

**Федеральное государственное бюджетное учреждение науки
Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук**



На правах рукописи

СТРУКОВ КОНСТАНТИН ИВАНОВИЧ

**ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ГОРНТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ
НА ЗАВЕРШАЮЩЕЙ СТАДИИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ
ЖИЛЬНЫХ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УРАЛА**

25.00.21 – «Теоретические основы проектирования горнотехнических систем»

25.00.22 – «Геотехнология (подземная, открытая и строительная)»

**Диссертация
на соискание ученой степени
доктора технических наук**

**Научный консультант
профессор, доктор технических наук
Рыльникова Марина Владимировна**

Москва-2018

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. ПРОБЛЕМЫ ОСВОЕНИЯ КОРЕННЫХ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УРАЛА НА ЗАВЕРШАЮЩИХ СТАДИЯХ ИХ ЭКСПЛУАТАЦИИ.....	12
1.1 Общая характеристика минерально-сырьевой базы коренных золоторудных месторождений Урала	12
1.2 Геологические, геомеханические и горнотехнические особенности эксплуатации коренных золоторудных месторождений Урала на завершающей стадии	20
1.3 Обобщение опыта подземной разработки жильных месторождений и направления повышения полноты и энергоэффективности освоения недр.....	33
1.4 Методы и подходы к обоснованию ресурсосбережения и энергоэффективности технологий подземной разработки золоторудных месторождений на завершающих стадиях	38
1.5 Цель, задачи и методы исследования.....	53
2. РАЗВИТИЕ НАУЧНО-МЕТОДИЧЕСКИХ ОСНОВ ФОРМИРОВАНИЯ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНЫХ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ НА ЗАВЕРШАЮЩИХ СТАДИЯХ ОСВОЕНИЯ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ.....	57
2.1. Методологические подходы к обоснованию концепции освоения месторождений на завершающих стадиях эксплуатации	57
2.2. Развитие классификации георесурсов недр Земли.....	64
2.3. Разработка и систематизация ресурсосберегающих и энергоэффективных горнотехнических систем подземной разработки жильных месторождений	72
2.4. Методика и принципы реструктуризации георесурсов на завершающей стадии эксплуатации месторождений	77
Выводы по 2 главе.....	82
3. ИССЛЕДОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ОСОБЕННОСТЕЙ МАССИВА ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УРАЛА НА ЗАВЕРШАЮЩИХ СТАДИЯХ ИХ ЭКСПЛУАТАЦИИ	84
3.1. Закономерности морфологии и структуры техногенно измененного массива рудоносных зон золоторудных месторождений Урала.....	84

3.2. Особенности прочностных и деформационных характеристик руды и вмещающих пород.....	89
3.3. Исследование параметров природного поля напряжений	95
3.4. Закономерности распределения напряжений при отработке на верхних горизонтах.....	Ошибка! Закладка не определена.
3.5 Закономерности распределения напряжений при отработке запасов глубоких горизонтов	114
Выводы по 3 главе.....	119
ГЛАВА 4. ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВОЗОБНОВЛЯЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ ЭНЕРГИИ ПРИРОДНОГО И ТЕХНОГЕННОГО ПРОИСХОЖДЕНИЯ В ПРОЦЕССЕ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	
4.1. Оценка интенсивности, вещественного состава и систематизация потоков гидросмеси при разработке рудных месторождений Урала.....	121
4.2. Обоснование условий преобразования энергии движущего потока гидросмеси в электрическую и опытно-промышленные исследования параметров процессов воспроизводства электроэнергии от потоков гидросмеси в шахтных условиях	131
4.3. Разработка программы-методики оценки энергетического потенциала потоков гидросмесей при подземной разработке Кочкарского месторождения	151
4.4 Результаты исследований параметров технологических процессов воспроизводства электроэнергии в ходе подземной разработки месторождений полезных ископаемых.....	158
4.5 Структурные схемы и проектные технологические решения по воспроизводству электроэнергии от возобновляемых источников в условиях Кочкарского месторождения.....	165
Выводы по 4 главе.....	170
5. РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ВЫБОРА И ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ КОРЕННЫХ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ЗАВЕРШАЮЩЕЙ СТАДИИ ОТРАБОТКИ БАЛАНСОВЫХ ЗАПАСОВ.....	
5.1 Факторы, обеспечивающие перспективы роста производственной мощности подземного рудника Кочкарский в свете	

