\text{зак}}] + n_3 \cdot N \cdot n_{\text{воз}} \cdot c_{\text{воз}}\}, \quad (5.44)$$

где L – длина блока, м; B – ширина блока, м; H – высота блока, м; γ – плотность пород, т/м³; α – содержание полезного компонента, %; Π – коэффициент потерь, доли ед.; R – коэффициент разубоживания, доли ед.; ε_o – коэффициент извлечения металла при обогащении; ε_m – коэффициент извлечения металла при металлургическом переделе; K_o – коэффициент действительной доходности рудника 0,5-0,7; n_1 – число выработок длиной L ; n_2 – число заездов на блок; l_3 – длина заездов, м; $S_{\text{гор}}$ $S_{\text{верт}}$ – площадь горизонтальных и вертикальных выработок соответственно, м; $C_{\text{гор}}$, $C_{\text{верт}}$, $C_{\text{бур}}$, $C_{\text{вм}}$, $C_{\text{зар}}$, $C_{\text{вып}}$, $C_{\text{дост}}$, $C_{\text{закл}}$, $C_{\text{взд}}$ – затраты соответственно на проходку 1 м³ горизонтальных и вертикальных выработок; затраты на бурение 1 м; стоимость взрывчатых материалов, зарядание 1 м скважины, выпуск 1 м³ рудной массы; затраты на закладку 1 м³ пустот, доставку, стоимость 1 м³ воздуха; n_3 – количество используемых машин в блоке; N – мощность машин, л.с.; $n_{\text{возд}}$ – норматив на 1 л.с.; n_4 – количество вертикальных выработок; $K_{\text{зап}}$ – коэффициент заполнения скважин, доли ед.

2. Отработка участка системой разработки с обрушением руд и вмещающих пород (с учетом профилактического заиливания):

$$\begin{aligned}
 \Pi_{обр} = & 0,01 \cdot \alpha \cdot \varepsilon_o \cdot \varepsilon_m \cdot K_o \cdot \Pi_m \cdot \gamma \cdot V_{пр} \cdot K_D - C_{гор} \cdot [(n_1 \cdot L + \\
 & + n_2 \cdot l_3) \cdot S_{гор} + 3,5 \cdot n_4 \cdot H \cdot S_{верт}] + l_{бур} \cdot [C_{бур} + K_{зан} \cdot (C_{вм} + C_{зар})] + V_{пр} \cdot [K_D \cdot (C_{вып} + \\
 & + C_{дост}) + C_{ил}] + n_3 \cdot N \cdot n_{воз} \cdot c_{воз}, \quad (5.45)
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 C_{обр} = & (V_{пр} \cdot \gamma \cdot K_D)^{-1} \cdot \{C_{гор} \cdot [(n_1 \cdot L - n_2 \cdot l_3) \cdot S_{гор} + 3,5 \cdot n_4 \cdot H \cdot S_{верт}] + l_{бур} \cdot [C_{бур} + K_{зан} \cdot (C_{вм} + \\
 & + C_{зар})] + V_{пр} \cdot [K_D \cdot (C_{вып} + C_{дост}) + C_{ил}] + n_3 \cdot N \cdot n_{воз} \cdot c_{воз}\} \quad (5.46)
 \end{aligned}$$

где $C_{ил}$ – затраты на профилактическое заиливание.

На основе проведенных исследований по реализации алгоритма выбора рациональных систем разработки и обоснования параметров технологии с учетом техногенного преобразования участка недр в ходе эксплуатации месторождения разработана систематизация систем подземной разработки (табл. 5.2), обеспечивающая их совместное использование и позволяющая на разных этапах эксплуатации месторождения изменить порядок применяемых способов поддержания очистного пространства при заблаговременном управлении устойчивостью массива горных пород с учетом последующего принятого состояния очистного пространства в условиях сложной морфологии и значительных размерах шахтного поля для интенсификации отработки участка недр.

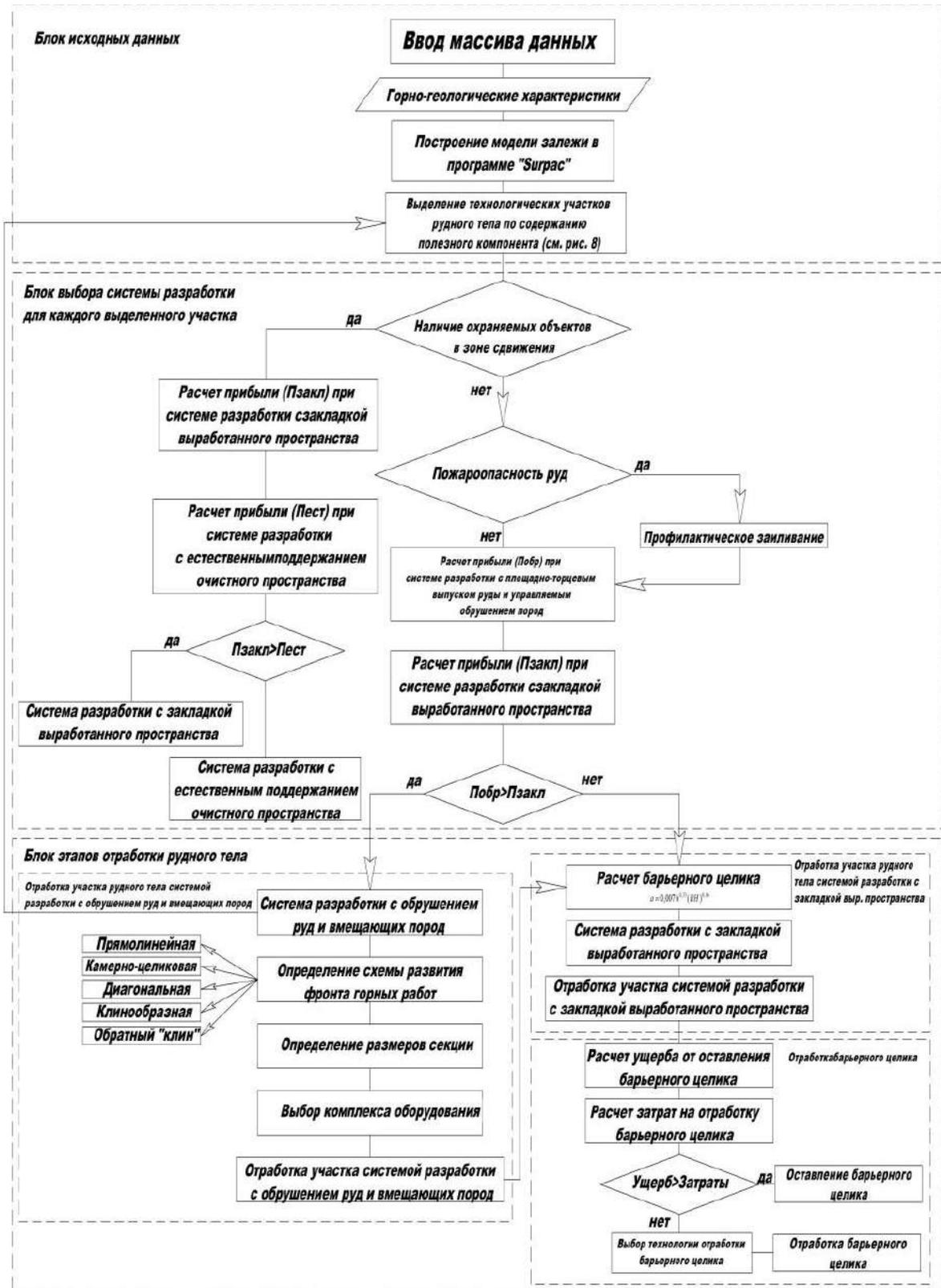


Рисунок 5.42 – Алгоритм выбора рациональных систем разработки и обоснования параметров технологии с учетом техногенного преобразования участка недр в ходе эксплуатации месторождения

Таблица 5.2 – Систематизация систем разработки с учетом предварительного техногенного преобразования массива

Класс	Группа	Система разработки
С закладкой очистного пространства	С одновременной закладкой	Горизонтальные слои с закладкой Наклонные слои с закладкой Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой
	С последующей закладкой	Камерная с закладкой выработанного пространства
С обрушением руды и вмещающих пород	Этажного обрушения	Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой Этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами Этажное самообрушение
	Подэтажного обрушения	Подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды Подэтажное обрушение с донным выпуском руды
	Слоевого обрушения	Слоевое обрушение Столбовая с обрушением
С естественным поддержанием очистного пространства	С применением механизированной доставки	Сплошная Камерно-столбовая
	С применением самотечной доставки	Камерная С отбойкой из магазина
	Прочие	Камерная со взрыводоставкой

Выводы по главе 5

1. С целью снижения затрат на буровзрывные и закладочные работы при сплошном порядке отработки камер разработан новый вариант системы разработки, заключающийся в инъекционном упрочнении стенок закладочного массива и позволяющий управлять свойствами и составом рудного и закладочного массивов. Управление обеспечивается заложением закладочных скважин в контуре массива, следующего за отработываемой камерой, что способствует созданию дополнительных свободных

поверхностей при последующей отбойке запасов в зажатой среде для достижения требуемых параметров уплотнения закладочного массива.

2. Отбойка руды взрывным способом непосредственно у закладочного массива вызывает его усадку и уплотнение. Накопленный опыт по применению отбойки руды в зажиме показывает, что отбитая и замагазинированная руда уплотняется взрывом скважин на 25-35%, причем уплотнение распространяется на глубину до 20 м в разрыхленный массив при взрыве сравнительно небольших зарядов.

3. Проведенными исследованиями установлено влияние угла наклона камеры на величину бокового давления породной закладки, а также высоты камеры и глубины ведения горных работ на ширину упрочненного слоя закладочного массива.

4. Результаты моделирования показали, что напряжения концентрируются у основания искусственных твердеющих массивов, то есть в месте его фиксации. При этом значения напряжений (например, для ширины 15 м $G_{\max}=1,559$ МПа) не превышают прочностных характеристик упрочненного слоя, что свидетельствует о том, что расчетная ширина обеспечивает устойчивое состояние.

5. В условиях сложной морфологии рудных тел при высокой трещиноватости вмещающих пород разработан вариант камерных систем разработки с целью повышения интенсивности освоения запасов.

6 ОЦЕНКА ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИЙ С ПРЕДВАРИТЕЛЬНЫМ ТЕХНОГЕННЫМ ПРЕОБРАЗОВАНИЕМ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

6.1 Факторы и условия, обеспечивающие вовлечение в освоение дополнительных объемов ранее забалансовых запасов

После отработки основных запасов медноколчеданных месторождений, как правило, остаются запасы, рассредоточенные по всему шахтному полю, в виде отдельных линзообразных маломощных рудных тел со сложной морфологией и низким содержанием полезного компонента. Предприятие вынуждено отрабатывать такие участки как по условию соблюдения требований полноты извлечения запасов, так и для поддержания производственной мощности и продления срока эксплуатации месторождения [39,229,240,241,248].

В современном горном деле накоплен огромный опыт по отработке маломощных и рассредоточенных рудных тел, представляющих основные запасы месторождения. Вопрос же отработки вновь разведанных, оставленных «на потом» сложных рудных тел остается незатронутым и весьма актуальным в настоящее время.

Решение данного вопроса произведено на примере отработки I-ой залежи Камаганского месторождения (республика Башкортостан), представленной группой линзообразных рудных тел мощностью от 1-1,5 м до 20 м и углом падения от 0 до 30° [146,208]. Всего выделено 15 рудных тел, залегающих ярусно в интервале от 47,4 до 726,5 м, размеры по простиранию - от 50 до 320 м, вкрест – от 20 до 160 м. Руды (как балансовые, так и забалансовые) преимущественно густовкрапленные, обломковидные, редко встречаются отдельные интервалы сплошных руд с содержанием меди от 0,68 до 2,9% и цинка от 1,0 до 2,3%. Рудные тела имеют прослои пустых

пород. Эксплуатационные запасы залежи (до границы горного отвода) составляют 703,45 тыс. т.

В настоящее время руды I-ой залежи являются необходимой сырьевой базой для восполнения выбывающих мощностей Камаганского месторождения и поддержания устойчивого функционирования предприятия на ближайшие годы. Поэтому проведение исследований по технико-экономическому обоснованию подземной геотехнологии освоения I-ой залежи является весьма актуальным вопросом на данном этапе развития предприятия.

В связи с разбросом рудных тел по горному отводу отработка залежи требует значительных капитальных вложений и, как следствие, приведет к убыточной работе рудника. Однако, списание данных запасов не представляется возможным ввиду сравнительно больших объемов запасов и количества металла. Проведенные исследования показали необходимость совместной отработки I-ой залежи и основных запасов месторождения. При этом отмечается рост прибыли за счет продления срока отработки месторождения.

Острый дефицит сырья для производства добычных работ вынуждает предприятия решать вопросы по отработке участков месторождения, некогда оставленных в недрах в связи со сложностью их залегания либо низкой рентабельностью разработки. В настоящее время данный вопрос является актуальным и требует всестороннего научного и технического обоснования вариантов и параметров геотехнологии освоения таких участков.

Так, в связи с истощением эксплуатационных запасов при разработке Октябрьского месторождения вводятся в промышленную эксплуатацию участки (рудные тела), рассредоточенные по шахтному полю. В качестве примера можно привести проектные решения по отработке запасов Ташкулинского участка [65,182]. Техничко-экономическое моделирование вариантов вскрытия и отработки данного участка предопределило

максимальное использование существующих горно-капитальных выработок. При этом определен вариант геотехнологии с максимально низким сроком ввода участка в эксплуатацию и порядок отработки рудных тел. В первую очередь отрабатываются рудные тела 31 и 34, расположенные между горизонтами 220-300 м. Рудные тела, находящиеся выше горизонта 220 м, отрабатываются в отступающем порядке – 28, 29, 33, 30 и 27.

Таким образом, использование существующих выработок Октябрьского подземного рудника при вскрытии запасов Ташкулинского участка позволило снизить объемы горно-капитальных работ.

Проектные решения по доработке рудных тел Камаганского месторождения также доказывают целесообразность введения в эксплуатацию ранее нерентабельных участков [183]. При проектировании учитывалось основное требование к освоению такого вида месторождений, заключающееся в быстрой окупаемости инвестиций, а, следовательно, в минимальном сроке достижения проектной мощности и в интенсивности разработки месторождения.

Ярким примером ввода в эксплуатацию нерентабельного участка месторождения служат проектные решения по подземной геотехнологии освоения «неосновных» участков I-ой залежи Камаганского месторождения, представленных рассредоточенными маломощными рудными телами.

Камаганское месторождение представляет собой классический вариант реализации последовательной комбинированной геотехнологии. Все подземные запасы вскрыты из карьера тремя штольнями, расположенными на различных горизонтах. Запасы, подлежащие подземной разработке, располагаются в северо-западном (участок рудных тел (р.т.) 3 и 5) и северо-восточном (р.т. 12) бортах карьера. В настоящее время р.т. 12 полностью отработано, производится доработка р.т. 3 и 5.

После детальной эксплуатационной разведки были уточнены контуры р.т. 12, выклинка которого не была отработана карьером в южной части

месторождения. Несколько западнее от р.т. 12 располагается рассматриваемая I-ая залежь. Особенностью участка является ярусное залегание многочисленных маломощных рудных тел с содержанием полезного компонента, изменяющегося в широком диапазоне. Отработка участка осложнена большой изрезанностью массива тектоническими нарушениями и многочисленными трещинами рядового порядка, а также близким расположением верхнего рудного тела к поверхности (менее 50 м). Причем в зоне влияния подземных горных работ находится нефтебаза, относящаяся ко второй категории охраны.

Геомеханические расчеты и математическое моделирование показали, что прогнозные величины деформаций поверхности не превышают допустимые для данной категории охраняемых объектов, в связи с чем отсутствует необходимость переноса зданий нефтебазы за зону сдвижения [202].

В целях эффективной реализации подземной геотехнологии проведено районирование рудных тел I-ой залежи по элементам залегания и содержанию полезного компонента, установлены интервалы применения систем подземной разработки. Наличие охраняемых объектов предопределило применение систем разработки с полной закладкой выработанного пространства либо оставлением регулярных рудных и искусственных целиков при малой мощности рудных тел.

Окончательный выбор систем разработки произведен путем экономико-математического моделирования вариантов для каждого рудного тела, основанного на критериях получения максимальной прибыли и минимальной себестоимости [122,225].

Основываясь на эмпирических зависимостях по сравнительной оценке систем разработки, приведенных в диссертации Григорьева В.В. [46], применительно к различным вариантам систем разработки были рассчитаны

соответствующие показатели и выбран рациональный вариант для каждого рудного тела:

- камерная система разработки с закладкой (рудные тела мощностью более 10-12 м при любом угле падения);
- камерно-столбовая система разработки с однослойной выемкой и закладкой при мощности рудного тела 2-6 м и 6-10 м (рудные тела и выемки мощностью от 2 до 6 м с углом падения до 30°);
- камерно-столбовая система разработки с оставлением рудных и искусственных опорных целиков (рудные тела с забалансовыми и некондиционными запасами);
- камерно-столбовая система разработки с доставкой руды силой взрыва (участки рудных тел с углом падения более 30-35°).

Технико-экономическому моделированию подверглись варианты схем вскрытия:

- двумя существующими штольнями гор. 140 м и 90 м;
- штольной гор. 140 м и лифтовым восстающим;
- двумя вертикальными стволами с поверхности;
- штольной гор. 140 м и квершлагом «Новый Сибай – Камаган».

Расчеты показали, что с целью снижения капитальных затрат рассредоточенных рудных тел ярусного залегания необходима схема вскрытия с максимальным использованием существующих капитальных выработок, а также условное разделение залежи на участки и их поэтапный ввод в эксплуатацию с обособленным проветриванием каждого по мере развития горных работ. Таким образом, I-ую залежь Камаганского месторождения необходимо разбить по глубине на три независимых участка:

- запасы, находящиеся в этаже 140-50 м (от поверхности до дна карьера);
- запасы – 140-330 м (от дна карьера до границ горного отвода);
- запасы, расположенные ниже горного отвода.

Первый комплекс (пусковой). В качестве главной вскрывающей выработки используется штольня гор. 140 м, которая служит для подачи свежего воздуха, выдачи горной массы, входа-выхода людей и доставки материалов. От штольни за зоной сдвижения от очистных работ нижнего участка (140-330 м) проходится наклонный съезд гор. 50/140 м, соединяющий рабочие горизонты участка. Лифтовый восстающий гор. 0/120 м служит для выдачи загрязненного воздуха и в качестве второго механизированного выхода. Способ проветривания – нагнетательный; используется существующая вентиляторная установка у портала штольни гор. 140 м, включающая вентилятор ВЦП-16. Свежий воздух подается по штольне на наклонный съезд, омывает участки очистных работ и через лифтовый восстающий 0/120 м выдается на поверхность.

Второй комплекс. После ввода в эксплуатацию первого пускового комплекса планируется строительство подземного рудника ниже дна карьера до горного отвода (330 м). В качестве воздухоподающей выработки планируется использовать клетевой ствол участка «Новый Сибай» Сибайского месторождения. Для этого используется существующий квершлаг «Новый Сибай – Камаган». От существующего квершлага проходится наклонный квершлаг 210/330 м к участку I-ой залежи. Участки очистных работ соединяются между собой наклонным съездом гор. 140/330 м. В качестве запасного выхода планируется проходка лифтового восстающего гор. 140/330 м. Способ проветривания - нагнетательный. Свежий воздух подается по клетевому стволу участка «Новый Сибай» по наклонному квершлагу на гор. 330 м. Далее воздух по наклонному съезду подается на эксплуатационные участки рудных тел, омывает очистные работы и выдается через штольню гор. 140 м в карьер.

Третий комплекс (заключительный). Вскрытие рудных тел (№ 26 и 27), находящихся ниже горного отвода, осуществляется углубкой наклонного

съезда и лифтового восстающего. Вскрытие I-ой залежи Камаганского месторождения представлено на рис. 6.1.

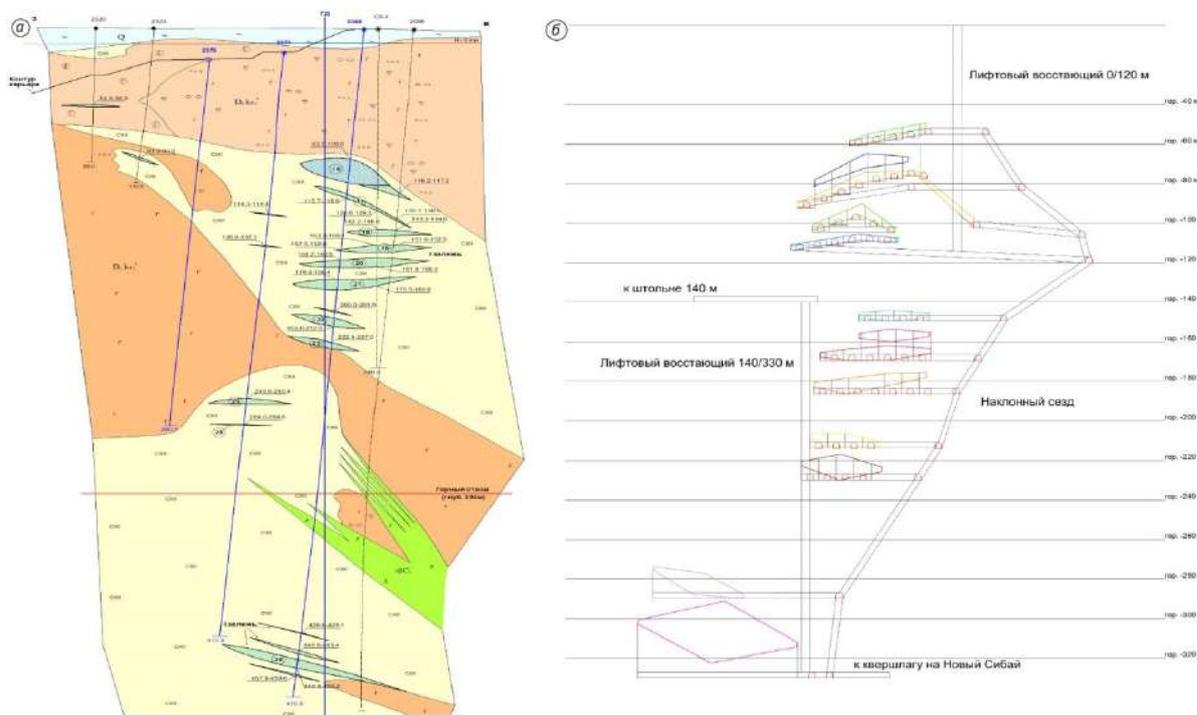


Рисунок 6.1 – Геологический разрез (а) и схема вскрытия I-ой залежи (б)

В связи с небольшой мощностью рудных тел принята рудная подготовка с доставочных штреков из наклонного съезда, пройденного в лежачем боку вне зоны влияния Восточно-Сибайского тектонического разлома. Наклонный съезд проходится максимально близко к выемочному участку с целью сокращения длины полевого доставочного штрека [97]. Выемочным участком является каждое рудное тело, и высота этажа (подэтажа) может меняться в зависимости от морфологии и условий залегания, но не более 40 м.

Подготовительные работы заключаются в проведении на каждом выемочном участке комплексов выработок, необходимых для отработки запасов руды, принятыми системами разработки. В общем случае подготовка рудных тел залежи одинакова и заключается в проведении доставочного и вентиляционно-закладочного штреков на флангах рудного тела и сбитых между собой буро-доставочных орт. Расположение вентиляционно-

закладочного штрека выбирается с учетом разницы отметок между доставочным штреком. Орты проводятся по оси обрабатываемой камеры. Рудные тела, имеющие сравнительно небольшой прослой пустых пород между ними, обрабатываются одним участком. Одновременно в отработке может находиться несколько выемочных участков. Отработку запасов нижерасположенного участка возможно начинать после уходки фронта очистной выемки на верхнем участке за зону сдвижения, построенную по соответствующим углам, но не менее 20 м относительно верхней границы рудного тела на нижнем участке.

Окончательный детальный технико-экономический расчет принятого варианта подземной геотехнологии рассредоточенных рудных тел ярусного залегания, являющегося наиболее оптимальным, показал неэффективность отработки запасов I-ой рудной залежи Камаганского месторождения (на стадии обогащения). В связи с этим был проанализирован вариант одновременной отработки I-ой залежи и запасов выclinки р.т. 12. Показатели технико-экономического моделирования показаны на рис. 6.2 (показатели прибыли приняты как у.е. с целью неразглашения коммерческой тайны и приведены в качестве сравнительного анализа).

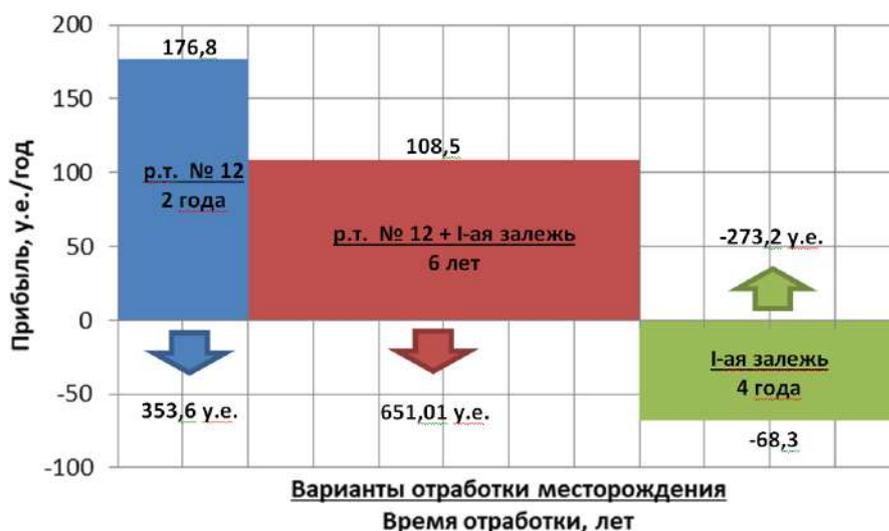


Рисунок 6.2 – Показатели технико-экономического моделирования

Исходя из технико-экономического моделирования, убыток от отработки I-ой залежи составит 273,2 у.е. Очевидна целесообразность совместной отработки I-ой залежи и неотработанной карьером южной выклинки р.т. 12. Ежегодная прибыль при этом составит 108,5 у.е. при шестилетнем периоде отработки. Общий объем прибыли – более 651 у.е. Индивидуальная отработка р.т. 12 увеличивает годовую прибыль предприятия (до 176,8 у.е.), срок отработки сокращается до 2-х лет.

Таким образом, отработка неперспективного участка маломощных рассредоточенных рудных тел возможна при условии максимального использования существующих горно-капитальных выработок. При этом необходимо разделение залежи на эксплуатационные участки с индивидуальным вскрытием и способом проветривания и на эксплуатационные участки с поэтапным введением участков залежи в отработку. При ярусном залегании рассредоточенных рудных тел, в связи со вскрытием залежи на всю глубину, выемке подлежат все рудные тела: как балансовые, так и забалансовые. Данное решение позволяет увеличить объем товарной руды участка при постоянном уровне капитальных вложений. Повысить рентабельность участка возможно за счет параллельной очистной выемке основных запасов месторождения.

Основные научные результаты, практические выводы и рекомендации:

1. Установлено, что при ярусном залегании сближенных рудных тел отработка залежи производится без объединения их в одну рудную зону, причем целесообразно обрабатывать все рудные тела независимо от качества руды. Вскрытие залежи производится с учетом максимального использования существующих горно-капитальных выработок и предпочтительной рудной подготовкой.

2. При выборе систем разработки предварительно производится районирование рудных тел по элементам залегания и содержанию полезного компонента. Районирование производится для предварительного выбора того

или иного варианта системы разработки. Окончательный выбор технологии производится путем экономико-математического моделирования отработки каждого рудного тела по показателям максимальной прибыли и минимальной себестоимости.

3. Определен рациональный порядок развития фронта горных работ с целью минимизации первоначальных капитальных вложений, заключающийся в разделении залежи по вертикали на участки с обособленным проветриванием и поочередным вводом их в эксплуатацию.

4. Техничко-экономическая оценка показала, что отработка залежей, имеющих подобную структуру и морфологию, целесообразна для поддержания производственной мощности предприятия только совместно с отработкой более перспективных участков месторождения. Индивидуальная отработка залежи предпочтительна при более высоких ценах на сырье и курсе доллара.

6.2 Эффективность технологии предварительного преобразования свойств массива горных пород с заданными параметрами

Проведение опытно-промышленных испытаний непосредственно на участке месторождения является неотъемлемой частью исследований по оценке технической осуществимости, эффективности технологии отработки месторождения и дальнейшего ее внедрения в производственный процесс. В связи с этим цель работы заключается в уточнении аналитических и экспериментальных исследований и технологических решений по формированию искусственного массива путем инъекционного упрочнения сухой сыпучей закладки.

Для проведения опытно-промышленных испытаний подземным рудником АО «Сафьяновская медь» представлен участок месторождения,

включающий очистную камеру (K21-2-80) и сопряженную с ней камеру K22-3-80 в подэтаже -60/-80 Сафьяновского месторождения.

Рудный массив опытного блока сложен медно-цинковым колчеданом, неравномерно окремненном, участками слабо выщелоченном, трещиноватом выше среднего разнонаправлено, трещины неравномерно заполнены интенсивно гидрослюдизированными породами кислого состава до состояния глинки трения. Крепость руд - 10-12. Отмечается слабый капез воды. Содержание серы составляет более 30%. Породы относятся к категории устойчивости IVa. Руда относится ко II классу – умеренно склонная к самовозгоранию, II типу – пожароопасная.

Конструирование и адаптация системы разработки к условиям опытного блока произведены с учетом экспериментального характера отработки запасов и предусматривают подходные выработки для осуществления съёмки контуров обнажения с целью оценки устойчивости закладочного массива. В целом очистные работы при отработке запасов опытного блока производятся существующей камерной системой разработки с расположением камер вкрест простирания.

Закладка опытной камеры производилась в четыре этапа (рис. 6.3). На первоначальном этапе формировался несущий слой прочностью 3 МПа и высотой 10,5 м для обеспечения сохранности нижерасположенных очистных камер. На следующем этапе (основном) производилась засыпка камеры сухой породной закладкой с одновременным монтажом иньекторов. Далее для обеспечения полноты закладки выработанного пространства незаложенный объем камеры заполнялся твердеющей закладкой прочностью 1 МПа. На завершающем этапе производилось иньектирование породной закладки водоцементным раствором, подаваемым через перфорированные иньекторы.



Рисунок 6.3 – Схема закладки опытно-промышленной камеры закладочным материалом (разрез вкрест простирания камеры)

Перед проведением закладочных работ опытная камера 21-2-80 зачищена от отбитой руды с помощью ПДМ с дистанционным управлением, подходы к камере закреплены и очищены от постороннего хлама, а также произведена съемка стенок отработанного пространства и анализ отработки камер. В качестве сухой закладки используется пустая порода с проходки горно-капитальных и подготовительных выработок фракцией $5\div 300$ мм.

Разгрузка автосамосвалов, транспортирующих породную закладку, осуществляется на почву вентиляционно-закладочного горизонта вблизи закладываемой камеры. Подача доставленного закладочного материала непосредственно в камеру производится с помощью ковшовых ПДМ, выполняющих роль бульдозера с соблюдением мер безопасности. Для разгрузки автосамосвала на почву выработки предусматривается разгрузочный пункт.

Порода, подаваемая в камеру с помощью ковшовых ПДМ, распространяется по камере самотёком под действием силы тяжести. При этом в выработанном пространстве в районе места подачи закладка отсыпается в виде конуса с углом естественного откоса $30-40^\circ$, в связи с этим

в выработанном пространстве могут возникать значительные объёмы недозаложенных пустот. Это требует применения дополнительных мероприятий по обеспечению необходимой степени заполнения выработанного пространства. Одним из мероприятий может считаться максимально возможное увеличение ширины вентиляционно-закладочной выработки (по опыту применения восходящей выемки руды на зарубежных рудниках для увеличения степени заполнения выработанного пространства породной закладкой, ширина закладочной выработки увеличивается до 6 – 8 метров).

Когда вершина конуса достигла уровня почвы бурового орта гор. -60 м, подача породы в камеру под действием собственного веса стала затруднительной. Дальнейшее заполнение выработанного пространства камер осуществлялось с помощью ПДМ с дистанционным управлением. При этом дистанционно управляемая машина заходила в камеру по навалу отсыпанной породы и перемещала отсыпанный навал по камере, выполняя функции бульдозера. Использование этого способа требует дополнительных мер безопасности. При движении машины по свежесыпанному навалу породы не исключается его оползание: машина вместе с оползнем может сползти к основанию навала. Для предотвращения этого рекомендуются следующие меры:

- производить закладку камер порциями с перерывом для некоторой слёживаемости пород в навале и для снижения подвижности пород. В этом случае движение ПДМ по слежавшейся породе, а не по свежесыпанному навалу, будет значительно безопаснее;

- закреплять на ПДМ страховочный трос, чтобы вытянуть её в случае сползания по откосу.

По истечении времени за счёт естественной слёживаемости пород, а также при воздействии на них веса передвигающейся по породной закладке ПДМ происходит уплотнение закладочного массива. Соответственно

образовывается усадка закладочного материала, и уровень закладки понижается. Для регистрации состояния породной закладки организован систематический контроль верхнего уровня закладочного массива. Для ликвидации появляющихся недозакладов за счёт усадки закладочного массива периодически, а также перед началом отработки вышележащего выемочного подэтажа производится подсыпка породы и восстановление уровня закладочного массива до кровли отработанных камер.

Схема закладки представлена на рис. 6.4.

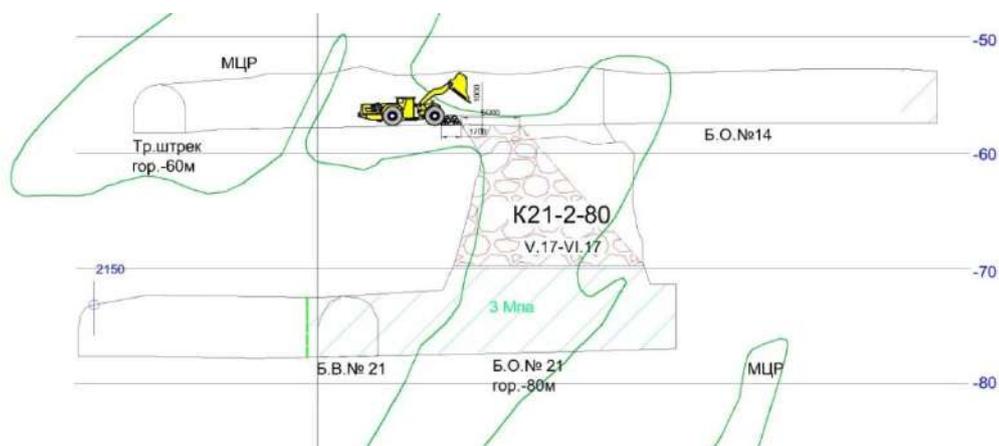


Рисунок 6.4 – Схема формирования сухой закладки

Инъекционная технология включает приготовление растворов, установку инжекторов, транспортирование и нагнетание раствора. Для приготовления, транспортирования и нагнетания упрочняющего раствора используется существующий поверхностный закладочный комплекс.

После очистной выемки запасов камеры 21-2-80 по северной ее стенке на всю высоту монтируются инжекторы из ПВХ или металлической трубы $d_y = 100$ мм, перфорированные выпускными отверстиями для пропуска инъекционного раствора через каждые $3 \div 5$ м по длине инжектора. Общая площадь сечения выпускных отверстий не менее $5S_n$ (S_n – сечение трубы инжектора, см^2). Таким образом, принимается диаметр отверстий $b \geq 8$ мм. Инжекторы монтируются через каждые 4 м по всей длине камеры (рис. 6.5).

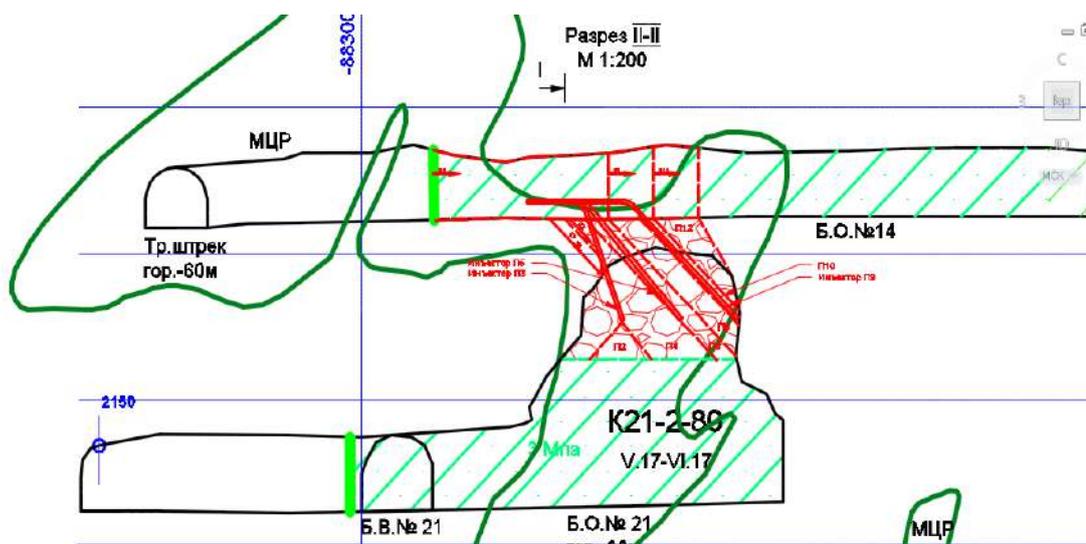


Рисунок 6.5 – Схема укладки иньекторов в камере

Нагнетание осуществляется за счет давления гидростатического столба. При плотности инъекционной смеси $\rho = 1210 \text{ кг/м}^3$ и глубине нагнетания $H = 200 \text{ м}$ (с учетом потерь давления на горизонтальных участках) давление нагнетания $P_{\text{нагн}}$ составило:

$$P_{\text{нагн}} = \rho \cdot g \cdot H = 1210 \cdot 9,8 \cdot 200 = 2,4 \text{ МПа} \quad (6.1)$$

Иньектирование производится в IV стадии в отступающем порядке путем переключения иньекторов (рис. 6.6). Контроль за полнотой насыщения массива породной закладки инъекционной смесью осуществляется посредством манометра, установленного у основания иньектора, и визуально по степени наполнения иньектора. При превышении номинального давления, равного 2,4 МПа и более, подача раствора прекращается. В случае снижения уровня смеси в иньекторе производится ее подливка. По окончании нагнетания раствора давление в системе снижено до нуля, произведен сброс раствора в камеру.

Во время производства работ составляется график хода иньекции (график поглощения раствора и давления нагнетания).