перспектив комплексного освоения минерально-сырьевой базы АО «ЮГК».....	174
5.2 Оценка состояния горных выработок и очистного пространства для обоснования возможности вовлечения в отработку забалансовых запасов на завершающей стадии отработки месторождения	191
5.3 Обоснование параметров систем разработки при техническом перевооружении подземных рудников на завершающей стадии отработки балансовых запасов	196
5.4 Обоснование условий применения цианидсодержащих хвостов обогащения в качестве наполнителя закладочных смесей.....	231
5.5 Обоснование модернизации логистической схемы рудника на Кочкарском месторождении	244
Выводы по 5 главе.....	270
6. РАЗРАБОТКА И ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННОЕ ВНЕДРЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕКОМЕНДАЦИЙ И ОЦЕНКА ИХ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ	274
6.1. Горно-геологические и геомеханические условия реализации разработанных предложений	274
6.2. Техничко-технологические решения результатов исследований ...	279
6.3. Экономическая эффективность внедрения технологических рекомендаций.....	284
Выводы по 6 главе.....	297
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	299
Список литературы	304
Приложение А	321
Приложение Б.....	323
Приложение В.....	325
Приложение Г	327

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность

Урал, охватывающий не более 4% территории России, включает почти 14% российских запасов золота, исторически являясь старейшим золотодобывающим регионом страны. На протяжении нескольких столетий подряд, со времени открытия Березовского месторождения в 1745 г., его богатые месторождения вносят весомый вклад в золотой фонд России и в укрепление ее позиций на мировых сырьевых рынках. Сырьевая база Южного Урала включает не только природные месторождения золота, но и техногенные образования. В настоящее время на Урале эксплуатируются в основном кварцевожильные, прожилково-вкрапленные и колчеданные месторождения, обработка которых ведется открытым и подземным способами на глубинах до 750 м. Большинство месторождений находятся на завершающей стадии разработки. При существующих масштабах добычи, прогнозная обеспеченность запасами для подземной разработки составляет 20–30 лет и открытой – 30–40 лет. Однако, с учетом увеличения объемов добычи и выбытия действующих мощностей, обеспеченность отрасли резко снизится, что приблизит регион к критическому уровню состояния сырьевой базы рудного золота. Увеличение спроса на отдельные металлы и рост их стоимости на мировом рынке заставляет уделять все большее внимание вопросам полноты и комплексности разработки месторождений, вовлекать в разработку все более мелкие и сложные по строению месторождения, искать технологические решения, обеспечивающие полноту и качество извлечения запасов. Указанное обуславливает необходимость продления периода эффективной эксплуатации месторождений за счет вовлечения в разработку руд, оставленных при первичной добыче в целиках различного назначения, минерализованных зонах в висячем и лежащем блоках золотоносных жил; залежей глубоких горизонтов, расположенных в зоне концентрации тектонических субгоризонтальных и гравитационных вертикальных напряжений; техногенного золотосодержащего сырья, накопленного за многовековой период эксплуатации месторождений в хвостохранилищах.

Обеспечение рентабельности вовлечения природных и техногенных запасов в эксплуатацию требует нетрадиционных подходов с применением комбинированных геотехнологий, включая выщелачивание, совершенствования систем разработки, переходом на крупномасштабную добычу.

Обоснование параметров горнотехнических систем и разработка энергоэффективных геотехнологий на завершающей стадии подземной разработки жильных золоторудных месторождений Урала представляет важную социально-экономическую проблему, решение которой будет способствовать продлению сроков эксплуатации рудников с сохранением объемов товарной продукции и рабочих мест.

Работа выполнена в рамках гранта Российского научного фонда № 14-37-00050 «Исследование экологически сбалансированного цикла комплексного освоения месторождений твердых полезных ископаемых» и реализована на рудниках АО «Южуралзолото Группа Компаний» (АО «ЮГК») в период с 1997 по 2017 годы.

Цель работы состоит в разработке и обосновании параметров энергоэффективных геотехнологий, обеспечивающих рентабельность освоения жильных золоторудных месторождений Урала на завершающей стадии подземной разработки.

Идея работы: на завершающей стадии эксплуатации месторождения сохранение рентабельности добычи при максимальном извлечении ценных компонентов возможно путем реструктуризации запасов и компенсации влияния негативных факторов при доработке месторождения за счет внедрения ресурсосберегающих и энергоэффективных геотехнологий.

На основе обобщения результатов исследований, актуальности проблемы и определения основных тенденций и перспектив роста эффективности геотехнологий определены **задачи исследования:**

- анализ и обобщение опыта освоения жильных месторождений с учетом особенностей горно-геологических условий и геомеханического состояния массива горных пород на завершающей стадии освоения запасов;
- развитие научно-методических основ проектирования разработки месторождений на завершающей стадии;

- определение особенностей состояния геологических запасов, полей напряжений и деформаций при освоении жильных золоторудных месторождений Урала;
- установление закономерностей изменения геомеханического состояния рудных и вмещающих их породных массивов на завершающих стадиях эксплуатации золоторудных месторождений;
- совершенствование и обоснование параметров геотехнологии выемки золотосодержащих руд на завершающей стадии разработки месторождений;
- выбор логистической схемы подземного рудника при увеличении его производственной мощности в связи с переходом на разработку бедных золотосодержащих руд;
- разработка геотехнологии воспроизводства электроэнергии при преобразовании энергии шахтных потоков гидросмесей;
- разработка принципа обоснования стратегии комплексного освоения участка недр на завершающей стадии освоения месторождений;
- разработка технологических рекомендаций по обеспечению рентабельности подземной разработки жильных золоторудных месторождений Урала и оценка их экономической эффективности.