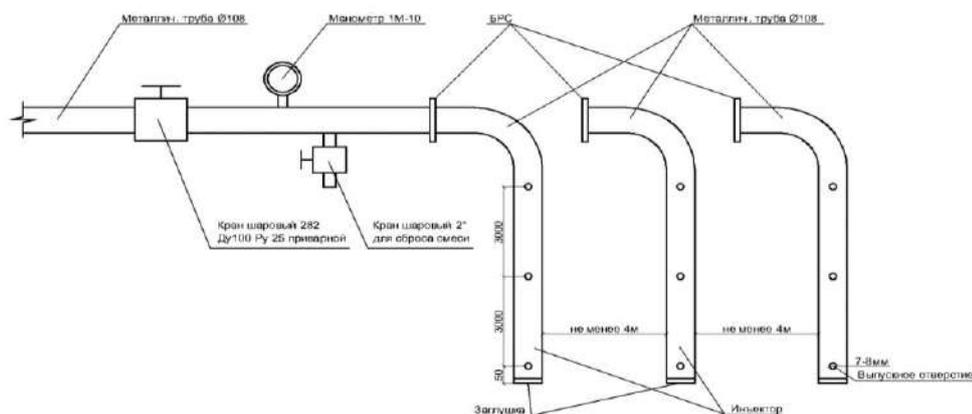


Рисунок 6.6 – Схема подключения магистрального закладочного трубопровода к ињекторам

Монтаж ињекторов из металлических труб $\varnothing 108$ мм не представлял осложнений, т.к. в данном случае длина той части, которая опускалась в очистную камеру 21-2-80, от 7 до 9 метров. В других случаях, где высота очистной камеры будет большей, возникнут осложнения в безопасном монтаже ињекторов.

При производстве процесса ињекции было израсходовано 63 м^3 цементного молока, в т.ч. цемента 18 850 кг, воды 56 770 л. 54 м^3 цементного молока ушло на пропитку толщи сухой закладки, 9 м^3 слилось на почву горной выработки в процессе сброса давления и промывки закладочного трубопровода.

При производстве процесса ињекции последнего третьего ињектора наблюдалось выпучивание цементного молока из сухой закладки, т.к. в данном месте сухая закладка не была утрамбована. В данном месте наблюдалась пропитка на расстоянии 2,5 м от ињектора.

В связи с тем, что сухая закладка применялась в виде пустой породы с проходческих работ, представленной реалиями интенсивно гидрослюдизированными, можно сделать вывод, что пустотность сухой закладки около 20%. Пустотность 20% получилась исходя из предполагаемого объема пропитки сухой закладки, который составляет

порядка 400 м³, и объёма 54 м³ цементного молока, израсходованного на пропитку.

Последующая отработка сопряженной камеры К22-3-80 (рис. 6.7) свидетельствует об устойчивости укрепленного слоя закладочного массива. Значительных вывалов породы, влияющих на коэффициент разубоживания, не наблюдалось. Также на устойчивость вертикальной стенки повлияла рудная корка мощностью до 0,5-1 м, сформировавшаяся при ведении буровзрывных работ. При производстве очистных работ и выпуске рудной массы из камеры рудная корка обрушилась в результате отслоения от закладочного массива и не повлияла на коэффициент потерь по камере.

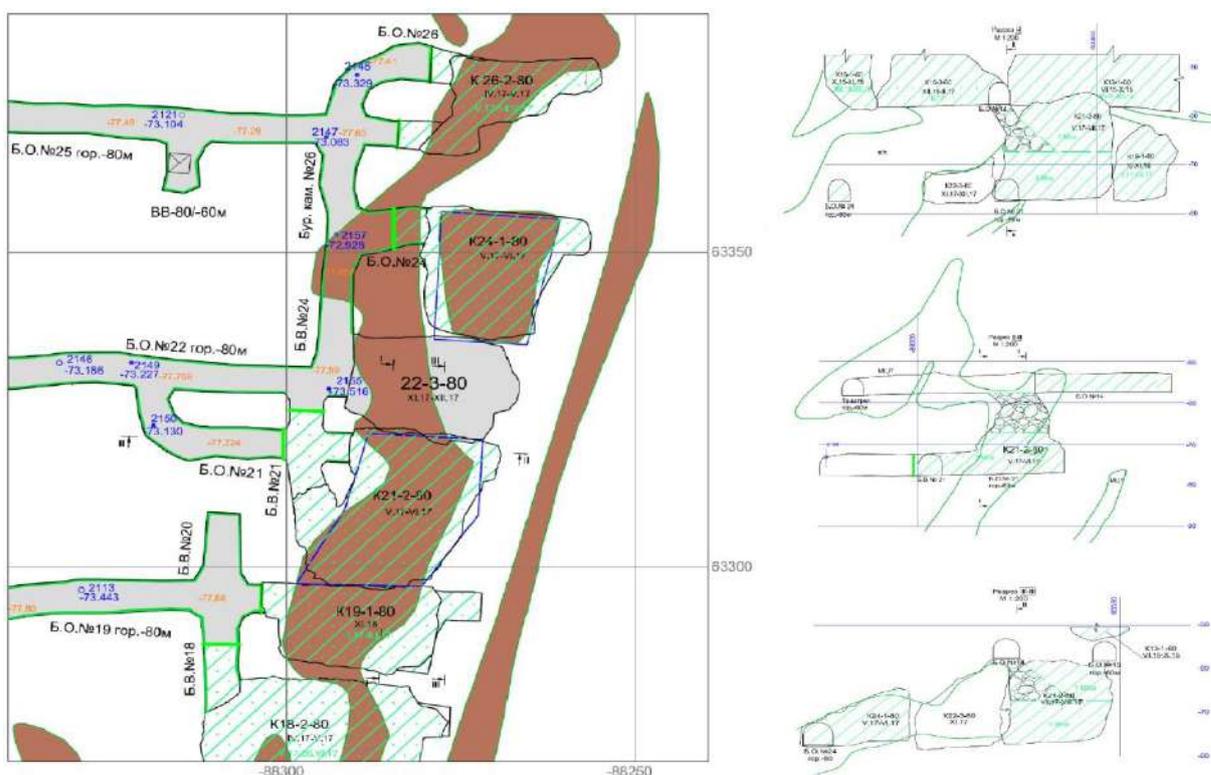


Рисунок 6.7 – Состояние очистных работ опытного участка после отработки сопряженной камеры

Таким образом, предлагаемая технология с инъекционным упрочнением сухого закладочного массива технически осуществима, и не возникает сомнений в ее эффективности. Для уточнения параметров поэтажно-камерной системы разработки со сплошной выемкой и

инъекционным упрочнением сухого закладочного массива в различных горно-геологических условиях Сафьяновского месторождения необходимо дополнительное проведение опытно-промышленных работ на отдельном геологическом участке.

Метод выявления экономически оптимального варианта заключается в подсчете экономической эффективности и в сравнении полученных результатов при различных способах ведения очистных работ, применяемых или возможно применимых для Сафьяновского месторождения. При подсчете экономической эффективности различных вариантов систем разработки в данной работе предусматривается сравнение себестоимости добываемой 1 тонны медно-цинковой руды. Подсчет себестоимости различных вариантов добычи производится исходя из основных изменяющихся показателей, а именно:

- затраты на изготовление и размещение в очистном пространстве твердеющей закладочной смеси;
- затраты на перевозку и размещение в отвальном хозяйстве породы с горнопроходческих работ;
- затраты на горнопроходческие работы.

Работой предусматривается сравнение себестоимости добычи руды в трёх вариантах систем разработки при идентичных условиях:

Вариант – А. Подэтажно-камерной с закладкой в нисходящем порядке отработки, при которой 100% образованных пустот заполняются твердеющей закладкой (система разработки, принятая проектом на отработку месторождения);

Вариант – Б. Подэтажно-камерной в восходящем порядке отработки, при которой 50% образованных пустот заполняются твердеющей закладкой и 50% заполняются пустой породой с горнопроходческих работ (система разработки предложенная ОАО «Уралмеханобр»);

Вариант – В. Подэтажно-камерной со сплошной выемкой, при которой 20% образованных пустот заполняются твердеющей закладкой и 80% заполняются пустой породой с горнопроходческих работ и с отвалов на земной поверхности (предлагаемый вариант камерной системы разработки).

Согласно «Смете затрат на добычу руды подземным способом АО «Сафьяновская медь» за 2016 год», затраты по руднику подразделяются на:

- *прямые затраты* на добычу 1 тонны руды ($C_{\text{доб}}$), которые составляют $C_{\text{доб}} = 1475$ руб. т и включают в себя: материалы на технологические цели; топливо на технологические цели; электроэнергию (с учетом эксплуатационных расходов); затраты на оплату труда; страховые взносы; амортизацию; прочие транспортно-заготовительные расходы; услуги технологического транспорта; общешахтные расходы;

- *косвенные затраты*: затраты на горнопроходческие работы $C_{\text{гпр}} = 6590$ руб/м³; затраты на услуги автотранспортного участка на перевозку горной массы $C_{\text{ату}} = 122$ руб/ м³; затраты на изготовление, доставку и размещение твердеющей закладочной смеси $C_{\text{закл}} = 1368$ руб/ м³.

Средний объемный вес медно-цинковой руды Сафьяновского месторождения составляет $\gamma = 3,3$ т/м³

Соотношение количества добычи руды и породной подготовки очистных камер ($K_{\text{р/п}}$), согласно ТПФП на 2017 год АО «Сафьяновская медь», $K_{\text{р/п}} = 2,2$.

Расчет себестоимости добычи руды подэтажно-камерной системой разработки в нисходящем порядке (вариант – А)

Объем руды, вынимаемой из очистной камеры $V_{\text{оч.кам.}}$:

$$V_{\text{оч.кам.}} = B \times L \times H = 11,7 \times 30,0 \times 20,0 = 7020 \text{ м}^3 \quad (6.2)$$

где B – ширина очистной камеры, м; L – длина очистной камеры, м; H – высота очистной камеры, м.

Объём заполнения пустот очистной камеры (с учётом места установки закладочных перемычек) $V_{\text{пустот}}$:

$$V_{\text{пустот}} = V_{\text{оч.кам.}} + (L_{\text{закл.}} + S_{\text{в}}) = 7020 + (5,0 \times 21,0) = 7105 \text{ м}^3 \quad (6.3)$$

где $L_{\text{закл.}}$ – длина закладываемой горной выработки по породе, м; $S_{\text{в}}$ – сечение горной выработки по породе, м^2 .

Объём горных выработок по породе для подготовки одной очистной камеры $V_{\text{г.в.}}$:

$$V_{\text{г.в.}} = Z_{\text{закл.}} / K_{\text{р/п}} = 7020 / 2,2 = 3191 \text{ м}^3 \quad (6.4)$$

Прямые затраты на добычу руды одной очистной камеры $Z_{\text{доб}}$:

$$Z_{\text{доб}} = V_{\text{оч.кам.}} \times \gamma \times C_{\text{доб}} = 7020 \times 3,3 \times 1,475 = 34\,170 \text{ тыс. руб.} \quad (6.5)$$

Затраты на горнопроходческие работы для подготовки одной очистной камеры $Z_{\text{гпр}}$:

$$Z_{\text{гпр}} = V_{\text{г.в.}} \times C_{\text{гпр}} = 3191 \times 6,590 = 21\,029 \text{ тыс. руб.} \quad (6.6)$$

Затраты на услуги автотранспортного участка на перевозку породной горной массы с подготовительных выработок одной очистной камеры $Z_{\text{АТУ}}$:

$$Z_{\text{АТУ}} = V_{\text{г.в.}} \times C_{\text{АТУ}} = 3191 \times 0,122 = 389 \text{ тыс. руб.} \quad (6.7)$$

Затраты на изготовление, доставку и размещение твердеющей закладочной смеси одной очистной камеры $Z_{\text{закл.}}$:

$$Z_{\text{закл.}} = V_{\text{пустот}} \times C_{\text{закл.}} = 7105 \times 1,368 = 9720 \text{ тыс. руб.} \quad (6.8)$$

Себестоимость 1 тонны руды в варианте – А равна:

$$C_{\text{доб.А}} = ((Z_{\text{доб}} + Z_{\text{гпр}} + Z_{\text{АТУ}} + Z_{\text{закл.}}) / V_{\text{оч.кам.}} \times \gamma) \times \text{НДПИ} = ((34170 + 21029 + 389 + 9720) \times 1000 / 7020 \times 3,3) \times 1,08 = 3045 \text{ руб/т} \quad (6.9)$$

Расчет себестоимости добычи руды подэтажно-камерной системой разработки в восходящем порядке (вариант – Б)

$$V_{\text{оч.кам.}} = B \times L \times H = 10,0 \times 30,0 \times 20,0 = 6000 \text{ м}^3, \quad (6.10)$$

$$V_{\text{пустот}} = V_{\text{оч.кам.}} + (L_{\text{закл.}} + S_{\text{в}}) = 6000 + (5,0 \times 21,0) = 6105 \text{ м}^3, \quad (6.11)$$

$$V_{\text{г.в.}} = V_{\text{оч.кам.}} / K_{\text{р/п}} = 6000 / 2,2 = 2727 \text{ м}^3, \quad (6.12)$$

$$Z_{\text{доб}} = V_{\text{оч.кам.}} \times \gamma \times C_{\text{доб}} = 6000 \times 3,3 \times 1,475 = 29\,205 \text{ тыс. руб.}, \quad (6.13)$$

$$Z_{\text{гпр}} = V_{\text{г.в.}} \times C_{\text{гпр}} = 2727 \times 6,590 = 17\,971 \text{ тыс. руб.} \quad (6.14)$$

$$Z_{\text{АТУ}} = (V_{\text{пустот}} / 2 - V_{\text{г.в.}}) \times C_{\text{АТУ}} = (6105 / 2 - 2727) \times 0,122 = 40 \text{ тыс. руб.}, \quad (6.15)$$

$$Z_{\text{закл}} = V_{\text{пустот}} / 2 \times C_{\text{закл}} = 6105 / 2 \times 1,368 = 4\,176 \text{ тыс. руб.}, \quad (6.16)$$

Себестоимость 1 тонны руды в варианте – Б равна:

$$C_{\text{доб.Б}} = ((Z_{\text{доб}} + Z_{\text{гпр}} + Z_{\text{АТУ}} + Z_{\text{закл}}) / V_{\text{оч.кам.}} \times \gamma) \times \text{НДПИ} = ((29205 + 17971 + 40 + 4176) \times 1000 / 6000 \times 3,3) \times 1,08 = 2804 \text{ руб/т.}, \quad (6.17)$$

Расчет себестоимости добычи руды сплошной–подэтажной системой разработки в восходящем порядке (вариант – В)

$$V_{\text{оч.кам.}} = B \times L \times H = 12,0 \times 30,0 \times 20,0 = 7200 \text{ м}^3;$$

$$V_{\text{пустот}} = V_{\text{оч.кам.}} + (L_{\text{закл.}} + S_{\text{в}}) = 7200 + (5,0 \times 21,0) = 7305 \text{ м}^3;$$

$$V_{\text{г.в.}} = V_{\text{оч.кам.}} / K_{\text{р/п}} = 7200 / 2,2 = 3273 \text{ м}^3$$

$$Z_{\text{доб}} = V_{\text{оч.кам.}} \times \gamma \times C_{\text{доб}} = 7200 \times 3,3 \times 1,475 = 35\,046 \text{ тыс. руб.}$$

$$Z_{\text{гпр}} = V_{\text{г.в.}} \times C_{\text{гпр}} = 3273 \times 6,590 = 21\,569 \text{ тыс. руб.}$$

$$Z_{\text{АТУ}} = V_{\text{пустот}} - (V_{\text{пустот}} / 5 + V_{\text{г.в.}}) \times C_{\text{АТУ}} = 7305 - (7305 / 5 + 3273) \times 0,122 = 314 \text{ тыс. руб.}$$

$$Z_{\text{закл}} = V_{\text{пустот}} / 5 \times C_{\text{закл}} = 7305 / 5 \times 1,368 = 1\,999 \text{ тыс. руб.}$$

Себестоимость 1 тонны руды в варианте – В равна:

$$C_{\text{доб.В}} = ((Z_{\text{доб}} + Z_{\text{гпр}} + Z_{\text{АТУ}} + Z_{\text{закл}}) / V_{\text{оч.кам.}} \times \gamma) \times \text{НДПИ} = ((35046 + 21569 + 314 + 1999) \times 1000 / 7200 \times 3,3) \times \text{НДПИ} = 2678 \text{ руб/т}$$

Технико-экономический анализ показал целесообразность перехода на восходящий порядок ведения очистных работ (варианты Б, В). В качестве инертного заполнителя закладочной смеси для заполнения выработанного пространства рекомендуется применять горную породу из отвалов и горнопроходческих работ. Это позволяет утилизировать до 500 тыс. т./год отвальных пород и до 100 тыс. т./год пород с горнопроходческих работ. Тем самым у предприятия появляется возможность приступить к работам по рекультивации отвалов пустой породы, что способствует улучшению экологической обстановки, на которую влияют размещение отходов,

выбросы загрязняющих веществ в атмосферный воздух и отвод поверхностных сточных вод.

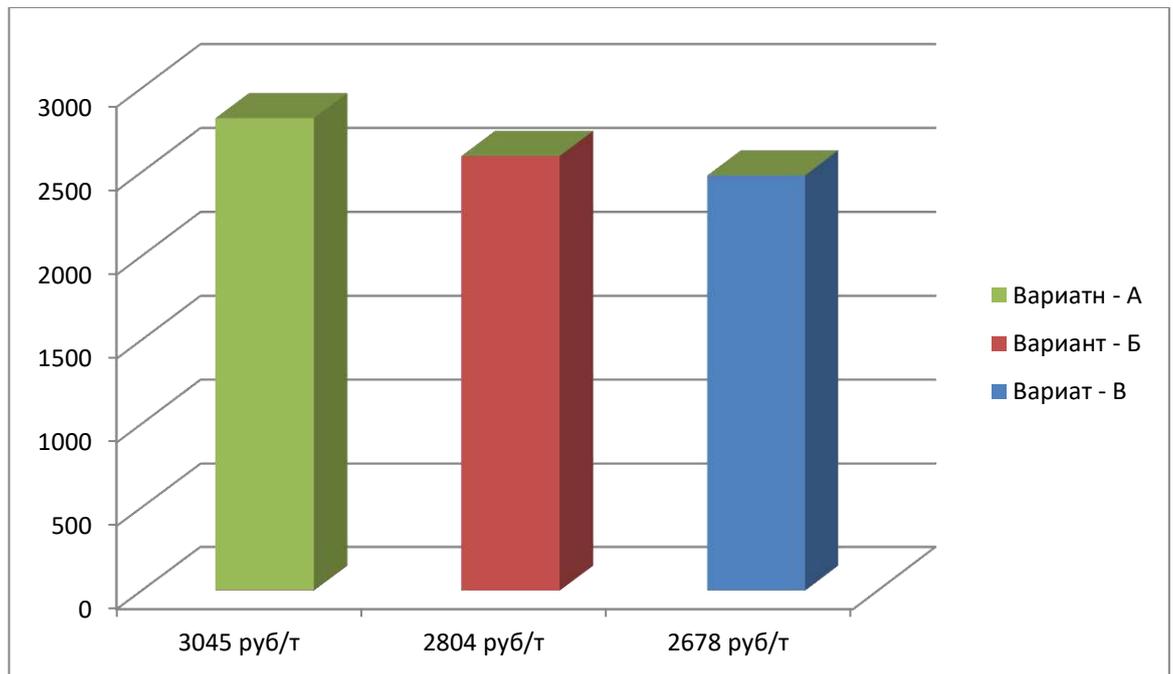


Рисунок 6.8 – Показатели себестоимости (руб./т) по вариантам систем разработки

Экономия в натуральном выражении при годовой добыче подземного рудника 500 тыс. тонн медно-цинковой руды составит при переходе с варианта А на вариант Б – 112 млн. руб. (7,9 %); с варианта А на вариант В – 169,5 млн. руб. (12,0 %).

6.3 Эффективность технологии предварительного преобразования состояния массива горных пород на основе чередования систем разработки различных классов

Оценка экономической эффективности предлагаемого варианта системы разработки подэтажного обрушения с площадно-торцевым

выпуском руды производилась на основе отработки Чебачьего медноколчеданного месторождения.

Месторождение Чебачье представлено двумя пологопадающими рудными телами с невыдержанным падением их кровли и почвы. Во втором рудном теле находятся более 94% запасов месторождения.

Согласно проекта «Технико-экономического обоснования» [73], учитывая сложность гидрогеологической обстановки (наличие озера «Чебачье» в 200 м от рудного тела) и значительную мощность рудного тела, отработка запасов ведется камерными системами разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями (рис. 5.4) и оставлением временных рудных панельных целиков. Рудное тело разделяется панельными целиками на панели. Панельные целики ориентированы в широтном направлении, камеры в панелях – в меридиональном. Камеры обрабатываются в двухстадийном порядке через один рудный целик, ширина камер и целиков 20 м, длина и высота зависят от геологического строения рудного тела.

Возможность применения высокоэффективных систем разработки с обрушением налегающих пород для отработки участка залежи Чебачьего месторождения была обоснована специалистами ООО «Маггеоэксперт» [73].

На основании анализа зависимостей относительных горизонтальных деформаций, с целью предотвращения нарушения естественного состояния налегающих известняков, образования в них водопроводящих трещин, а также для обеспечения долговременной устойчивости горно-капитальных выработок гор. 335-270 м протяженность восточного участка залежи, рекомендуемого к отработке системами с обрушением руд и вмещающих пород, при его мощности до 15-30 м следует ограничивать длиной 100 м (см. рис. 6.9).

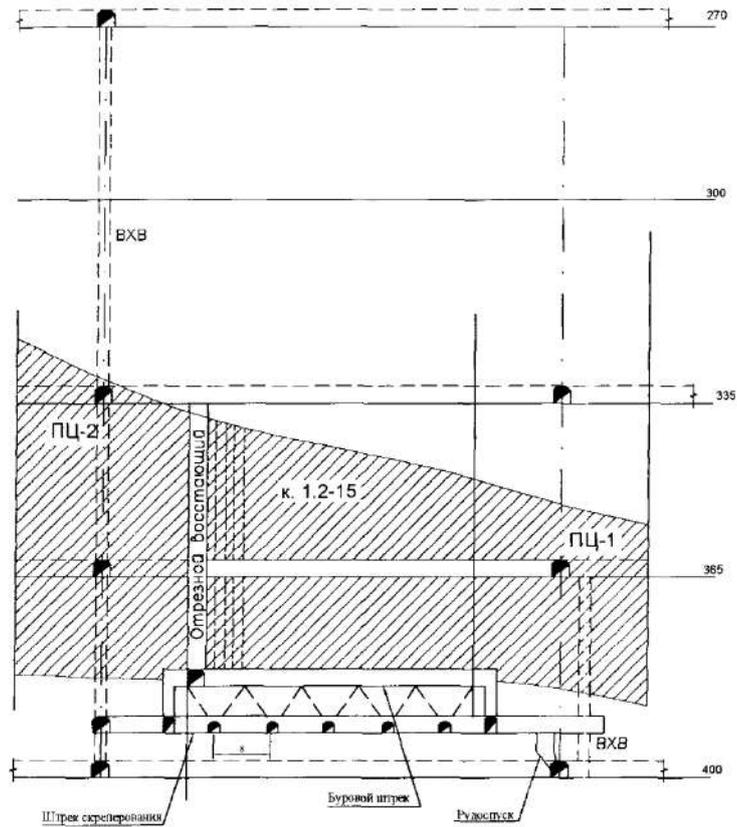


Рисунок 6.9 – Камерная система разработки с закладкой выработанного пространства

Подсчет запасов:

$$V_{ПИР} = \frac{1}{3} \times S_{осн} \times h, \text{ м}^3 \quad (6.19)$$

где $S_{осн}$ – площадь основания пирамиды $S=a^2$, м^2 ; a – длина сторон треугольника, м ; h – высота пирамиды, м

$$V_{ПИР} = \frac{1}{3} \times S_{осн} \times h = \frac{1}{3} \times 8100 \times 30 = 81000 \text{ м}^3$$

Объем запасов, т :

$$V_{зан} = V_{пир} \times \gamma_{руд} = 81000 \times 4,2 = 340200 \text{ т} \quad (6.20)$$

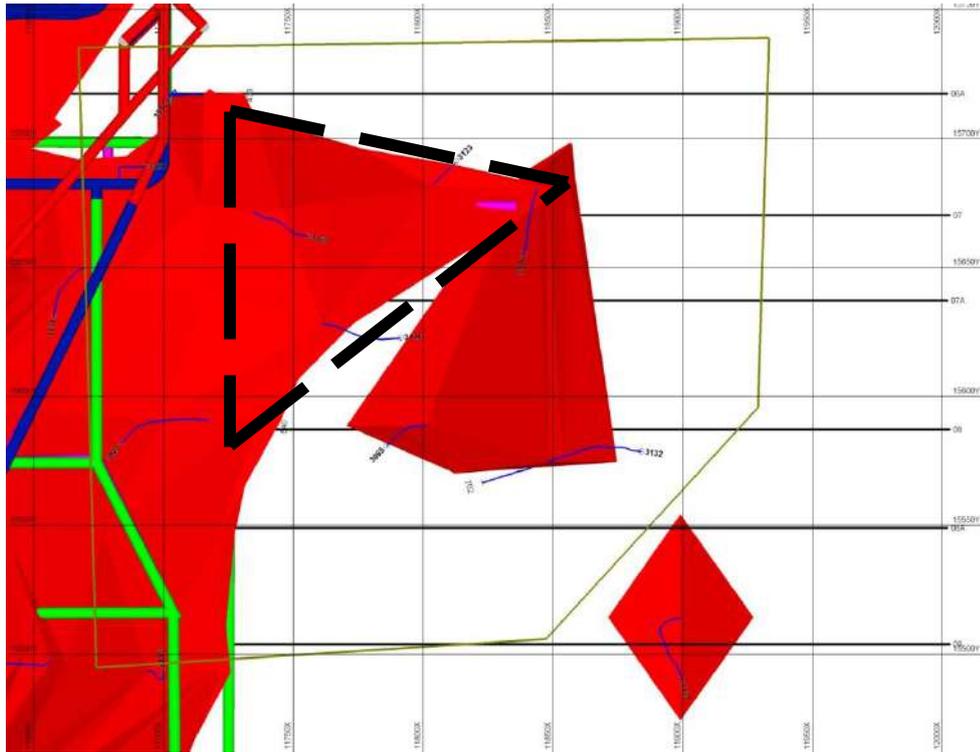


Рисунок 6.10 – Границы участка второго рудного тела, рекомендуемого к отработке системами с обрушением руд и вмещающих пород (отмечен пунктирной линией)

Расчет себестоимости одной тонны рудной массы производился в следующей последовательности.

1. Конструирование системы разработки для условий отработки восточного участка рудного тела №2 Чебачьего месторождения.

Вариант системы разработки с площадно-торцевым выпуском конструировался с учетом морфологии участка с ограниченной протяженностью в 100 м.

2. Определение объема подготовительно-нарезных работ.

Подсчитывалась длина подготовительно-нарезных выработок, определялись их сечения, исходя из габаритов применяемого оборудования, затем находился объем выработок.

3. Расчет запасов руды в блоке, отдельных её элементах, количества добываемой руды по стадиям работ.

Производился расчет количества добываемой руды: из камер; при проходке подготовительно-нарезных выработок; при погашении целиков.

4. Расчет затрат на ПНР.

После определения объема подготовительно-нарезных работ, исходя из сечений выработок, производился расчет затрат на проходку одного кубометра и затрат на проходку всех выработок.

5. Расчет затраты на амортизацию оборудования.

6. Расчет затрат на очистную выемку.

Для проведения данного расчета определялись несколько показателей очистных работ:

- удельный расход взрывчатых веществ [177,210];
- линия наименьшего сопротивления [177,1210];
- длина скважин в веере или отбиваемом слое [123].

Далее производился расчет затрат на материалы, ГСМ, электроэнергию, сжатый воздух [133,210].

Сумма всех приведенных выше затрат (на ПНР; на амортизацию оборудования; на очистную выемку) относилась к объему добываемой рудной массы, т.е. рассчитывался удельный объем затрат.

Конструирование системы разработки. На рисунке 6.11 показан вариант отработки восточного участка рудного тела №2 Чебачьего месторождения.

Запасы участка составляют 340 тыс. т руды. Удельный объем ПНР по системе разработки составляет $58 \text{ м}^3/1000 \text{ т}$, коэффициент ПНР – $3,2 \text{ м}/1000 \text{ т}$.

Отработка участка рудного тела осуществляется секциями путем взрывания нескольких слоев. Веера скважин бурят из доставочного штрека. Очистные работы ведут по простиранию участка рудного тела. Для бурения применяется самоходная буровая установка с диаметром коронки 105 мм.

Для расчета материальных затрат на очистную выемку принимались размеры каждой секции: толщина = 10 м, высота = 20 м. Коэффициент крепости руды $f = 12$.

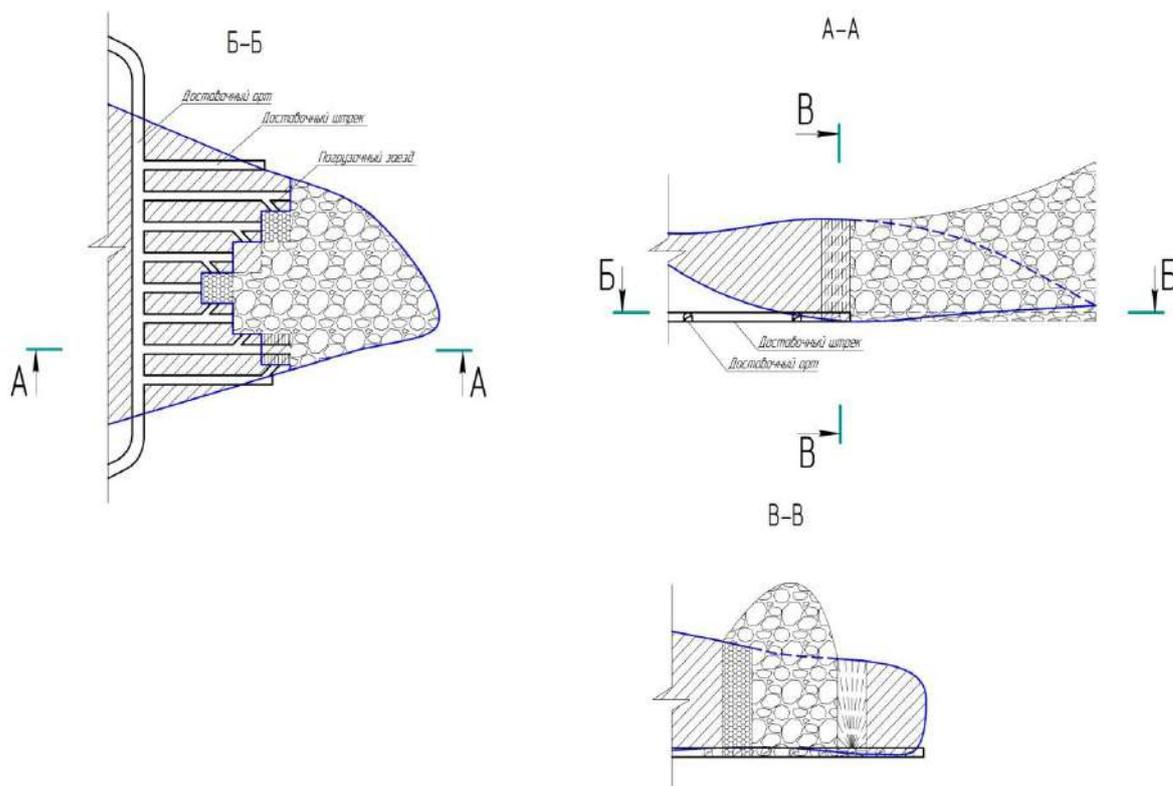


Рисунок 6.11 – Вариант системы разработки с площадно-торцевым выпуском для отработки локального участка рудного тела

Подготовительно-нарезные работы.

Расчет объемов подготовительно-нарезных работ произведен для всего восточного участка рудного тела с запасами 340,2 тыс. т.

1. Система разработки с обрушением и площадно-торцевым выпуском рудной массы.

Таблица 6.1 – Объем подготовительно-нарезных выработок

Наименование выработок	Число выр-к	Длина выработок, м			Сечение выработок, м ²	Объем выработок, м ³		
		по руде	по породе	общая		по руде	по породе	общая
Доставочный орт	1	100	30	130	17.6	1760	528	2288
Доставочный штрек №1	1	45	0	45	17.6	792	0	792
Доставочный штрек №2	1	70	0	70	17.6	1232	0	1232
Доставочный штрек №3	1	85	0	85	17.6	1496	0	1496
Доставочный штрек №4	1	95	0	95	17.6	1672	0	1672
Доставочный штрек №5	1	100	0	100	17.6	1760	0	1760

Доставочный штрек №6	1	105	0	105	17.6	1848	0	1848
Доставочный штрек №7	1	95	0	95	17.6	1672	0	1672
Доставочный штрек №8	1	45	0	45	17.6	792	0	792
Погрузочные заезды	70	5	0	350	17.6	88	0	6160
Всего по блоку		745	30	1120		13112	528	19712

Таблица 6.2 – Количество добываемой руды по стадиям работ

Стадии работ	Объем руды	Промышленные запасы	Потери	Разубоживание	Извлекаемые запасы	Количество добываемой руды
ПНР	13112	55070.4	0	0	55070.4	55070.4
Камерные запасы	67888	285129.6	7.8	11.6	262889.5	297386.3
Итого	81000	340200	-	-	317959.9	352456.7

Удельный объем подготовительно-нарезных работ составляет $58 \text{ м}^3/1000 \text{ т}$, коэффициент ПНР – $3,2 \text{ м}^3/1000 \text{ т}$.

Эксплуатационные затраты. Формирование затрат на добычу руды осуществлено в соответствии с [112].

Расчет затрат на проходку подготовительно-нарезных выработок производился по основным видам необходимых материалов и их нормам расхода на 1 м^3 . Расход основных материалов на очистную выемку принимался по результатам выполненных расчетов. Расход вспомогательных материалов принимался согласно нормам на единицу продукции.

Затраты на подготовительно-нарезные работы составили $8\,724,6 \text{ тыс. руб.}$, на очистную выемку – $29\,041,4 \text{ тыс. руб.}$. Учет ненормированных материалов составил 20% .

Амортизация оборудования. Расчет амортизационных отчислений производился по норме амортизации, приходящейся на один машино-час. Годовой фонд рабочего времени рассчитывался с учетом календарного графика работы предприятия, например, 7 ч (продолжительность смены) $\times 3$ (число рабочих смен в сутки) $\times 252$ (число рабочих дней в году) = $5\,292 \text{ ч}$. Амортизация оборудования составила $40,4 \text{ руб./т}$.

Расчет извлекаемой ценности.

Для меди и цинка расчет извлекаемой ценности производился по условному металлу [113]:

$$\Pi_{\text{изв}} = 0,01a_{\text{усл}}^{\text{Cu}}\Pi_{\text{Cu}}, \quad (6.21)$$

где $a_{\text{усл}}^{\text{Cu}}$ – содержание полезного компонента в товарной руде, %; Π_{Cu} – стоимость 1 т медного концентрата, руб./т.

$$a_{\text{усл}}^{\text{Cu}} = C_{\text{чсл}}^{\text{Cu}}(1 - R), \quad (6.22)$$

где $C_{\text{чсл}}^{\text{Cu}}$ – содержание полезного компонента в пересчете его на условную медь, %; R – коэффициент разубоживания.

$$C_{\text{чсл}}^{\text{Cu}} = C_{\text{Cu}} + K_{\text{Zn}}C_{\text{Zn}}, \quad (6.23)$$

где K_{Zn} – коэффициент перехода вторичного металла к условному, C_{Zn} – содержание цинка в рудной массе.

$$K_{\text{Zn}} = \frac{\Pi_{\text{Zn}} \cdot \varepsilon_{\text{Zn}}}{\Pi_{\text{Cu}} \cdot \varepsilon_{\text{Cu}}}, \quad (6.24)$$

где Π_{Zn} – стоимость 1 т цинкового концентрата, руб./т; ε_{Zn} – извлечение цинка в концентрате, %; ε_{Cu} – извлечение меди в концентрате, %.

Выручка от реализации продукции.

Эксплуатационные запасы руды участка рудного тела №2 Чебачьего месторождения для подземной разработки составляют 340,2 тыс. т. Основную часть составляют медно-цинковые руды при среднем содержании меди в руде 1,81%, цинка – 3,53%.

Руду предусматривается перерабатывать на Александринской обогатительной фабрике. Извлечение при обогащении из медно-цинковой руды в медный концентрат по меди составит 76%, по цинку – 71%. После полной отработки участка предлагаемой системой разработки будет получено 5,639 тыс. т меди в концентрате, 10,998 тыс. т цинка в концентрате.

Цена на медь в медном концентрате принята в размере 4 041 \$/т (117 192 руб./т), исходя из цены на медь, рафинированную на LME 8 365 \$/т с коэффициентом 0,4831.

Цена цинка в цинковом концентрате, рассчитанная исходя из цены на цинк чушковый на LME 1 975 \$/т с коэффициентом 0,418, составила 825 \$/т (23 940 руб./т).

В таблице 6.3 приведены сводные показатели по расчету извлекаемой ценности руды при системе разработки с площадно-торцевым выпуском руды.

Таблица 6.3 – Сводные показатели расчета извлекаемой ценности

Показатель	Ед. изм.	Значение
Извлекаемая ценность	руб./т	2 573.02
Содержание п.к. в тов. руде (по условной меди)	%	2.20
Стоимость медного концентрата	руб./т	117 192
Стоимость цинкового концентрата	-	23 940
Содержание п.к.	%	2.48
Разубоживание	доли ед.	0.116
Коэффициент перехода	-	0.19
Содержание цинка	%	3.53
Содержание меди	-	1.81
Извлечение цинка	-	71
Извлечение меди	-	76

Расчеты показали, что применение системы разработки с обрушением и площадно-торцевым выпуском руды для условий отработки восточного участка рудного тела №2 медноколчеданного месторождения «Чебачье» позволяет снизить блоковую себестоимость добычи на 12 и 54% в сравнении с обрушением и торцевым выпуском руд и системой с твердеющей закладкой соответственно (табл. 6.4). Прибыль от отработки участка составляет 707,6 млн. руб., что на 15 и 25% выше прибыли при применении вышеуказанных вариантов систем разработки.