Методы исследований. В работе использован комплексный метод исследований, включающий анализ и обобщение опыта освоения жильных месторождений, особенностей горно-геологических условий, испытания физико-механических характеристик руд и пород, оценку структурного состояния массива, натурные замеры напряжений методом щелевой разгрузки, геомеханическое моделирование состояния массива горных пород, технологическое моделирование и опытно-промышленные эксперименты, экономико-математическое моделирование, технико-экономическую и вероятностную оценку результатов исследований и их статистическую обработку.

Положения, выносимые на защиту:

1. Завершающая стадия разработки жильных месторождений предполагает новые принципы освоения недр в целях сохранения производственного потенциала горнотехнической системы и комплексного использования георесурсов для недопущения ликвидации предприятия и обеспечения его

эффективного развития. Многогранность и многофункциональность недр обуславливают поэтапность использования их ресурсов. В связи с этим завершающая стадия отработки включает несколько этапов, каждый из которых должен сопровождаться вовлечением в эксплуатацию дополнительных георесурсов с учетом изменения технико-экономических условий при соблюдении баланса народнохозяйственных интересов собственника недр с коммерческими интересами пользователя недр и социальными интересами населения соответствующего промышленного региона.

2. Функционирование горнотехнической системы на завершающей стадии обеспечивается путем восполнения производственных мощностей рудников за счет их технического переоснащения и вовлечения в эксплуатацию бедного, ранее некондиционного природного и техногенного сырья комбинированием физико-технических и физико-химических геотехнологий. При этом обеспечение приемлемого уровня рентабельности достигается за счет вовлечения в добычу на основе крупномасштабных технологий, наряду с жильными запасами, руд минерализованных зон с последующей утилизацией техногенного сырья, образующегося при их добыче и переработке.

3. Завершающая стадия предполагает освоение запасов оставшегося рудного сырья по всей глубине месторождения. В условиях техногенно измененного напряженно-деформированного состояния массива пород, на верхних горизонтах вертикальная составляющая напряжений σ_z уменьшается относительно природного поля и составляет на Кочкарском месторождении до глубины 300 м – $(0,5 - 0,8)\gamma H$, а горизонтальные составляющие σ_x и σ_y равны соответственно $1,2\gamma H$ и $1,4\gamma H$. Поэтому переход на камеры увеличенной ширины не приводит к осложнению геомеханической обстановки. В то же время на глубоких горизонтах месторождения - ниже 500 м, при вертикальной составляющей напряжений σ_z , равной $(1,35 - 1,8)\gamma H$, и горизонтальных σ_x и σ_y , соответственно, $2,0\gamma H$ и $3,3\gamma H$, обеспечение безопасности достигается переходом на восходящий порядок отработки этажей камерными системами разработки с закладкой.

4. На завершающей стадии подземной отработки жильных золото-рудных месторождений Урала при контрастности содержания золота в жилах и прилегающих к ним минерализованных зонах до 8 и мощности жил до 1 м,

предпочтительна валовая выемка руды. Селективная выемка целесообразна только при контрастности содержания выше 8, мощности жилы $m > 1,5$ м и мощности минерализованных зон $m < 10$ м.

5. Возможность получения в шахтных условиях возобновляемой энергии от потоков гидросмесей: шахтной воды, гидравлической смеси на основе текущих и сгущенных хвостов обогащения, твердеющей закладочной смеси с учетом вещественного состава, плотности и вязкости определяется установленными параметрами горнотехнической системы – высота одноступенчатого перепуска смеси 30 – 100 м, угол падения гидросмеси на турбину – 65 – 90° и может составить на золоторудных месторождениях Урала в зависимости от объемов и высоты падения гидросмеси от 5 до 30 % потребляемой энергии.

6. Сокращение удельного расхода от энергии природных источников на завершающей стадии подземной разработки жильных месторождений обеспечивается переходом на валовую крупномасштабную выемку золотосодержащих руд с применением комплекса самоходного и конвейерного оборудования и изменением логистической схемы рудника. С учетом рассредоточенности добычных участков и необходимости увеличения производственной мощности рудника модернизация логистической схемы должна предусматривать строительство автоуклона под самоходную технику для доставки рудной массы к участковым дробилкам, а также конвейерных участков выработок и наклонного конвейерного ствола для сбора и подъема рудной массы на поверхность.

Достоверность научных результатов, выводов и рекомендаций обеспечена представительным объемом исходных данных, применением современных методов анализа и моделирования, экспериментальной лабораторной и опытно-промышленной проверкой разработанных технико-технологических решений, достоверной сходимостью результатов исследований, полученных различными методами, использованием современного оборудования и методик, а также положительным опытом внедрения разработанных технико-технологических решений в проектных институтах и на горных предприятиях.

Научная новизна

Установлено, что полное раскрытие потенциала ресурсной базы и обеспечение безопасного и устойчивого развития предприятия на завершающей стадии подземной разработки жильных золоторудных месторождений связаны с реструктуризацией георесурсов, переходом на крупномасштабные технологии добычи руд с сокращением использования невозобновляемых природных источников энергии и привлечением техногенных возобновляемых источников. Доказано, что этим принципам отвечают геотехнологические решения по применению этажно-камерных систем разработки с камерами увеличенной ширины и валовой выемкой жил и минерализованных зон при восходящем порядке отработки глубоких горизонтов месторождений с закладкой при изменении логистической схемы подземного рудника с переходом на самоходное оборудование и циклично-поточную технологию.

Личный вклад автора состоит в обобщении опыта освоения жильных месторождений ценных руд, установлении особенностей состояния геологических запасов, оценке полей напряжений и деформаций на завершающей стадии освоения запасов жильных золоторудных месторождений Урала, совершенствовании и обосновании параметров геотехнологии выемки золотосодержащих руд на завершающей стадии разработки месторождений, выборе логистической схемы подземного рудника при увеличении его производственной мощности в связи с переходом на разработку бедных золотосодержащих руд, разработке геотехнологии воспроизводства электроэнергии при преобразовании энергии шахтных потоков гидросмесей, разработке технологических рекомендаций по подземной разработке жильных золоторудных месторождений Урала с оценкой их экономической эффективности и внедрении разработанных технологий в практику горных работ на рудниках АО «ЮГК».

Практическая значимость работы – разработана, опробована и внедрена ресурсосберегающая и энергоэффективная технология подземной разработки жильных золоторудных месторождений Урала, обеспечивающая на завершающей стадии эксплуатации сохранение рентабельности добычи при максимально возможном извлечении ценных компонентов путем реструктуризации запасов и компенсации влияния негативных факторов.

Реализация работы в промышленности

Результаты исследований приняты к использованию на предприятиях АО «ЮГК», что подтверждается актами внедрения разработанных организационно-технических решений с указанием достигнутого экономического эффекта.

Апробация работы

Основные положения диссертации и результаты исследований докладывались на Международных научных симпозиумах «Неделя горняка» (Москва, 1999-2002, 2016-2018 гг.), Международной научной школе академика К.Н. Трубецкого (Москва, 2016 г.), Международной научной школе молодых ученых и специалистов (Москва, 2016 г.), Международной конференции «Комбинированная геотехнология» (Магнитогорск, 2017 г.), научно-технической конференции «Проблемы экологической безопасности предприятий горно-металлургического комплекса и моногородов» (Магнитогорск, 2017 г.), Научно-практической конференции с международным участием «Экологическая, промышленная и энергетическая безопасность – 2017» (Севастополь, 2017 г.), Международной научно-практической конференции «Проблемы и решения в экологии горного дела» (Москва, 2017 г.), Международной научно-практической конференции «50 лет Российской научной школе комплексного освоения недр Земли» (Москва, 2017 г.), Международной научно-практической конференции «Маркшейдерское и геологическое обеспечение горных работ» (Магнитогорск, 2018 г.).

1. ПРОБЛЕМЫ ОСВОЕНИЯ КОРЕННЫХ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УРАЛА НА ЗАВЕРШАЮЩИХ СТАДИЯХ ИХ ЭКСПЛУАТАЦИИ

1.1 Общая характеристика минерально-сырьевой базы коренных золоторудных месторождений Урала

Среди стратегических полезных ископаемых золото для Российской Федерации традиционно остается одним из наиболее приоритетных и высоколиквидных видов сырья, наряду с топливно-энергетическими ресурсами, алмазами, никелем и рядом других важнейших полезных ископаемых.

Россия, занимая третью позицию в мире по производству драгоценных металлов, располагает крупными запасами золота, превышающими 13 тыс. т. Из них более двух третей, или 8 тыс. т разведано по категориям А+В+С₁ [23]. Запасы золота России заключены в 5894 месторождениях: 554 коренных, в числе которых 171 - комплексные, где золото является попутным компонентом, и 5340 россыпных (рис. 1.1).