Таблица 6.4 – Технико-экономические показатели при отработке восточной части месторождения «Чебачье»

Показатели	Ед. изм.	Система разработки с обрушением и площадно-торцевым выпуском руды (P1)	Система разработки с обрушением и торцевым выпуском руды (P2)	Система разработки с твердеющей закладкой (P3)	Разница в показателях	
					P1-P2	P1-P3
1. Балансовые запасы руды	т	340200			-	-
2. Среднее содержание основных полезных компонентов меди	%	1,89			-	-
цинка	%	2,55			-	-
3. Потери руды при добыче	%	7,8	15	5	-7,2	2,8
4. Разубоживание руды	%	12,6	25	10	-12,4	2,6
5. Запасы товарной руды	т	352456,7	385560,0	359100,0	-33103	-6643,3
6. Содержание полезных компонентов в запасах товарной руды меди	%	1,63	1,42	1,79	0,21	-0,16
цинка	%	2,23	2,17	2,42	0,06	-0,19
7. Производительность труда забойного рабочего	м ³ /чел.·см.	12,6	14,9	17,1	-2,3	-4,5
8. Товарная ценность 1 т руды	руб./т	2434,3	2088,93	2506,71	345,37	-72,41
9. Блоковая себестоимость добычи 1 т руды	руб./т	426,64	485,4	912,04	-58,76	-485,4
10. Прибыль с 1 т руды	руб./т	2007,66	1603,53	1594,67	404,13	412,99
11. Прибыль с отработки участка	млн. руб.	707,6	618,2	572,6	89,4	135,0

Выводы по главе 6

1. Суммарный экономический эффект на Сафьяновском месторождении от внедрения камерной системы разработки с инъекционным упрочнением породного закладочного массива составляет 169,5 млн руб., обеспечивая 12% экономии затрат на очистную выемку, при производственной мощности равной 500 тыс. т/год.

2. Вскрытие I-ой залежи Камаганского месторождения с максимальным использованием существующих выработок, совместной отработкой балансовых и забалансовых рудных тел и поэтапным вводом участков в эксплуатацию с обособленным проветриванием получил экономический эффект в размере 108,5 млн. руб.

3. При обосновании порядка и очередности отработки участков Чебачьего месторождения различными классами систем разработки получили экономический эффект в размере 135,0 млн руб.

4. Разработанная стратегия развития горных работ при разработке Кочкарского месторождения, заключающаяся в переходе на самоходное оборудование с учетом совместной отработки жильных рудных тел и запасов минерализованных зон и их степени подготовленности, позволяет получить дополнительную прибыль равную 1 886,0 млн. руб. при производственной мощности 2,0 млн т/год.

5. Выполненными исследованиями доказано, что при проектировании и разработке месторождений подземным способом необходимо рассматривать совместную отработку балансовых и забалансовых запасов при поэтапном вводе участков, обеспечивая целенаправленное техногенное преобразование массива горных пород на каждой стадии эксплуатации.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации, являющейся законченной научно-квалификационной работой, на основе выполненных научных и экспериментальных исследований разработана совокупность технологических решений, внедрение которых направлено на создание благоприятных горно-технических условий для доработки ранее забалансовых запасов путем целенаправленного преобразования свойств и состояния горного массива, позволяющих повысить полноту освоения недр при обеспечении безопасности ведения горных работ, что имеет важное экономическое значение для развития горнодобывающих предприятий страны.

Основные научные и практические результаты работы заключаются в следующем:

1. На основе анализа и обобщения опыта разработки рудных месторождений подземным способом установлено, что в настоящее время доработка и вовлечение в эксплуатацию ранее забалансовых запасов производится без учета последствий и влияния техногенного преобразования массива пород при ведении горных работ. Техногенное преобразование массива горных пород обусловлено своевременным целенаправленным изменением напряженно-деформированного состояния, геомеханических, структурных и инженерно-технологических характеристик массива горных пород обеспечивает вовлечения в доработку ранее забалансовых запасов.

2. Установлено, что повышение полноты освоения рудных месторождений при доработке запасов достигается определением условий применения и параметров способов техногенного преобразования для создания благоприятных горно-технических условий на основе учета особенностей горно-геологических и геомеханических характеристик массива горных пород при переводе ранее забалансовых запасов в балансовые.

3. Дано развитие научно-методических основ целенаправленного техногенного преобразования свойств и состояния массива горных пород, базирующиеся на определении условий применения способов и обосновании параметров технологий изменения свойств и состояния массива горных пород, позволяющих создать благоприятные горно-технические и геомеханические условия для эффективной доработки ранее забалансовых запасов месторождений подземным способом со снижением себестоимости их отработки до 30 %.

4. Разработана систематизация способов преобразования свойств и состояния горного массива на основе избирательного использования эффективных воздействий на массив пород, применение которых совместно с очистными работами обеспечивает перевод ранее забалансовых запасов в балансовые и их эффективную доработку подземным способом при высокой нарушенности горных пород и модуле их трещиноватости более 2 при концентрации напряжений в период очистной выемки превышающих естественное напряженное состояние более чем в 1,4 раза.

5. Установлено, что при величине максимальных главных напряжений в массиве, превышающих предел прочности пород вовлечение в освоение ранее забалансовых запасов, подрабатываемых в процессе освоения балансовых запасов, обеспечивается опережением их очистной выемки на величину $H/tg\varphi$ (где H – вертикальное расстояние между отрабатываемыми участками, м; φ – угол сдвижения горных пород, град.), а также путем проведения комплекса мероприятий по формированию заданной структуры массива, включающих повышение модуля трещиноватости до величины не менее 3 за счет перераспределения концентрации напряжений и опорного давления с целью создания благоприятных условий для перехода на системы разработки с обрушением и самообрушения руды и вмещающих пород. А при переходе на систему разработки с закладкой выработанного пространства длина камеры должно составлять не более 0,4 ее высоты для

сохранения устойчивого состояния камеры и обеспечения плавного оседания подрабатываемого массива без нарушения его сплошности.

6. Разработаны технологические решения по техногенному преобразованию свойств массива горных пород путем изменения его геомеханического состояния и снижения напряжений в 1,4 раза для повышения устойчивости обнажений с целью отработки запасов камерными системами разработки при одновременном формировании изолирующей горной конструкции, которая снижает коэффициент потерь до 8 % и разубоживание до 13 % и позволяют увеличить интенсивность отработки запасов до 2 раз относительно слоевой системы разработки. Мощность изолирующей горной конструкции определяется прочностью закладочного материала и составляет, соответственно, от 5 до 12 м при прочности от 5 до 1 МПа при наклонном обнажении, не превышающем две длины очистной камеры.

7. Научно обосновано, что техногенное преобразование структуры и свойств природного и техногенного массивов при освоении запасов участка месторождения с закладкой выработанного пространства обеспечивается формированием и переводом в связное, устойчивое состояние сыпучих пород путем их упрочнения и последующего уплотнения закладочного материала взрыванием зарядов в зажимающей среде, расположенных параллельно контуру искусственного массива на расстоянии не более 0,8 от величины линии наименьшего сопротивления, а расстояние между отбойными скважинами в веере принимается равной двум величинам.

8. Доказано, что повышение полноты освоения рудной залежи достигается первоначальной отработкой богатых запасов системой разработки с высокими камерами, имеющими форму параллелепипеда с квадратным сечением и размерами в плане от 8 м до 12 м и закладкой выработанного пространства с последующим переходом на применение системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород. При этом

опережение фронта горных работ производится по направлению максимальной компоненты горизонтальных сил на расстояние не менее 3-х длин камер. Благоприятные условия перехода на систему с обрушением руды и вмещающих пород создаются перебуrom взрывных скважин на величину линии наименьшего сопротивления и увеличением удельного расхода взрывчатого вещества на 12 % для наведения трещиноватости с модулем не менее 3.

9. Установлена область применения классов систем разработки по содержанию полезного компонента. Доказано, что применение системы разработки с обрушением и торцевым выпуском руды, по сравнению с системами разработки с закладкой, экономически целесообразно при содержании полезного компонента до 0,9 % по условной меди, при этом технология площадно-торцевого выпуска руды под обрушенными породами позволяет расширить область применения класса систем разработки с обрушением до содержания 1,2 % полезного компонента в руде.

10. Выполнена технико-экономическая оценка эффективности предложенных решений по своевременному целенаправленному изменению напряженно-деформированного состояния, геомеханических, структурных и инженерно-технологических характеристик массива горных пород при доработке запасов месторождений «Сафьяновское», расчетный экономический эффект составил 169,5 млн руб, «Камаганское» – 108,5 млн руб, «Чебачье» – 135,0 млн руб.

Список литературы

1. Авторское свидетельство № 1163002 А1 СССР, МПК E21F 5/00. Способ управления напряженно-деформированным состоянием массива горных пород: № 3682582: заявл. 26.12.1983: опубл. 23.06.1985 / В. Н. Власов, А. Е. Умнов, П. Т. Гайдин [и др.]; заявитель ТАШТАГОЛЬСКОЕ РУДОУПРАВЛЕНИЕ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ОБЪЕДИНЕНИЯ "СИБРУДА", ШТАБ ВОЕНИЗИРОВАННЫХ ГОРНО-СПАСАТЕЛЬНЫХ ЧАСТЕЙ СИБИРИ И ДАЛЬНЕГО ВОСТОКА.
2. Агафонов, А.Н. Стратегическое управление испытательными полигонами промышленности: тенденции, проблемы и пути их решения: монография / Агафонов А.Н., Зильберштейн О.Б. – М: Изд. Перо, 2013. – 168с.
3. Адушкин, В. В. Изменение свойств горных пород и массивов при подземных ядерных взрывах / В. В. Адушкин, А. А. Спивак // Физика горения и взрыва. – 2004. – Т. 40. – № 6. – С. 15-26.
4. Аленичев, В. М. Проблемы геоинформационного обеспечения технологий комплексного освоения месторождений и техногенных образований / В. М. Аленичев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2018. – № 10. – С. 191-199. – DOI 10.25018/0236-1493-2018-10-0-191-199.
5. Аленичев, В. М. Проблемы геоинформационного обеспечения технологий комплексного освоения месторождений и техногенных образований / В. М. Аленичев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2018. – № 10. – С. 191-199. – DOI 10.25018/0236-1493-2018-10-0-191-199.
6. Аленичев, В. М. Проблемы геоинформационного обеспечения технологий комплексного освоения месторождений и техногенных образований / В. М. Аленичев // Горный информационно-аналитический

бюллетень (научно-технический журнал). – 2018. – № 10. – С. 191-199. – DOI 10.25018/0236-1493-2018-10-0-191-199.

7. Аллабердин А.Б. Обоснование параметров этажно-камерной системы разработки с комбинированной закладкой выработанного пространства при восходящем порядке отработки медноколчеданных месторождений // Известия вузов. Горный журнал. 2015. №1. С.10-15.

8. Бавлов, В. Н. О состоянии отечественной минерально-сырьевой базы твердых полезных ископаемых и перспективах ее развития / В. Н. Бавлов // Руды и металлы. – 2006. – № 1. – С. 5-10

9. Бавлов, В. Н. Основные результаты изучения и направления дальнейшего развития минерально-сырьевой базы твердых полезных ископаемых России / В. Н. Бавлов, Б. К. Михайлов // Руды и металлы. – 2009. – № 1. – С. 6-9.

10. Балек, А. Е. Проблема оценки природного напряженно-деформированного состояния горного массива при освоении недр / А. Е. Балек, С. А. Д. Сашурин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2016. – № S21. – С. 9-23.

11. Балек, А. Е. Совершенствование подземной разработки Соколовского месторождения системами с обрушением в условиях обводненных налегающих поропород / А. Е. Балек, А. Д. Сашурин, Т. Ф. Харисов // Проблемы недропользования. – 2019. – № 1(20). – С. 5-13.

12. Балек, А. Е. Управление напряженно-деформированным состоянием скального массива при подземной разработке рудных месторождений системами с обрушением : автореферат дис. ... доктора технических наук : 25.00.20 / Балек А. Е.

13. Балек, А. Е. Управление напряженно-деформированным состоянием скального массива путем регулируемых подвижек консолидированных геоблоков / А. Е. Балек // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2005. – № 6. – С. 164-170.

14. Баум Ф.А., Станюкович К.П., Шехтер Б.И. Физика взрыва. М.: Физматгиз, 1959; Медведев С.В. Сейсмика горных взрывов. М.: Недра, 1964.
15. Башков, В. И. Расчет параметров и конструктивное оформление варианта системы разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды / В. И. Башков, А. И. Копытов // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2015. – № 2(108). – С. 75-78.
16. Беркович, В. М. Влияние класса системы подземной разработки на удароопасность горных работ / В. М. Беркович, В. А. Любавина, А. А. Максимов // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2017. – № 4. – С. 11-18.
17. Большой экономический словарь / под ред. А.Н. Азрилияна. 7-е изд., доп.– М.: Институт новой экономики, 2007. – 1472 с.
18. Бриджмен, П. Анализ размерностей. —Ижевск: РХД, 2001. — С. 45. — 148 с.
19. Бровка, Г. П. Процессы структурообразования в промерзающих осадочных горных породах / Г. П. Бровка, А. А. Мурашко // Природопользование. – 2019. – № 2. – С. 207-215.
20. Вагин, В.С. Модель управления состоянием скального массива / В.С. Вагин, В.И. Голик, О.З. Габараев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2005. – № 4. – С. 240-243.
21. Веселов, А. И. Изменение с глубиной горно-геологических условий разработки железорудных месторождений горной Шории и Хакасии / А. И. Веселов // Рудные месторождения. Минералогия. геохимия. / Национальный исследовательский Томский государственный университет, Кафедра минералогии и геохимии. – Томск : Национальный исследовательский Томский государственный университет, 2003. – С. 35-45.
22. Волков Ю. В., Славиковский О. В., Соколов И. В., Камаев В. Д., Смирнов А. А. Стратегия и геотехнология подземного освоения рудных

месторождений Урала // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2003. № 7. С. 122-123.

23. Волков Ю.В., В.Д. Камаев В.Д. Особенности подземной геотехнологии с восходящим порядком отработки месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2000. №11. С. 90-92.

24. Волков Ю.В., Соколов И.В. Подземная разработка медноколчеданных месторождений Урала. Екатеринбург: Уро РАН, 2006. 232 с.

25. Волков, П. В. Обоснование технологии выемки природно-техногенных запасов на границе карьеров при комбинированной разработке медноколчеданных месторождений : специальность 25.00.22 "Геотехнология (подземная, открытая и строительная)" : диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Волков Павел Владимирович. – Магнитогорск, 2012. – 155 с.

26. Волченко Г. Н., Фрянов В. Н., Лебедев А. В. Повышение промышленной безопасности и эффективности системы разработки этажного принудительного обрушения при отработке крепких руд на глубоких горизонтах // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. 2012. № 1. С. 112-121.

27. Волченко, Г.Н. Исследование влияния предразрушения горных пород на снижение энергоемкости взрывного дробления / Г.Н. Волченко, В.Н. Фрянов, В.М. Серяков // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2011. – №1. – С. 19–31.

28. Воробьев А. Е., Козырев Е. Н. К механизму техногенного рудообразования // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2001. № 9. С. 201-204.

29. Габараев, О З. Управление состоянием напряженно-деформированных рудовмещающих массивов при комбинированной

разработке месторождений / Габараев О З, Агузаров Т А // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2000. – № 8. – С. 171-172.

30. Гавришев С.Е., Корнилов С.Н., Пыталев И.А., Гапонова И.В. Повышение экономической эффективности горнодобывающих предприятий за счет вовлечения в эксплуатацию техногенных георесурсов. Горный журнал. 2017;(12):46–51. DOI: 10.17580/gzh.2017.12.09.

31. Газизуллин, Р. Р. Исследование местных аэродинамических сопротивлений подземной части рудника в реверсивном режиме проветривания / Р. Р. Газизуллин, Д. С. Кормщиков // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2013. – № 8. – С. 157-161.

32. Галкин, А. В. Оптимизация режимов выпуска руды при системах с массовым обрушением : специальность 05.15.02 : диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Галкин Александр Владимирович. – Кривой Рог, 1984. – 192 с.

33. Галченко, Ю. П. К вопросу о модели функциональной структуры природно-технических систем техногенного изменения недр / Ю. П. Галченко, В. А. Еременко // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2019. – № 3. – С. 238-254.

34. Геометризация рудной залежи Камаганского месторождения на разных этапах геологоразведочных работ / А. Н. Смяткин, Е. А. Горбатова, О. С. Колесатова, М. Ф. Тулубаева // Известия Кыргызского государственного технического университета им. И. Раззакова. – 2014. – № 32-2. – С. 236-239.

35. Геомеханическая оценка геотехнологий подземной добычи руд на стадии проектных решений / А. М. Фрейдин, С. А. Неверов, А. А. Неверов, А. И. Конурин // Горный журнал. – 2016. – № 2. – С. 39-45. – DOI 10.17580/gzh.2016.02.08.

36. Геомеханический анализ напряженного состояния массива горных пород при отработке блока на Таштагольском месторождении / А. А.

Еременко, А. Н. Карпунин, О. В. Шипеев [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2008. – № 2. – С. 133-139.

37. Голик В. И., Комащенко В. И., Качурин Н. М. К проблеме подземной разработки рудных месторождений центрального федерального округа // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2016. № 4. С. 127–139.

38. Голик В.И., Комащенко В.И. Отходы обогащения железистых кварцитов как сырье для доизвлечения металлов и использования в качестве закладочных смесей // Горный журнал. 2017. № 3. С. 43-47. DOI 10.17580/GZH.2017.03.08.

39. Голик В.И., Комащенко В.И., Качурин Н.М. К проблеме подземной разработки рудных месторождений Центрального федерального округа / Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2016. Вып. 4. С. 127-139.

40. Голик В.И., Лукьянов В.Г., Хашева З.М. Обоснование возможности и целесообразности использования хвостов обогащения руд для изготовления твердеющих смесей // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. 2015. Т. 326. № 5. С. 6-14.

41. Голик, В.И. Использование зон обрушения для проветривания рудника при подземной разработке месторождений / В.И. Голик, В.И. Комащенко, О.Н. Полухин // Безопасность труда в промышленности. – 2015. – № 5. – С. 55-58.

42. Горбанев, В. Природные ресурсы мировой экономики / В. Горбанев, И. Митрофанова // Мировое и национальное хозяйство. – 2014. – № 2(29). – С. 7

43. ГОРНОЕ ДЕЛО. Терминологический словарь / А.В. Атрушкевич, Т.Н. Бочкарева, В.С. Забурдяев [и др.]. – 5-е издание, переработанное и дополненное. – Москва : Горная книга, 2016. – 635 с. – ISBN 978-5-98672-435-5.

44. Горные науки. Освоение и сохранение недр Земли. / / Под ред. К.Н.Трубцецкого.— М.: Изд. АГН, 1997.— 478 с.

45. Государственный доклад о состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2019 году.

46. Григорьев В.В. Обоснование систем разработки прибортовых запасов медноколчеданных месторождений при проектировании комбинированной геотехнологии: дис. ... канд. техн. наук: 25.00.22, 25.00.21 / Григорьев Владимир Вениаминович. – Магнитогорск, 2010.

47. Григорьев, В.В. Обоснование систем разработки прибортовых запасов медноколчеданных месторождений при проектировании комбинированной геотехнологии: дис. ... канд. техн. наук: 25.00.22, 25.00.21 / Григорьев Владимир Вениаминович. – Магнитогорск, 2010.

48. Гришин, Е. Л. Исследование эффективности проветривания рудника Гайского горно-обогатительного комбината с использованием существующих схем проветривания, вентиляционных установок / Е. Л. Гришин, Л. Л. Новоселицкая // Вестник Пермского национального исследовательского политехнического университета. Геология. Нефтегазовое и горное дело. – 2012. – Т. 11. – № 2. – С. 105-109.

49. Гуман, О.М. О возможности применения метода подземного выщелачивания в условиях горного техногенеза / О.М. Гуман, С.Н. Тагильцев, И.А. Антонова // Сергеевские чтения. Инженерная геология и геоэкология. Фундаментальные проблемы и прикладные задачи: Юбилейная конференция, посвященная 25-летию образования ИГЭ РАН, Москва, 24–25 марта 2016 года / Ответственный редактор В.И. Осипов. – Москва: Российский университет дружбы народов, 2016. – С. 482-486.