Рисунок 1.1 - Распределение запасов золота и его прогнозных ресурсов категории P₁ по субъектам Российской Федерации

Основные ресурсы и запасы золота, а также главные золотодобывающие предприятия сосредоточены в традиционных золотоносных регионах страны - Северо-Восточном, Восточно-Сибирском, Дальневосточном и Уральском округах. Наличие золоторудных месторождений прогнозируется также в Карело-Кольском и Таймырском регионах. Месторождения, вовле-

ченные в освоение, включают почти 72% запасов категорий A+B+C₁+C₂, учитываемых Государственным балансом запасов полезных ископаемых Российской Федерации.

Урал, охватывающий не более 4% территории России, включает почти 14% российских запасов золота и исторически является старейшим золотодобывающим регионом страны. На протяжении нескольких столетий подряд, со времени открытия Березовского месторождения в 1745 г., его богатые месторождения вносят весомый вклад в золотой фонд России и в укрепление ее позиций на мировых сырьевых рынках.

Доминирующие геолого-промышленные месторождения Урала включают собственно золоторудные, с долей запасов 43% и долей добычи 52%, комплексные золотосодержащие – 42% и 31%, соответственно; россыпные месторождения 15% и 17% [14].

Золоторудные месторождения и проявления Урала представлены разнообразными рудными формациями: золото-кварцевой, золото-сульфидно-кварцевой, золото-сульфидной, золото-колчеданной, золото-карбонат-сульфидной, золото-известковосиликатной, золото-джеспериодной, золотоносных конгломератов и «железными шляпами». Известны и нетрадиционные для Урала типы золотооруденения: палладисто-золото-фукситовый (рудопоявление Чудное [60]), золотоносных конгломератов (рудопоявление Нестеровское [67]) и другие, обнаруженные на Приполярном Урале.

По генезису выделяются гидротермальные магматогенные и без видимой связи с магматическими телами, гидротермально-метаморфогенные, скарновые, золото-молибден-медно-порфировые и полигенные – полихронные [87].

В настоящее время на Урале эксплуатируются в основном кварцево-жильные, прожилково-вкрапленные и колчеданные месторождения. Отработка их ведется открытым и подземным (на глубине 200–750 м) способами. При этом традиционные золото-кварцевый и золото-сульфидно-кварцевый формационные типы золоторудных месторождений (Березовское, Кочкарь, Муртыкты и др.) постепенно отходят на второй план, в связи с выявлением новых для Урала перспективных типов: золото в минерализованных зонах (Воронцовское и Светлинское месторождения), кор выветривания (Киров-

ское, Тобольское), золото-порфирового типа (Березняковское), золото-серебрянного (Куросанского) типа, золото-паладиевого типа (Чудное, Нестеровское). Кроме того, золото как попутный компонент извлекается либо может быть извлечено из колчеданных, меднопорфировых (Михеевское, Томинское), скарновых (Гора Круглая, Новогоднее Манто), медно-железо-ванадиевых месторождений и медистых песчаников.

На Южном Урале золоторудные месторождения столь же разнообразны. Главные их генетические и рудно-формационные типы, развитые в основных структурно-формационных и металлогенических зонах, представлены в табл. 1.1.

Таблица 1.1 – Типы золоторудных месторождений Южного Урала [88]

Генетические типы		Рудноформационные типы	Рудовмещающие и рудоносные комплексы	Примеры типичных месторождений
<i>I Башкирский мегантиклинорий</i>				
Полигенно-полихронный осадочно-диагенетический – метаморфогенно-гидротермальный		Au-q-S	Песчано-сланцево-углеродистые отложения зигазино-комаровской (RF _{2,zk}) и машакской (RF _{2,m5}) свит	Горный прииск
		Au-q	Углеродистые отложения большеинзерской свиты (RF _{1,bin})	Улюк-Бар
		Au-джаспероидный	Терригенно-карбонатные отложения авзянской свиты (RF _{2,av})	Западно-Акташское
		Pt-Au-Fe-окисный	Конгломераты машакской свиты (RF _{2,m5})	Рудопроявления Шатакского грабена
<i>II Зона Главного Уральского разлома (ГУР)</i>				
Полигенно-полихронный	Гидротермально-метаморфогенный	Au-родингитовый	Серпентиниты Карабашского массива	Золотая гора
	Вулканогенно-осадочно-гидротермальный	Au-S	Меланж (пластины диабазов (D ₂), карбонатных пород (C ₁), серпентинитов)	Миндяк
Магматогенно-гидротермальный		Au-S-q	Меланж, малые интрузии и дайки сиенит-порфиров (C ₂ -P)	Малый Каран
<i>III Магнитогорская мезозона</i>				
Полигенно-полихронный вулканогенно-осадочно-гидротермальный		Au-S	Вулканогенно-осадочные породы ирендыкской и карамалыташской свит (D ₂), субвулканические тела габбро-диабазов	Муртыкты
Магматогенно-гидротермальный		Au-q	Малые интрузии и дайки габброидов среди отложений D ₃ fm	Тузан
		Cu-Au-порфиновый	Шток адамеллит-порфиров	Юбилейное
Полигенно-полихронный вулканогенно-скарново-гидротермальный		Ba-Au-S+Au-Ag-адюляр-q	Базальт-андезит-риолитовый комплекс (D ₂₋₃), гранитоиды (D ₃)	Куросан
<i>IV Восточная мезозона</i>				
Магматогенно-гидротермальный		Au-q	Гранитоиды тоналит-гранодиоритовой формации	Кочкарь, Айдерлинское, Джетыгора
Метаморфогенно-гидротермальный		Au-S	Углеродисто-терригенно-карбонатная толща (C ₁)	Кировское-2
Полиформационный метаморфогенно-магматогенно-гидротермальный		Au-S+Au-q	Метаморфические сланцы по карбонатно-терригенно-кремнистым породам	Светлинское
		Au-антигоритовый	Серпентиниты	Кировское-1
Магматогенно-гидротермальный		Au-порфиновый	Кварцевые диорит-порфириты	Березняковское
Магматогенно-гидротермальный, грейзеновый		Au-редкометалльный (Au-q-Mo, Au-Mo-W, Au-W)	Палингенные граниты (PZ ₃)	Восток, Пороховское