50. Днище блока для интенсивного выпуска при отработке неустойчивых руд системами с обрушением / Т. М. Ермеков, Ю. И. Яковлев,

М. А. Исаев [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2000. – № 12. – С. 174-178.

51. Дьяченко, Ю.К. Экономическая оценка природных ресурсов как фактор повышения инвестиционной привлекательности горнодобывающих отраслей: специальность 08.00.00 "Экономика и управление народным хозяйством (управление инновациями и инвестиционной деятельностью)»: автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата экономических наук / Дьяченко Юлия Константиновна. – Владивосток, 2008. – 23 с.

52. Евдокимов, С.И. Технико-экономическое обоснование эффективности совместной переработки руд и россыпей золота / С.И. Евдокимов, Т.Е. Герасименко, И.Г. Троценко // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2020. – Т. 18. – № 4. – С. 12-23. – DOI 10.18503/1995-2732-2020-18-4-12-23.

53. Еременко, А. А. Обоснование конструктивных параметров геотехнологии на удароопасном месторождении в условиях перехода от камеральной системы разработки к подэтажному обрушению / А. А. Еременко, В. И. Башков, В. Н. Филиппов // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2016. – Т. 3. – № 1. – С. 50-55.

54. Еременко, В. А. Технологическая схема перехода от системы разработки с обрушением руды и вмещающих горных пород к системе разработки с твердеющей закладкой / В. А. Еременко, Б. Б. Татарников // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2012. – № 12. – С. 46-50.

55. Еремизин, А. Н. Закономерности изменения фрактальных характеристик трещинной структуры при нагружении горных пород / А. Н. Еремизин // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2012. – № 2. – С. 155-161.

56. Зайцев, Р.В. Условия применения технологии кучного выщелачивания золота в Забайкалье / Р.В. Зайцев, В.И. Барышников // Безопасность труда в промышленности. – 2001. – № 1. – С. 25-27.

57. Закладочные работы в шахтах: справочник / под ред. Д.М. Бронникова, М.Н. Цыгалова. М.: Недра, 1989.

58. Закладочные работы в шахтах: справочник / под ред. Д.М. Бронникова, М.Н. Цыгалова. М.: Недра, 1989. 400 с.

59. Заславский Ю. З. и его др. Инъекционное упрочнение горных без пород: М. – Недра, 1984 г.

60. Земляной, М. А. Обоснование способа управления напряженно-деформированным состоянием горного массива в условиях проведения и крепления штольни / М. А. Земляной, Ю. И. Разоренов, А. В. Денисов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2011. – № 9. – С. 35-40.

61. Зубков, А. В. Управление напряженным состоянием рудного массива при отработке этажно-камерной системой с закладкой крутопадающих мощных рудных тел / А. В. Зубков, О. Ю. Смирнов // Безопасность труда в промышленности. – 2011. – № 1. – С. 43-47.

62. Изменение геологической среды при разработке нефтяных месторождений в сложных горно-геологических условиях / В. В. Середин, М. В. Пушкарева, Л. О. Лейбович [и др.] // Нефтяное хозяйство. – 2014. – № 12. – С. 153-155.

63. Изменение фрактальных характеристик трещинной структуры горных пород в поверхностно-активной среде / О. Г. Латышев, И. С. Осипов, А. Н. Еремизин, К. А. Карасев // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2011. – № 6. – С. 113-117.

64. Изучение напряженного состояния и механизма деформирования массивов горных пород при образовании природно-техногенных карстовых провалов / Ю. А. Мамаев, А. Н. Власов, М. Г. Мнушкин, А. А. Ястребов //

Геоэкология. Инженерная геология, гидрогеология, геокриология. – 2019. – № 1. – С. 46-59. – DOI 10.31857/S0869-78092019146-59.

65. Илимбетов, А.Ф. Обоснование рационального способа управления горным давлением при отработке рассредоточенных рудных тел (на примере Октябрьского медноколчеданного месторождения): дис. ... канд. техн. наук: 25.00.22, 25. / Илимбетов Азамат Фаттахович. – Магнитогорск, 2002.

66. Именитов, В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений, 3 изд., перераб. и доп. / В.Р. Именитов. - М.: Недра, 1984, с. 419-427.

67. Инструкция по расчету устойчивости бортов разрезов при их ликвидации и обеспечению сохранности прилегающих к разрезам территорий: утв. Министерством угольной промышленности СССР 17.01.77. -Л.: ВНИМИ, 1977. -55с.

68. К концепции шахтного подземного выщелачивания металлов / О. З. Габараев, А. О. Габараева, Н. Т. Дедегкаева, Ж. Болотбеков // Горные науки и технологии. – 2020. – Т. 5. – № 4. – С. 349-357. – DOI 10.17073/2500-0632-2020-4-349-357.

69. К обоснованию выбора и определению параметров геотехнологий добычи руд с учетом вида напряженно-деформированного состояния горных пород / А. М. Фрейдин, С. А. Неверов, А. А. Неверов, А. И. Конури // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2017. – Т. 4. – № 3. – С. 180-185.

70. К обоснованию выбора и определению параметров геотехнологий добычи руд с учетом вида напряженно-деформированного состояния горных пород / А. М. Фрейдин, С. А. Неверов, А. А. Неверов, А. И. Конури // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2017. – Т. 4. – № 3. – С. 180-185.

71. Казаков, Б.П. Способ оптимизации параметров работы нескольких главных вентиляторных установок для проектирования энергоэффективных режимов проветривания рудников сложной топологии / Б.П. Казаков, С.В. Мальцев, М.А. Семин // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2017. – № 1. – С. 101-108.

72. Калмыков, В. Н. Обоснование технологии выемки целиков, оставленных на границе карьера, при комбинированной разработке месторождений / В. Н. Калмыков, П. В. Волков, А. М. Мажитов // II международная научно-техническая конференция "Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений" : сборник докладов, Екатеринбург, 03–04 апреля 2013 года / Валиев Н.Г., (отв. ред.), Шорина Э.В., (ред.), Кокарев К.В. (ред). – Екатеринбург: Уральский государственный горный университет, 2013. – С. 48-50.

73. Калмыков, В.Н. Обоснование границ участка выемки руд с обрушением налегающих пород в условиях строящегося рудника ОАО «Верхнеуральская руда» / В.Н. Калмыков, Э.Ю. Мещеряков, А.Н. Угрюмов, Л.Ф. Хакимуллина // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2012. - №1.

74. Каплунов Д.Р., Калмыков В.Н., Рыльникова М.В. Комбинированная геотехнология. М., Руды и металлы, 2003.

75. Каплунов, Д. Р. К оценке интенсивности эксплуатации рудных месторождений / Д.Р. Каплунов, В.А. Юков // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2013. – № 1. – С. 48-52.

76. Каплунов, Д. Р. Развитие научно-методических основ устойчивости функционирования горнотехнических систем в условиях внедрения нового технологического уклада / Д. Р. Каплунов, М. В. Рыльникова // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2020. – № 4. – С. 24-39.

77. Каплунов, Д.Р. Комбинированная геотехнология: учебное пособие / Д.Р. Каплунов, М.В. Рыльникова // Москва: Горная книга, 2011. – 241 с.

78. Кнатько, М.В. Новые технологии строительства на основе управления свойствами горных пород / М.В. Кнатько, С.Ю. Жабриков, Д.М. Кнатько // Грунтоведение. – 2018. – № 1(10). – С. 43-49.

79. Козырев, А. А. Об управлении напряженно-деформированным состоянием массива горных пород при проходке горных выработок в удароопасных условиях / А. А. Козырев, С. Н. Савченко // Вестник МГТУ. Труды Мурманского государственного технического университета. – 2014. – Т. 17. – № 2. – С. 221-224.

80. Комащенко В. И., Анциферов С. В., Саммаль А. С. Влияние структурных особенностей и физико-механических свойств массивов на качество взрывной подготовки руды и эффективность защиты окружающей среды // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2016. № 3. С. 190–203.

81. Коновалов А.П. Аршавский В.В., Хуцишвили В.И., Сорокина Л.Н., Анфиногеев С.В. Закладочные работы на подземных рудниках и перспективы их совершенствования // Горный журнал. 2001. № 7. С. 3–7.

82. Коробушкин, И. М., Глотов, Н. А. М., Василькова Н. А. Характер окисления золотосульфидных месторождений и методы обработки окисленных руд // Известия ТПУ. 1970.

83. Красновский, А. А. Особенности напряженно-деформированного состояния крепи горных выработок при заполнении вывалов пород фенольными смолами / А. А. Красновский // Интерэкспо Гео-Сибирь. – 2021. – Т. 2. – № 3. – С. 266-273. – DOI 10.33764/2618-981X-2021-2-3-266-273.

84. Кривцов, А.И. Термины и понятия отечественного недропользования: словарь-справочник / А.И. Кривцов, Б.И. Беневольский, В.М. Минаков, И.И. Морозов. – М.: ЗАО «Геоинформмарк», 2000. – 344 с.

85. Кузнецов, А. С. О проблеме управления напряженно-деформированным состоянием массива горных пород / А. С. Кузнецов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2002. – № 11. – С. 19-22.

86. Кузькин, В. И. Влияние техногенных процессов на инженерно-геологические и геоэкологические условия эксплуатации месторождений / В. И. Кузькин // Разведка и охрана недр. – 2016. – № 1. – С. 71-72.

87. Кузьмин, Е. В. Принципы исследования систем разработки месторождений с самообрушением руды методом физического моделирования / Е. В. Кузьмин, А. В. Баранов // Горный журнал. – 2009. – № 12. – С. 21-23.

88. Кузьмин, Е. В. Рейтинговые классификации массивов горных пород и их практическое применение / Е. В. Кузьмин, А. Р. Узбекова // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2005. – № 5. – С. 181-185.

89. Кузьмин, Е. В. Сгущение отходов переработки урановых руд с получением пасты для подземного размещения / Е. В. Кузьмин, В. С. Святецкий, В. В. Марковец // Горный журнал. – 2018. – № 7. – С. 73-77. – DOI 10.17580/gzh.2018.07.14.

90. Кузьмин, Е. В. Современные тенденции в развитии технологии подземной разработки рудных месторождений / Е. В. Кузьмин, А. В. Стародумов, В. С. Святецкий // Вестник РАЕН. – 2015. – Т. 15. – № 4. – С. 47-49.

91. Кузьмин, Е. В. Тенденции развития технологии подземной разработки рудных месторождений / Е. В. Кузьмин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2005. – № 4. – С. 115-121.

92. Кузьмин, Е. В. Технология захоронения радиоактивных отходов в пространстве подземных рудников / Е. В. Кузьмин, А. В. Калакуцкий, А. А.

Морозов // Радиоактивные отходы. – 2021. – № 2(15). – С. 49-62. – DOI 10.25283/2587-9707-2021-2-49-62.

93. Кузьмин, Е. В. Управляемое самообрушение руды при подземной добыче / Е. В. Кузьмин, А. В. Баранов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2009. – № 6. – С. 9-15.

94. Кузьмин, М. Б. Перспективы совершенствования системы разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды / М. Б. Кузьмин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2003. – № 4. – С. 177-181.

95. Курилко, А. С. Имитационная модель процесса преобразования сферических пор при циклическом криогенном воздействии на горные породы / А. С. Курилко, В. И. Попов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2010. – № 9. – С. 301-305.

96. Курленя, М. В. Взгляд на природу напряженно-деформированного состояния недр земли и техногенные динамические явления / М. В. Курленя, В. Е. Миренков, С. В. Сердюков // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2008. – № 8. – С. 5-20.

97. Кушнеров, П.И. Безопасность взрывных работ при электровзрывании на угольных и сланцевых шахтах / П.И. Кушнеров. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2005. – 611 с.

98. Ливанова, Е. Ю. Инвестиционная привлекательность пользования недрами на территории Российской Федерации в контексте мирового рынка / Е. Ю. Ливанова // Власть. – 2014. – № 4. – С. 36-40.

99. Лизункин, М. В. Обоснование геотехнологии подземной разработки маломощных пологих и наклонных жил со сложной морфологией (на примере Бом-Горхонского вольфрамowego месторождения) : специальность 25.00.22 "Геотехнология (подземная, открытая и

строительная)" : диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Лизункин Михаил Владимирович. – Чита, 2011. – 209 с.

100. Лис, С. Н. Самоорганизация горного массива при техногенных воздействиях на него / С. Н. Лис, Ж. П. Вареха // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2016. – № 7. – С. 237-250.

101. Лискова, М. Ю. Технологии проветривания рудников и шахт / М. Ю. Лискова // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2015. – № 2. – С. 14-20.

102. Лисов, В. И. Некоторые аспекты развития минерально-сырьевого комплекса России в условиях модернизации экономики / В. И. Лисов; В. И. Лисов; Российский гос. геологоразведочный ун-т им. Серго Орджоникидзе. – Москва: ЦентрЛитНефтеГаз, 2011. – 467 с. – ISBN 978-5-902665-63-2.

103. Лифарь-Лаптев, А.А. Обоснование возможности увеличения производственной мощности Кировского рудника в соответствии с горногеологическими, горно-геологическими и горнотехническими условиями отработки месторождения / А.А. Лифарь-Лаптев, М.О. Сыренов, А.М. Яковлев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2020. – № S16. – С. 3-15. – DOI 10.25018/0236-1493-2020-5-16-3-15.

104. Мажитов А.М., Корнеев С.А., Корнилов С.Н. Влияние высоты камеры на устойчивость массива при отработке прикарьерных запасов Камаганского месторождения // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2015. № S4-2. С. 198-204; Мажитов А.М. Оценка влияния подземных горных работ на напряженнодеформированное состояние прикарьерного массива месторождения Камаганское // Актуальные проблемы горного дела. 2016. № 1. С. 29-35.

105. Мажитов А.М., Корнеев С.А., Пыталев И.А., Кравчук Т.С. Обоснование устойчиво-безопасных параметров откосов бортов карьера «Камаган» при подземной доработке месторождений // Горный журнал. 2018. № 2. С. 27-30; Мажитов А.М. Оценка влияния подземных горных работ на напряженно-деформированное состояние прикарьерного массива месторождения Камаганское // Актуальные проблемы горного дела. 2016. № 1. С. 29-35.

106. Мажитов, А. М. Обоснование параметров технологии отработки пологих медноколчеданных месторождений с обрушением руды и вмещающих пород : специальность 25.00.22 "Геотехнология (подземная, открытая и строительная)" : диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Мажитов Артур Маратович. – Магнитогорск, 2013. – 140 с.

107. Мажитов, А. М. Определение параметров и показателей адаптивного варианта системы разработки с площадно-торцевым выпуском для условий отработки пологих залежей / А. М. Мажитов, Э. Ю. Мещеряков // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2013. – № 2(42). – С. 5-8.

108. Мажитов, А.М. Оценка влияния подземных горных работ на напряженно-деформированное состояние прикарьерного массива месторождения Камаганское / Актуальные проблемы горного дела. 2016. № 1. С. 29-35.

109. Мальцева, И. А. Особенности управления геомеханическим состоянием массива горных пород при отработке кимберлитовых трубок Якутии / И. А. Мальцева // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2003. – № 12. – С. 18-20.

110. Матвеев, А. А. Исследование параметров трещинной структуры горных пород и породных массивов / А. А. Матвеев // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2012. – № 2. – С. 64-67.

111. Матвеев, И.Ф. Управление удароопасностью горного массива изменением параметров взрывной отбойки при разработке железорудных месторождений Сибири: дис. ... д-ра техн. наук / И.Ф. Матвеев. – Новокузнецк: СибГИУ, 2004. – 324 с.

112. Матусевич, В. М. Техногенное поле и его взаимодействие с физическими полями земли / В. М. Матусевич, Л. А. Ковяткина // Фундаментальные исследования. – 2013. – № 6-2. – С. 402-406.

113. Медведев, В. В. Обоснование эффективной технологии формирования породо-камерных бетонной закладки при камерных системах разработки: автореф. дис. ... канд. техн. участка наук: 25.00.22 / Медведев Валерий Васильевич. – Чита, 2009. – 20 с.

114. Методические рекомендациями по планированию, формированию и учету затрат на производство и реализацию продукции (работ, услуг) предприятий металлургического комплекса", утвержденными, утвержденные Департаментом промышленности Министерства промышленности и энергетики Российской Федерации 08.10.2004 г.

115. Мещеряков, Э. Ю. Геомеханическое обоснование области применения систем разработки с обрушением руд и пород при освоении месторождения "Чебачье" / Э. Ю. Мещеряков, А. Н. Угрюмов // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2009. – № 3(27). – С. 8-11.

116. Мещеряков, Э. Ю. Геомеханическое обоснование области применения систем разработки с обрушением руд и пород при освоении месторождения "Чебачье" / Э. Ю. Мещеряков, А. Н. Угрюмов // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2009. – № 3(27). – С. 8-11.

117. Мещеряков, Э.Ю. Совершенствование системы разработки с обрушением в условиях пологопадающих рудных залежей / Э.Ю. Мещеряков, А.М. Мажитов, Р.Р. Лутфулин // Комплексное освоение

месторождений полезных ископаемых: Сб. научных трудов. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2012. – С. 91- 94.

118. Минерально-сырьевая база: состояние и перспективы развития / А. В. Чадченко, П. И. Пирожок, М. П. Орлов, А. М. Кулбаков // Недропользование XXI век. – 2009. – № 3. – С. 9-14.

119. Минеральные ресурсы Учалинского ГОКа / И.В. Серавкин, П.И. Пирожок, Н.И. Знаменский и др. - Уфа, 1994.

120. Мосинец, В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М.: Недра. 1976. 271 с.

121. Мосинец, В.Н. Исследование особенностей сейсмического действия взрывов на карьере со сложными горно-геологическими условиями / В.Н. Мосинец, Э.А. Григорьянц, А.И. Тетерин // Физ.-техн. Проблемы разработки полезных ископаемых. 1977. № 3. С. 33-43.

122. Моссаковский, Я.В. Экономика горной промышленности: Учебник для вузов / Я.В. Моссаковский. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2006. – 525 с.: ил. ISBN 5-7418-0417-9.

123. Моссаковский, Я.В. Экономика горной промышленности: Учебник для вузов / Я.В. Моссаковский. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2006. – 525 с.: ил. ISBN 5-7418-0417-9.

124. Мурашко, А. А. Преобразование структуры горных пород при промерзании / А. А. Мурашко, Г. П. Бровка // Перспективы развития инженерных изысканий в строительстве в Российской Федерации : Материалы Пятнадцатой Общероссийской научно-практической конференции изыскательских организаций, Москва, 26–29 ноября 2019 года. – Москва: Геомаркетинг, 2019. – С. 325-331.

125. Набатов, В. В. Управление напряженно-деформированным состоянием массива горных пород / В. В. Набатов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2005. – № 6. – С. 215-216.

126. Научные аспекты выбора геотехнологической стратегии освоения переходных зон при комбинированной разработке рудных месторождений / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин, И. В. Никитин // Проблемы недропользования. – 2020. – № 1(24). – С. 11-17. – DOI 10.25635/2313-1586.2020.01.011.

127. Неверов, С. А. Безопасность очистных работ при поэтажной выемке с обрушением в тектонически напряженных массивах / С. А. Неверов, А. И. Конурин, Ю. Н. Шапошник // Интерэкспо Гео-Сибирь. – 2021. – Т. 2. – № 3. – С. 311-321. – DOI 10.33764/2618-981X-2021-2-3-311-321.