Примечания: Au-q — золото-кварцевый; Au-S — золото-сульфидный; Au-S-q — золото-сульфидно-кварцевый; Ba-Au-S — барит-золото-сульфидный; Au-Ag-адюляр-q — золото-серебряно-адюляр-кварцевый типы.

В настоящее время непосредственно к разрабатываемым АО «Южуралзолото Группа Компаний» (АО «ЮГК») месторождениям, в соответствии с лицензиями на пользование недрами, относятся Кочкарское, Светлинское, Березняковское, Южный Куросан и Западный Куросан. В планах - восстановление до 2020 г. Новотроицкого золото-мышьяковистого месторождения, входящего в Кочкарское рудное поле (рис. 1.2).

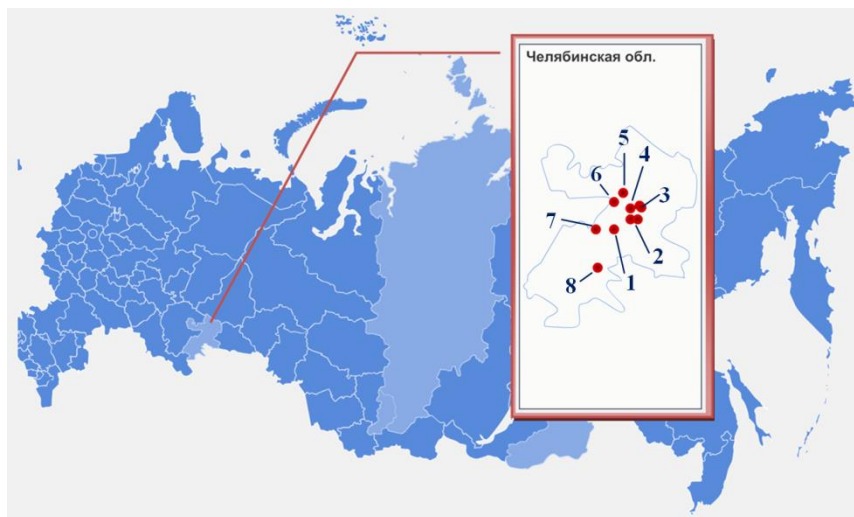


Рисунок 1.2 - Сырьевая база золоторудных месторождений АО «Южуралзолото Группа Компаний» на Южном Урале: 1 – Светлинское месторождение; 2 – Кочкарское месторождение и Кочкарская ЗИФ; 3 - Березняковское месторождение и Березняковская ЗИФ; 4 – Алтанташский участок; 5 – Найлинский участок; 6 – ФЦЗО им. Артема; 7 – Курасанские месторождения; 8 – Зайцевский участок

Краткая характеристика основных золоторудных активов АО «ЮГК» на территории Южного Урала представлена в табл. 1.2.

Таблица 1.2 – Характеристика золоторудных месторождений Южного Урала

Месторождение, год начала эксплуатации	Обеспеченность запасами	Среднее содержание золота в руде	Тип месторождения	Способ разработки
Кочкарское, 1867	15 лет	11–13 г/т	Жильное	Подземный
Светлинское, 1992	от 6 до 12 лет; по другим источникам 20 лет	0,8-2,5 г/т	Жильное, сложное по геологическому строению: единая плитообразная залежь, усложненная наличием внутри нее довольно крупных блоков безрудных пород	Открытый

Березняковское, 2000-2005	15 лет; по другим ис- точникам 6-7 лет	3-10 г/т	Жильное. Минерализованная зона без четких геологических границ, с прожилково-вкрапленной золото-сульфидно кварцевой минерализацией, с крайне неравномерным, прерывистым распределением золота.	Открытый
Новотроицкое, 1878	15 лет		Жильное	Подземный
Южный Курасан, 1977	8 лет	5-7 г/т	Рудные тела неправильной формы	Открытый, кучное выщелачивание
Западный Курасан, 1992	7 лет	3-4 г/т	Рудные тела неправильной формы	Открытый, кучное выщелачивание

Ниже дана краткая горно-геологическая и горнотехническая характеристика представленных в табл. 1.2 месторождений.