128. Неверов, С. А. Типизация рудных месторождений с ростом глубины по виду напряженного состояния Ч. II. тектонотипы рудных месторождений и модели геосреды / С. А. Неверов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2012. – № 3. – С. 25-34.

129. Неугомонов С.С., Волков П.В., Жирнов А.А. Крепление слабоустойчивых пород усиленной комбинированной крепью на основе фрикционных анкеров типа СЗА // Горный журнал. 2018. № 2. С. 31-34.

130. Нефедов, М.А. Определение эффективности дробления массива горных пород по данным анализа сейсмозрывных волн в зоне разрушения / М.А. Нефедов, В.П. Макарьев, Ю.И. Виноградов // Управление сейсмическим воздействием массовых взрывов в различных горно-геологических условиях. Киев: Наукова думка. 1976. С. 37-38.

131. Низаметдинов, Н. Ф. Особенности напряженного состояния массива горных пород / Н. Ф. Низаметдинов, В. Н. Долгонос, О. В. Старостина // Труды университета. – 2009. – № 3(36). – С. 42-44.

132. Николаева, А. В. Совершенствование технологии добычи руды системами с массовым обрушением : специальность 05.15.02 : диссертация

на соискание ученой степени кандидата технических наук / Николаева Антонина Васильевна. – Москва, 2000. – 145 с.

133. Нормы технологического проектирования горнодобывающих горнодобывающих предприятий черной металлургии с подземным способом разработки. - Л.: Гипроруда, 1970. – 262 с.

134. О влиянии карьерной выемки на состояние массива горных пород / Ю. К. Дюдин, Ю. А. Боровков, Д. Н. Ребриков, С. В. Фурман // Маркшейдерский вестник. – 2002. – № 2. – С. 26-28.

135. Обоснование геотехнологий выемки рудных месторождений на основе развития модельных представлений об изменении параметров природного поля напряжений / А. А. Неверов, С. А. Неверов, А. П. Тапсиев [и др.] // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2019. – № 4. – С. 74-89. – DOI 10.15372/FTPRI20190409.

136. Обоснование границ участка выемки руд с обрушением налегающих пород в условиях строящегося рудника ОАО "Верхнеуральская руда" / В. Н. Калмыков, Э. Ю. Мещеряков, А. Н. Угрюмов, Л. Ф. Хакимуллина // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2012. – № 1. – С. 55-59.

137. Обоснование конструкции и параметров комбинированной системы разработки пологой залежи бедных комплексных руд / И. В. Соколов, Ю. Г. Антипин, И. В. Никитин, Р. В. Криницын // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2021. – № 5-1. – С. 88-104. – DOI 10.25018/0236_1493_2021_51_0_88.

138. Обоснование параметров камерно-столбовой выемки с регулярным извлечением целиков и обрушением пород кровли в условиях больших глубин / А. А. Неверов, Д. П. Семенов, С. А. Неверов [и др.] // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2018. – № 1(125). – С. 5-14. – DOI 10.26730/1999-4125-2018-1-5-13.

139. Обоснование параметров подземной геотехнологии освоения рассредоточенных рудных тел ярусного залегания / А.М. Мажитов, С.А. Корнеев, Д.В. Доможиров, П. В.Волков // Известия Уральского государственного горного университета. – 2019. – № 1(53). – С. 121-127. – DOI 10.21440/2307-2091-2019-1-121-127.

140. Обоснование параметров сталеполимерной анкерной крепи при проведении опытно-промышленных испытаний в условиях Сафьяновского подземного рудника / В.Н. Калмыков, П.В. Волков, В.В. Латкин //Актуальные проблемы горного дела. 2016. №2. С. 27- 35.

141. Обоснование параметров технологии отработки пологих медноколчеданных месторождений с обрушением руды и вмещающих пород: дис. ... канд. техн. наук: 25.00.22, 25.00.21 / Мажитов Артур Маратович Магнитогорск, 2013.

142 Обоснование систем разработки при выемке крутопадающих рудных залежей средней и малой мощности на больших глубинах / А. А. Неверов, Ю. Н. Шапошник, А. М. Фрейдин, С. А. Неверов // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2016. – Т. 3. – № 1. – С. 312-319.

143. Обоснование технологии отработки маломощных сближенных рудных тел Камаганского месторождения / А. М. Мажитов, С. А. Корнеев, Б. Н. Клебан, Д. Р. Нуриев // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования. – 2016. – Т. 1. – С. 20-23.

144. Обоснование устойчиво-безопасных параметров откосов бортов карьера "Камаган" при подземной доработке месторождения / А. М. Мажитов, С. А. Корнеев, И. А. Пыталев, Т. С. Кравчук // Горный журнал. – 2018. – № 2. – С. 27-30. – DOI 10.17580/gzh.2018.02.03.

145. Овсейчук, В. А. Горно-геологические и физико-химические показатели, определяющие успешность применения блочного подземного и кучного выщелачивания / В. А. Овсейчук, А. М. Зозуля // Вестник

Забайкальского государственного университета. – 2021. – Т. 27. – № 3. – С. 34-41. – DOI 10.21209/2227-9245-2021-27-3-34-41.

146. Оперативный подсчет запасов медноколчеданных руд I залежи Камаганского месторождения (по состоянию на 01.01.2013). / Отв. Исп. Н.И. Татарко. // ООО «Башкиргеология», Уфа. – 2012 г.

147. Определение параметров геомеханического состояния породного массива на контурах выемочных камер / Е. В. Кузьмин, В. С. Святецкий, А. В. Стародумов [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – № 12. – С. 177-186.

148. Определение физико-механических свойств руд и пород Учалинского подземного рудника / Отчет по НИР. М.: ИПКОН РАН, 1993.

149. Опыт выщелачивания металлов в подземных блоках рудных месторождений Северного Кавказа / В. И. Голик, Ю. И. Разоренов, Ю. В. Дмитрак, О. З. Габараев // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2020. – Т. 18. – № 3. – С. 13-24. – DOI 10.18503/1995-2732-2020-18-3-13-24.

150. Опыт выщелачивания металлов в подземных блоках рудных месторождений Северного Кавказа / В. И. Голик, Ю. И. Разоренов, Ю. В. Дмитрак, О. З. Габараев // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2020. – Т. 18. – № 3. – С. 13-24. – DOI 10.18503/1995-2732-2020-18-3-13-24.

151. Опыт разработки инновационных подземных геотехнологий освоения рудных месторождений / И. В. Соколов, Ю. Г. Антипин, Н. В. Гобов, И. В. Никитин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2020. – № 3-1. – С. 338-350. – DOI 10.25018/0236-1493-2020-31-0-338-350.

152. Орлов, В. П. Проблемы оценки воспроизводства минерально-сырьевой базы / В. П. Орлов // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. – 2010. – № 3. – С. 2-5

153. Орлов, В. П. Проблемы оценки воспроизводства минерально-сырьевой базы / В. П. Орлов // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. – 2010. – № 3. – С. 2-5.

154. Оценка влияния накопившихся пустот на безопасность доработки Артемьевского месторождения / Ю. Н. Шапошник, А. А. Неверов, С. А. Неверов, А. М. Никольский // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2017. – № 3. – С. 108-118.

155. Оценка устойчивости бортов карьера "Камаган" при подземной доработке месторождения / А. М. Мажитов, С. А. Корнеев, И. А. Пыталев, Т. С. Кравчук // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2015. – № S4-2. – С. 205-215, Мажитов, А. М. Оценка влияния подземных горных работ на напряженно-деформированное состояние прикарьерного массива месторождения Камаганское / А. М. Мажитов // Актуальные проблемы горного дела. – 2016. – № 1. – С. 29-35.

156. Павлов, А. М. Влияние геологической среды на качество добываемой руды Коневинского месторождения / А. М. Павлов, Д. С. Васильев // Известия Сибирского отделения РАН. Геология, поиски и разведка рудных месторождений. – 2016. – № 4(57). – С. 83-90. – DOI 10.21285/0130-108X-2016-57-4-83-90.

157. Панжин, А. А. Исследование возможности применения систем подземной разработки с обрушением месторождения хромитовых руд / А. А. Панжин // Горный журнал. – 2011. – № 11. – С. 45-48.

158. Пат. 2208162 РФ, МПК7 E21C41/22, C1. Способ разработки рудных месторождений подэтажным обрушением.

159. Патент № 2439324 С2 Российская Федерация, МПК E21C 41/22. Способ разработки рудных месторождений с самообрушением и выпуском обрушенной руды : № 2010113264/03 : заявл. 07.04.2010 : опубл. 10.01.2012 / Е. В. Кузьмин, А. В. Баранов ; заявитель Государственное образовательное

учреждение высшего профессионального образования Московский государственный горный университет (МГГУ).

160. Патент № 2670113 С1 Российская Федерация, МПК E21B 43/26, E21B 43/28, E21C 37/06. Способ ориентированного разрыва горных пород : № 2018100937 : заявл. 10.01.2018 : опубл. 18.10.2018 / Н. Г. Кю, С. А. Неверов ; заявитель Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук.

161. Патент № 2757883 С1 Российская Федерация, МПК E21C 41/22. Способ подземной разработки крутопадающих мощных рудных тел : № 2021110457 : заявл. 14.04.2021 : опубл. 22.10.2021 / И. В. Соколов, Ю. Г. Антипин, И. В. Никитин, Ю. М. Соломеин ; заявитель Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук.

162. Патент SU 1550140 А1 - «Способ отвалообразования», З.М. Кашапов, В.А. Шадронов, Р.М. Габитов и др. 1976 г.

163. Патент SU 1550140 А1 - «Способ отвалообразования», З.М. Кашапов, В.А. Шадронов, Р.М. Габитов и др. 1976 г.

164. Перспективные технологии подземной разработки жильных месторождений золота / И. В. Соколов, Ю. Г. Антипин, А. А. Смирнов, И. В. Никитин // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2020. – № 4. – С. 280-292. – DOI 10.25635/15691-8899-9925-e.

165. Перспективный метод прогнозирования и поиска сформировавшихся норильских месторождений с целью управления качеством добытых руд / Н. А. Туртыгина, Л. К. Мирошникова, Н. А. Волков, И. О. Карпенко // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2016. – № 2. – С. 313-319.

166. Пирогов, Г. Г. Подземные горнотехнические системы: техногенные воздействия на природную среду / Г. Г. Пирогов // Вестник

Забайкальского государственного университета. – 2019. – Т. 25. – № 4. – С. 13-20. – DOI 10.21209/2227-9245-2019-25-4-13-20.

167. Подэтажное обрушение под защитой рудо-породной подушки при переходе от открытых работ к подземной выемке / А. И. Конурин, С. А. Щукин, С. А. Неверов, А. А. Неверов // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2018. – Т. 5. – № 2. – С. 67-74.

168. Пономарева, Е. Н. Особенности применений подземных вентиляторов главного проветривания на примере рудника четвертого рудоуправления ОАО "Беларуськалий" / Е. Н. Пономарева // Проблемы разработки месторождений углеводородных и рудных полезных ископаемых. – 2018. – № 1. – С. 364-367.

169. Практика совершенствования системы разработки горизонтальными слоями с гидрозакладкой при отработке крутопадающего жильного месторождения / Н. Г. Валиев, В. Х. Беркович, В. Д. Пропп, Е. В. Боровиков // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2020. – № 1. – С. 171-182. – DOI 10.46689/2218-5194-2020-1-1-171-182.

170. Проект на отработку камеры К № 2 на северо-восточном фланге участка «Новый Сибай» в подэтаже 469 - 449 м. - Сибай, СФ ОАО «Учалинский ГОК», 2009.

171. Проект производства работ по ликвидации последствий деформаций участка западного борта Сибайского карьера в интервале отметок (+80)- (+14) м с целью открытия движения по главной автомобильной дороге в отметках (+30) – (+14 м). - Сибай. БМСК, 2002.

172. Проектное финансирование совокупного использования природных и техногенных ресурсов / М.В. Рыльникова, К.И. Струков, И.А. Пыталев, И.А. Трушина. – Москва: Институт проблем комплексного освоения недр РАН, 2018. – 116 с. – ISBN 978-5-9908531-9-5.

173. Проектные решения по доработке рудного тела №12 Камаганского месторождения подземным способом / С. А. Корнеев, А. М.

Мажитов, В. С. Корнеева, М. В. Губин // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования. – 2012. – Т. 1. – № 70. – С. 64-66.

174. Проектные решения по доработке рудных тел № 3, 5 Камаганского месторождения подземным способом / С. А. Корнеев, А. М. Мажитов, В. С. Корнеева, Б. Н. Клебан // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования. – 2013. – Т. 1. – № 71. – С. 35-38.

175. Разработка технологии механизированного крепления горных выработок методом «мокрого» набрызгбетонирования на подземных рудниках ОАО «Учалинский ГОК» / В.Н. Калмыков, З.Р. Гибадуллин, А.А. Зубков, С.С. Неугомонов, П.В. Волков, Е.И. Пушкарев // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2013. № 54. С. 64-70.

176. Раимжанов, Б. Р. Исследование напряженно-деформированного состояния массива горных пород месторождения Чармитан, влияющие на выбор технологии отработки запасов нижних горизонтов / Б. Р. Раимжанов, А. Т. Мухитдинов, А. Р. Хасанов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2016. – № 5. – С. 282-292.

177. Расчет процессов подготовительно-нарезных и очистных работ на подземных рудниках: методические указания по выполнению курсового проекта для студентов специальности 09.02. Магнитогорск: МГМИ, 1993 – 57 с.

178. Рейтинговая оценка массива горных пород Ведугинского месторождения / Ю. Н. Шапошник, С. А. Неверов, А. А. Неверов, А. И. Конури // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2020. – Т. 7. – № 1. – С. 202-208. – DOI 10.15372/FPVGN2020070131.

179. Романов, С. М. Комплексный подход к развитию минерально-сырьевой базы региона / С. М. Романов, Г. Ф. Алексеев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2011. – № S1. – С. 270-278.

180. Рукавишников, Г. Д. Геомеханическое обоснование возведения искусственной кровли композитной структуры при выемке рудных залежей

слоевой нисходящей системой разработки с закладкой / Г. Д. Рукавишников, С. А. Неверов, А. А. Неверов // *Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук.* – 2017. – Т. 4. – № 3. – С. 143-148.

181. Рундквист, Д. В. О развитии минерально-сырьевой базы страны / Д. В. Рундквист // *Маркшейдерский вестник.* – 2002. – № 1. – С. 58-64.

182. Рыльникова М.В., Корнеев С.А., Мажитов А.М., Корнеева В.С. Выбор технологических схем отработки обособленных пологозалегающих рудных тел Октябрьского месторождения / *Маркшейдерский вестник.* 2014. № 2 (100). С.15-19.

183. Рыльникова М.В., Корнеев С.А., Мажитов А.М., Корнеева В.С. Обоснование способов освоения и систем разработки маломощных рудных тел Камаганского медноколчеданского месторождения / *Горный журнал.* 2014. № 5. С. 86-90.

184. Рыльникова, М.В. Методы проектного финансирования инвестиционных технологий в сфере недропользования / М.В. Рыльникова, И.А. Пыталев, К.И. Струков, И.А. Трушина // *Горный журнал.* – 2018. – № 2. – С. 5-8.

185. Сашурин, А. Д. Обеспечение устойчивости бортов карьеров в целях защиты потенциально опасных участков транспортных берм / А. Д. Сашурин, А. А. Панжин, В. В. Мельник // *Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова.* – 2016. – Т. 14. – № 3. – С. 5-12. – DOI 10.18503/1995-2732-2016-14-3-5-12.

186. Сашурин, А. Д. Формирование напряженно-деформированного состояния иерархически блочного массива горных пород / А. Д. Сашурин // *Проблемы недропользования.* – 2015. – № 1(4). – С. 38-44.

187. Святецкий, В.С. О возможности и условиях применения блочного подземного выщелачивания урановых руд Стрельцовского месторождения / В.С. Святецкий, В.Г. Литвиненко, А.А. Морозов // *Горный журнал.* – 2012. – № 9. – С. 78-81.

188. Седов, Л. И. Методы установки подобия и размерности в механике. — М.: Наука, 1981. — С. 31. — 448 с.

189. Сентябов, С. В. Выбор методов управления горным давлением в горных конструкциях камерной системы разработки / С. В. Сентябов // Проблемы недропользования. – 2021. – № 1(28). – С. 73-80. – DOI 10.25635/2313-1586.2021.01.073.

190. Слацилин, И.Т. Методические указания по написанию дипломного проекта для студентов специальности 130404 / И.Т. Слацилин, Э.Ю. Мещеряков, О.В. Петрова. – Магнитогорск, 2008.

191. Слацилин, И.Т. Управление качеством продукции горного предприятия. Конспект лекций. Магнитогорск МГТУ, 2002. – 43 с.

192. Смирнов, А. А. Обоснование типов и методов адаптации горно-технологической системы горного предприятия к изменяющимся условиям подземной разработки / А. А. Смирнов, И. В. Никитин // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2019. – № 6. – С. 14-20.

193. Снижение ресурсоемкости закладочных работ при освоении крутопадающего рудного тела / А.А. Вьюгов, А.М. Мажитов, Д.А. Асанов // VI Международная научнотехническая конференция «Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений», г. Екатеринбург, 18-19 апреля 2017 г. (Уральская горнопромышленная декада, г. Екатеринбург, 17-26 апреля 2017 г.): сборник докладов / Оргкомитет: Н. Г. Валиев (отв. за выпуск) и др.; Урал. гос. горный ун-т. Екатеринбург: Издво УГГУ, 2017. С. 65-70.

194. Совершенствование параметров выпуска руд при поэтажном обрушении с торцовым выпуском / В. И. Голик, А. А. Белодедов, А. В. Логачев, Д. Н. Шурыгин // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2018. – № 1. – С. 150-159.

195. Совершенствование подземной геотехнологии отработки трубки «Интернациональная» системами разработки с закладкой выработанного

пространства и комбайновой отбойкой руды / И. И. Айнбиндер, П. Г. Пацкевич, Ю. И. Родионов, С. А. Кисиличин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2010. – № 9. – С. 203-211.

196. Соколов, И. В. Геотехнологическая стратегия освоения переходных зон рудных месторождений подземным способом / И. В. Соколов, Ю. Г. Антипин // Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений : сборник докладов, Екатеринбург, 04–05 апреля 2019 года. – Екатеринбург: Уральский государственный горный университет, 2019. – С. 7-15.

197. Соколов, И. В. Исследование эколого ориентированной подземной геотехнологии добычи и переработки железных руд на основе экономико-математического моделирования / И. В. Соколов, Н. В. Гобов, Ю. М. Соломеин // Известия Уральского государственного горного университета. – 2019. – № 3(55). – С. 162-170. – DOI 10.21440/2307-2091-2019-3-162-170.

198. Соколов, И. В. Методика экономической оценки долгосрочных стратегических решений при комбинированной разработке рудных месторождений / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, И. В. Никитин // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2021. – № 3. – С. 314-325. – DOI 10.46689/2218-5194-2021-3-1-308-319.

199. Соколов, И. В. Методология выбора подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений / И. В. Соколов, Ю. Г. Антипин, И. В. Никитин. – Екатеринбург : Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина, 2021. – 340 с. – ISBN 978-5-7996-3135-2. – DOI 10.25635/b6795-6297-2078-t.

200. Соколов, И. В. Модернизация системы разработки маломощного месторождения богатых медноколчеданных руд / И. В. Соколов, Ю. Г. Антипин, А. А. Рожков // Устойчивое развитие горных территорий. – 2020. – Т. 12. – № 3(45). – С. 444-453. – DOI 10.21177/1998-4502-2020-12-3-444-453.