Кочкарское золоторудное месторождение представлено рудными телами в форме жил и жильных зон золотокварцевых убого сульфидных руд, среднее содержание золота в которых 11-13 г/т. Отрабатывается месторождение подземным способом с 1867 г. В настоящее время добычные работы ведутся АО «ЮГК» и ОАО «Восточная» на глубинах 470-712 м от поверхности тремя шахтными стволами с системой горизонтальных и вертикальных подземных выработок. Разрабатываются 18 жил из 117 разведанных.

Остаток ресурсов для мелкошпуровой отбойки до глубины 1200 м составляет 90 тонн золота, в том числе запасов промышленных категорий – 27 тонн, срок отработки - более 50 лет. Запасы под скважинную отбойку на гор. 470-700 м – 15 тонн, срок отработки - 10 лет.

Необходимо проведение разведки и переоценки запасов с расширением зоны лицензирования до глубины 1200 м. Богатые руды перерабатываются на фабрике законченного цикла обработки (ФЗЦО) им. Артема, производительностью 600 тыс. тонн в год, бедные – на золотоизвлекательной фабрике (Пластовская ЗИФ) производительностью 4 млн. тонн руды в год. Среднегодовой объем производства золота с месторождения - 1-1,2 тонны золота.

Длительный период работы месторождения (около 150 лет) привел к истощению благоприятных к выемке запасов и переносу горных работ на

верхних горизонтах в зону активного сдвижения массива и разрушения, на нижних горизонтах – в зону повышенных напряжений сжатия.

Светлинское месторождение представлено неправильной формы залежами золото-кварц-сульфидных бедных прожилковых и прожилково-вкрапленных руд со средними содержаниями золота 0,8-2,5 г/т. Эксплуатируется карьером с 1992 г. В настоящее время месторождение разрабатывается открытым способом АО «ЮГК», глубина действующего карьера - 180 м от поверхности, проектная - 312 м. В добычу вовлечены все пять разведанных рудных зон. Остаток запасов промышленных категорий в контуре проектного карьера - около 30 тонн до глубины 312 м, срок отработки - 8 лет. Остаток разведанных запасов золота до глубины 600 м составляет 30 тонн, до глубины 800 м - около 20 тонн. Ведется подготовка к переоценке запасов для получения лицензии на освоение месторождения до этой глубины с утверждением запасов в ГКЗ. При этих условиях срок отработки месторождения составит около 20 лет.

Руда месторождения перерабатывается на двух золотоизвлекательных фабриках – Светлинской, производительностью 8 млн. тонн в год, и Пластовской ЗИФ производительностью 4 млн. тонн в год. Среднегодовая добыча золота на месторождении составляет 4-4,5 тонны золота.

Запасы месторождения ниже предельного контура карьера планируется отрабатывать открыто-подземным способом с вскрытием штольнями и наклонным съездом из карьерного пространства.

Березняковское месторождение представлено маломощными сложно построенными линзами и телами сплошных и вкрапленных золотосульфидных руд со средними содержаниями золота 3-10 г/т. Распределение золота - крайне неравномерное, коэффициент вариации содержаний 440-554%. Кроме того руды характеризуются повышенным содержанием мышьяка (0,1-1,5%), сурьмы (0,01-1,6%), меди (0,02-1,0%), цинка (0,01-0,9%), свинца (0,003-0,3%), наличием висмута (до 0,0007%), селена (до 34 г/т), теллура (до 42 г/т), иногда ртути (до 0,0005%).

Месторождение открыто в 1990 г., в настоящее время проходит завершающий этап геологического изучения. ОАО «Еткульзолото» эксплуатируется только центральная часть месторождения. Добычные работы выполня-

ются АО «ЮГК». Глубина центрального карьера в настоящее время составляет 100 м при проектной 140 м.

Остаток запасов и ресурсов до глубины 500 м составляет 32 тонны золота (срок отработки 15 лет). Нужна доразведка месторождения на глубину до 500 м под действующим нефтепроводом и на флангах. Добытая руда перерабатывается на Березняковской золотоизвлекательной фабрике, производительностью 1 млн. тонн руды в год. Среднегодовая добыча золота на месторождении составляет 1,5-1,8 тонны золота.