201. Соколов, И. В. Совершенствование технологии подземной разработки золоторудных месторождений / И. В. Соколов, Ю. Г. Антипин, К. В. Барановский // Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений : сборник докладов, Екатеринбург, 04–05 апреля 2019 года. – Екатеринбург: Уральский государственный горный университет, 2019. – С. 27-31.

202. Состояние, проблемы и пути развития минерально-сырьевой базы благородных металлов / Б. И. Беневольский, С. С. Вартамян, А. Г. Волчков [и др.] // Руды и металлы. – 2009. – № 1. – С. 14-18.

203. Состояние, проблемы и пути развития минерально-сырьевой базы благородных металлов / Б. И. Беневольский, С. С. Вартамян, А. Г. Волчков [и др.] // Руды и металлы. – 2009. – № 1. – С. 14-18.

204. Состояние, проблемы и пути развития минерально-сырьевой базы цветных металлов / И. Ф. Мигачев, Б. И. Беневольский, А. И. Кривцов, В. И. Кочнев-Первухов // Руды и металлы. – 2009. – № 1. – С. 18-21.

205. Спивак, А.А. Перспективы и возможности применения подземных ядерных взрывов в геотехнологии / А.А. Спивак, Н.В. Перов, И.Л. Машковцев, С.Н. Деб // Вестник РУДН. сер. Инженерные исследования. 2004. № 2(9). С. 113-124.

206. Струков, К.И. Концепция развития горного предприятия на завершающей стадии освоения золоторудного месторождения / К.И. Струков, М.В. Рыльникова, И.Л. Никифорова // Горная промышленность. – 2018. – № 2(138). – С. 46-48. – DOI 10.30686/1609-9192-2018-2-138-46-48.

207. Сулейманов М. Г. и др. Обоснование установки целесообразности применения инъекционной технологии. Свердловск, 1982 г. Межвузовский сборник, вып. 11.

208. Технико-экономическая оценка отработки I залежи Камаганского месторождения подземным способом / ООО «УралГеоПроект», Магнитогорск – 2015.

209. Технология отработки подкарьерных запасов полезных ископаемых в сложных горно-геологических условиях / А. А. Коваленко, М. В. Тишков, С. А. Неверов [и др.] // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2016. – Т. 3. – № 1. – С. 305-311.

210. Тонких, А.И. Техничко-экономические расчеты при подземной разработке рудных месторождений: учеб. Пособие / А.И. Тонких, В.Н. Макишин, И.Г. Ивановский. - Владивосток: Изд-во ДВГТУ. 2007. - 137с.

211. Трехмерная геомеханическая параметризация месторождения как основа выбора технологии горных работ / А. И. Конурин, С. А. Неверов, А. А. Неверов, М. И. Конурина // Науки о Земле. Современное состояние : Материалы пятой Всероссийской молодежной научно-практической школы-конференции, Геологический полигон "Шира", Республика Хакасия, 30 июля – 05 2018 года. – Геологический полигон "Шира", Республика Хакасия: Новосибирский национальный исследовательский государственный университет, 2018. – С. 41-43.

212. Туртыгина, Н.А. Анализ влияния природной и технологической изменчивости качества руды на показатели результирующего рудопотока // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – № 12. – С. 43–45.

213. Туртыгина, Н.А. Сущность проблемы контроля и управления качеством руд на горных предприятиях // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2012. – № 6. – С. 372–373.

214. Укрепление вмещающих пород при отработке урановых месторождений Стрельцовского рудного поля камерными системами разработки / В. С. Святецкий, Е. В. Кузьмин, А. В. Стародумов, Д. В. Величко // Горный журнал. – 2015. – № 2. – С. 33-36. – DOI 10.17580/gzh.2015.02.05.

215. Управление и использование энергии рудничных вентиляционных потоков / М. В. Рыльникова, В. В. Олизаренко, С. А. Корнеев, А. М. Мажитов // Комбинированная геотехнология: устойчивое и

экологически сбалансированное освоение недр, Магнитогорск, 25–29 мая 2015 года. – Магнитогорск: Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, 2015. – С. 112-114.

216. Хайрутдинов М.М., Шаймярданов И.К. Подземная геотехнология с закладкой выработанного пространства: недостатки, возможности совершенствования // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2009. С. 240-250.

217. Хоменко, О. Е. Ресурсосберегающие технологии добычи руд на больших глубинах / О. Е. Хоменко, В. И. Ляшенко // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2018. – № 8. – С. 23-33. – DOI 10.21440/0536-1028-2018-8-23-33.

218. Хомяков, В.И. Зарубежный опыт закладки на рудниках / В.И. Хомяков. – М.: Недра, 1984. – 224 с.

219. Цой, А. Э. Препятствия на пути формирования российского рынка объектов недропользования и привлечения к нему иностранных инвесторов / А. Э. Цой // Недропользование XXI век. – 2013. – № 3(40). – С. 34-35.

220. Цыгалов М.Н., П.Э. Зурков П.Э. Разработка месторождений полезных ископаемых с монолитной закладкой. М.: Недра, 1970. 176 с.

221. Черемушкин, С.В. Экономическая добавленная стоимость и затраты на капитал: рыночный и бухгалтерские подходы / Черемушкин С.В., Понкрашкина Г.А. // Управление финансами публичных компаний. – 2008. – № 6.

222. Чмыхалова, С. В. Перспективы развития рудно-сырьевой базы АО "Апатит" и способы её улучшения / С. В. Чмыхалова // Научные исследования: от теории к практике. – 2016. – № 4-1(10). – С. 103-106.

223. Шарф, И. В. Динамическая эффективность воспроизводственных процессов на ресурсодобывающих территориях / И. В. Шарф, А. А. Михальчук, И. В. Филимонова // Известия Томского политехнического

университета. Инжиниринг георесурсов. – 2019. – Т. 330. – № 10. – С. 102-110. – DOI 10.18799/24131830/2019/10/2302.

224. Шеломенцев, А. Г. Формирование социально-экономической политики северных регионов России с учётом фактора освоения природных ресурсов: монография / А.Г. Шеломенцев, С.В. Дорошенко, О.А. Козлова, В.Н. Беляев [и др.]. Екатеринбург: Ин-т экономики УрО РАН, 2011. 140 с.

225. Шестаков, В.А. Проектирование горных предприятий: Учебник для студ. Вузов. – 2-е изд. Перераб. / В.А. Шестаков - М.: Изд. МГГУ, 2003. – 800 с.

226. Шестаков, В.А. Проектирование горных предприятий: Учебник для студ. Вузов.-2-е изд. Перераб. / В.А. Шестаков - М.: Изд. МГГУ, 2003. - 800 с.

227. Шумилин, М. В. Риски недропользования за рубежом и в России / М. В. Шумилин // Недропользование XXI век. – 2013. – № 1(38). – С. 40-44.

228. Юров, А. А. Обоснование параметров и порядка всей очистной выемки снижению с учетом неравномерного распределения полезного компонента по мощности рудной залежи: дис. ... канд. смеси техн. наук: 25.00.22 / Юров Александр Александрович. - М., 2005. - 106 с.

229. 3D geological modeling for prediction of subsurface Mo targets in the Luanchuan district, China/ G. Wang, R. Li, E.J.M. Carranza et al.// Ore Geology Reviews. - 2015. - Vol. 71. - P. 592-610.

230. Coastal Development Institute of Technology (CDIT). The Deep Mixing Method, Principle, Design and Construction, Japan, 2002. -152 p.

231. Comprehensive and integrated mine ventilation consultation model / Jianwei Cheng, Yan Wu, Haiming Xu, Jin Liu, Yekang Yang, Huangjun Deng, Yi Wang // Tunneling and Underground Space Technology. – 2015. – Vol. 45. – P. 166–180. DOI: 10.1016/j.tust.2014.09.004.

232. Gendler S.G. The justification of new technique ventilation at contraction of working with two exits in soil surface // Eurasian Mining. – 2016. – № 2. – P. 41–44. DOI: 10.17580/em.2016.02.10.

233. Golik V.I., Gabaraev O.Z., Maslennikov S.A., Khasheva Z.M., Shulgaty L.P. The provision of development conversion perspectives into underground one for Russian iron ore deposits development // The Social Sciences (Pakistan). 2016. T. 11. № 18. C. 4348-4351.

234. Grant James L. Foundations of Economic Value Added. – 2nd ed. Hoboken, New Jersey: John Wiley & Sons, Inc., 2003.

235. Hinton M. Pastefiill operations at Echo Bay’s Lupin Mine. – CIM, Edmonton, 1996.

236. <http://www.myshared.ru/slide/657561/>

237. https://mobile.ruscable.ru/news/2018/4/13/Rossijskie_proizvoditeli_medi_reagiruut_na_konyunk.

238. <https://thepresentation.ru/uncategorized/geomehanicheskoe-soprovozhdenie-parametrov-krepleniya-podgotovitelnyh-vyrabotok-v-usloiyah-shahty-lardinskaya-g-novokuznetsk>.

239. <https://www.vedomosti.ru/business/articles/2018/06/28/774020-s-defitsitom-medi>.

240. Improving the effectiveness of explosive breaking on the bade of new methods of borehole charges initiation in quarries/ V.I. Golik, VI. Komashchenko, V Morkun, I. Gaponenko// Metallurgical and Mining Industry. - 2015. - № 7. - P. 383-387.

241. Jang H., Topal E, Kawamura Y. Decision support system of unplanned dilution and ore-loss in underground stoping operations using a neuro-fuzzy system// Applied Soft Computing. - 2015. - Vol. 32. - Iss. C. - P. 1-12.

242. Linden P.F. The fluid mechanics of natural ventilation // Annual Review of Fluid Mechanics. – 1999. – Vol. 31. – P. 201–238. DOI: 10.1146/annurev.fluid.31.1.201.

243. Strategic mining options optimization: Open pit mining, underground mining or both / E. Ben-Awuah, O. Richter, T. Elkington, Y. Pourrahimian //

International Journal of Mining Science and Technology. – 2016. – Vol. 26. – No 6. – P. 1065-1071. – DOI 10.1016/j.ijmst.2016.09.015.

244. Strebelle S. Conditional Simulation of Complex Geological Structures Using Multiple-Point Statistics // *Mathematical Geology*. 2002. Vol. 34, no 1. Pp. 1—21; Chilès J. P., Delfiner P. *Geostatistics: modeling spatial uncertainty*. New York: John Wiley & Sons, 1999. 695 p.

245. Takarli M., Prince W., Siddique R. Damage in granite under heating/cooling cycles and water freeze-thaw condition/ *Int J Rock Mech Min Sci* 2008; 45:1164-1175.

246. Van Ulden A.P., Holtslag A.M. Estimation of atmospheric boundary layer parameters for diffusion applications // *J. Clim. Appl. Meteorol.* – 1985. – Vol. 24. – P. 1196–1207. DOI: 10.1175/1520-0450(1985)0242.0.CO.

247. Vogel J. R., Brown G. O. Geostatistics and the representative elementary volume of gamma ray tomography attenuation in rock cores: Geological Society, London, Special Publications // *Applications of X-ray computed tomography in the geosciences*. 2003. Vol. 215. Pp. 81—93.

248. Wang D. S., Chang J. P., Yin Z. M., Lu Y. G. Deformation and failure characteristics of high and steep slope and the impact of underground mining//*Transit Development in Rock Mechanics-Recognition, Thinking and Innovation rd: Proceedings of the 3 ISRM Young Scholars Symposium on Rock Mechanics*. USA, 2014. P. 451-457.

Приложение А



АКТ

внедрения материалов диссертации Мажитова Артура Маратовича
**«ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПОДЗЕМНОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ПРИ
 ДОРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ЦЕЛЕНАПРАВЛЕННЫМ
 ПРЕОБРАЗОВАНИЕМ СВОЙСТВ И СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД»**
 на АО «Сафьяновская медь»

1. Наименование системы

Снижения себестоимости закладочных работ при камерных системах разработки для увеличения объемов обрабатываемых злеков в сложных техногенно-измененных горно-геологических и горнотехнических условиях.

2. Новизна технологических решений

Применение камерных систем разработки характеризуется высокими затратами на возведение искусственного массива. Снизить себестоимость закладочных работ предлагается за счет снижения или полного исключения из производства высокозатратных твердеющих смесей путем инъекционного упрочнения сыпучего закладочного массива. В работе приведена конструкция нового варианта камерной

системы разработки в восходящем порядке для условий Сафьяновского месторождения, способствующая снижению себестоимости очистных работ на 12-15 %.

3. Место внедрения

АО «Сафьяновская медь» (Акционерное общество «Сафьяновская медь»)

4. Время работы после внедрения

Начало внедрения – ноябрь 2017 года. Окончание – декабрь 2019 года.

5. Экономическая эффективность

Расчетный экономический эффект от реализации на Сафьяновском месторождении составил 169,5 млн руб.

Приложение Б

Российская Федерация
Башкортостан Республикасы
ХЕВМӨТ КЫЗЫЛ ВАЙРАК ОРДЕНЛЫ
АКЦИОНЕРЛАР ЙӨМРӨНӨТӨ
Учалы
Тау-байыктыры
комбинаты



Российская Федерация
Республика Башкортостан
ОРДЕНА ТРУДОВОГО КРАСНОГО ЗНАМЕНИ
АКЦИОНЕРНОЕ ОБЩЕСТВО
Учалинский
горно-обогатительный
комбинат

453 10, Россия, Республика Башкортостан, г. Учалы, ул. Горьковского, 2
тел.: (34791) 6-30-03, (34791) 9-33-25
факс: (34791) 6-05-36
e-mail: arko@arok.ru, jaf@arok.ru, http://www.arok.ru
ОКПО 00194430 ОГРН 102020279460
ИНН 0270007455/КПП 026703001

СИБАЙ ФИЛИАЛЫ | СИБАЙСКИЙ ФИЛИАЛ

453730, Россия, Республика Башкортостан, г. Сибай, ул. Горького, 34.
E-mail: sibay@arok.ru, info@sibayok.ru, факс: (34775) 5-74-33, тел. факс (34775) 5-74-38

УТВЕРЖДАЮ:
Генеральный директор
АО «Сибайский ГОК»

А.Н. Ишимов

2022 г.



АКТ

внедрения материалов диссертация Мажитова Артура Маратовича
«ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПОДЗЕМНОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ПРИ
ДОРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ЦЕЛЕНАПРАВЛЕННЫМ
ПРЕОБРАЗОВАНИЕМ СВОЙСТВ И СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД»
на АО «Сибайский ГОК»

I. Наименование системы

Обоснование восьмидесятого порядка отработки техногенно-осложненных запасов с обрушением руды и вмещающих пород для увеличения срока функционирования горнорудного предприятия в изменяющихся горно-геологических и горнотехнических условиях.

2. Новизна технологических решений

В работе проведена геомеханическая оценка техногенного преобразования участка I-ой залежи Камаганского месторождения при изменении технологии ведения горных работ на систему разработки подэтажного обрушения руды и вмещающих пород при отсутствии возможности изменения порядка отработки запасов. Актуальность работы возникла в виду результатов детальных геолого-разведочных работ, которые показали изменение контуров рудных тел и снижение содержания полезных компонентов. Оценена возможность частичной отработки участков рудных тел рудных тел № 16 и 17 системой разработки с обрушением руды и вмещающих пород и определена возможность сохранения восходящего порядка отработки. Определена последовательность отработки камер с учетом изменения контуров рудных тел. В работе приведены результаты оценки устойчивости подрабатываемого массива рудных тел № 16 и 17, а также напряженно-деформированного состояния массива горных пород при принятом порядке отработки камер. Результаты математического моделирования НДС массива горных пород в динамике отработки камер системой разработки с обрушением руды и вмещающих пород показали техническую осуществимость данных мероприятий.

3. Место внедрения

АО «Сибайский ГОК (Акционерное общество «Сибайский горно-обогатительный комбинат»)

4. Время работы после внедрения

Начало внедрения – декабрь 2020 года. Окончание – декабрь 2021 года.

5. Экономическая эффективность

Расчетный экономический эффект от реализации на Сибайском месторождении составил 108,5 млн руб.

Приложение В



АКТ

внедрения материалов диссертации Мажитова Артура Маратовича
 «ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПОДЗЕМНОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ПРИ
 ДОРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ЦЕЛЕНАПРАВЛЕННЫМ
 ПРЕОБРАЗОВАНИЕМ СВОЙСТВ И СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД»
 на ОАО «АГК»

1. Наименование системы

Обоснование технологических схем отработки месторождения с учетом техногенного преобразования для вовлечения запасов, находящихся в зоне влияния подрабатываемых объектов в эксплуатацию.

2. Новизна технологических решений

Горные работы нарушают естественное природное состояние массива горных пород. При этом запасы месторождения имеют различную степень и характер их техногенного изменения, которые напрямую оказывают влияние на себестоимость отработки и товарную ценность руды. Повышение полноты и экономической эффективности освоения месторождения заключается в применении систем разработки различных классов с учетом техногенного изменения запасов в динамике ведения горных работ, что представляет научную и практическую актуальность исследований. В результате анализа результатов моделирования установлено, что повышение экономической эффективности отработки месторождения обеспечивается обоснованием типа, последовательности и границ

применения различных геотехнологий, имеющих отношение к различным классам систем разработки в пределах всего месторождения и обособленного рудного тела.

3. Место внедрения

ОАО «АГК» (Открытое акционерное общество «Александринская горно-рудная компания»)

4. Время работы после внедрения

Начало внедрения – апрель 2015 года. Окончание – ноябрь 2017 года.

5. Экономическая эффективность

Расчетный экономический эффект от реализации на Чебацком месторождении составил 135,0 млн руб.

Приложение Г



Акционерное общество «Объединенная Группа Компаний»
445003, Челябинская Федерация, Челябинская область, г. Паша, улица Центральная
ИНН 74-0713745/024000011, ОГРН 5070210087100010019
в редакции № 03974/Сбербанк России в Челябинске
Кор. сч. 30101833890001000002 – 0440 043501602

Исх. № _____ от _____ 2021 г.



АКТ

внедрения материалов диссертации Мажитова Артура Маратовича
«Установление параметров изменения горнотехнической системы для подземной
доработки рудных месторождений на основе предварительного техногенного
преобразования состояния горного массива»
на АО «ЮГК»

1. Наименование системы

Создание ресурсосберегающих экологоориентированных технологий освоения
потерянных техногенно-осложненных запасов ценных руд для стратегического развития и
стабильного функционирования горнорудного предприятия в изменяющихся условиях
внешней среды.

2. Новизна технологических решений

В результате исследований разработаны адаптивные технологические схемы
освоения рудного месторождения, основанные на синтезе функциональных узлов
горнотехнической системы и дифференциации запасов по техногенно-измененным
признакам. Научно-исследовательская работа:

- открывает новые направления развития исследований в практике освоения месторождений подземным способом;
- позволяет решать принципиально новые задачи обоснования проектных решений в условиях стохастической неопределенности исходной информации и рисков в процессе функционирования горнорудного предприятия высокого технико-экономического уровня;
- предлагает совершенно новую методологию к выбору параметров подземной геотехнологии, отличающийся интеграцией функциональных узлов, которые во времени и пространстве осуществляют полный организационно-технологический цикл горного производства.

3. Место внедрения

Кочкарское месторождение (Акционерное общество «Южуралзолото Групп Компаний»)

4. Время работы после внедрения

Начало внедрения – апрель 2021 года. Окончание – по настоящее время.

5. Экономическая эффективность

Расчетный экономический эффект от реализации на Кочкарском золоторудном месторождении систем разработки подэтажных штреков составил 224,5 млн руб., подэтажных штреков с закладкой – 249,1 млн руб., этажно-камерных с закладкой – 276,4 млн руб.