Месторождение Южный Курасан представлено вкрапленными золотосульфидными телами неправильной формы, всего на месторождении разведано 9 рудных тел со средними содержаниями золота 5-7 г/т. Месторождение открыто в 1951 г., разрабатывалось карьером в период 1977-1988 гг. до глубины 110 м от поверхности. Руда перерабатывалась в г. Пласт на фабрике законченного цикла обработки (ФЗЦО) им. Артема. Ресурсный потенциал месторождения при глубине отработки 300 м составляет 22 тонны золота, в том числе запасы промышленных категорий – 7 тонн. В настоящее время АО «ЮГК» проводит вскрышные работы по разноске бортов карьера до проектного контура, добыча руды возобновлена в 2017 г. Руду предусмотрено перерабатывать в г. Пласт на ФЗЦО им. Артема и на месте добычи методом кучного выщелачивания. Планируемая среднегодовая добыча – 0,35 – 0,5 тонны золота.

Месторождение Западный Курасан также представлено вкрапленными золотосульфидными телами неправильной формы, всего на месторождении разведано 31 рудное тело со средними содержаниями золота 3-4 г/т. Месторождение открыто в 1951 г., разрабатывалось карьером в 1992-1994 гг. до глубины 12 м от поверхности. Ресурсный потенциал месторождения при глубине отработки 300 м составляет 5 тонн золота, в том числе запасы промышленных категорий – 2 тонны золота. В настоящее время карьер эксплуатируется АО «ЮГК», фактическая глубина карьера – 100 м. Руда перерабатывается в г. Пласт на ФЗЦО им. Артема и методом кучного выщелачивания на борту карьера. Среднегодовая добыча по золоту – 0,3 тонны, планируемая – 0,3 - 0,5 тонн.

Кроме перечисленных рудных месторождений на территории Челябинской области имеется значительный перспективный прогнозный потенциал выявления новых золоторудных объектов с ресурсами, в несколько раз превышающими уже выявленные (Тамбовское месторождение, Семеновское месторождение (участок Осейка) и др.).

Следует отметить, что золоторудная отрасль России в настоящее время испытывает серьезные трудности, связанные с ограниченным числом новых разведанных месторождений золотоносных руд. Добыча золота из недр в целом по России имеет тенденцию к снижению: в 2015 г. она не достигла отметки в 300 т, составив 286,6 т, что на 8% ниже показателя 2014 г. Реализация всех локализованных в стране прогнозных ресурсов сможет обеспечить прирост промышленных запасов в объеме не более 2–2,5 тыс. т, что позволит продлить работу золотодобывающей промышленности страны при уровне добычи 2015 г. всего на 7–9 лет [23].

На Урале при существующих масштабах добычи, обеспеченность предприятий запасами по имеющимся прогнозам для подземной разработки составляет 20–30 лет и открытой – 30–40 лет. Однако, с учетом увеличения объемов добычи и выбытия мощностей старых предприятий, обеспеченность отрасли резко снизится, что приблизит регион к критическому уровню состояния сырьевой базы рудного золота. Около 15% прогнозных ресурсов (категория P_1) сосредоточено на глубоких горизонтах и флангах известных месторождений, а 85% (категории P_2 и P_3) – на новых площадях и объектах.

В тоже время, увеличение спроса на отдельные металлы и рост их стоимости на мировом рынке заставляет уделять все большее внимание вопросам полноты и комплексности разработки месторождений, вовлекать в разработку все более мелкие и сложные по строению месторождения, искать технологические решения, обеспечивающие полноту и качество извлечения запасов из недр.

Указанное обуславливает необходимость продления периода эффективной эксплуатации месторождений за счет вовлечения в разработку руд, оставленных при первичной добыче в целиках различного назначения, минерализованных зонах в висячем и лежащем блоках золотоносных жил; залежей глубоких горизонтов, расположенных в зоне концентрации тектонических

субгоризонтальных и гравитационных вертикальных напряжений; техногенного золотосодержащего сырья, накопленного за многовековой период эксплуатации месторождений в хвостохранилищах.

1.2 Геологические, геомеханические и горнотехнические особенности эксплуатации коренных золоторудных месторождений Урала на завершающей стадии

В целом жильные золоторудные месторождения Урала имеют ряд особенностей: сложное геологическое строение и условия залегания рудных тел; разнообразные физико-механические свойства пород; тектоническая структура руд и вмещающих пород; высокие гравитационно-тектонические напряжения в горных массивах. Значительная часть запасов золотосодержащих руд этих месторождений сосредоточена в крутопадающих жилах и жилообразных телах, характеризующихся сложной структурой и наличием нескольких типов руд. Их разработка связана с большим разубоживанием руды и высокими коэффициентами вскрыши, что предопределяет значительные эксплуатационные затраты при использовании традиционных технических средств и технологических методов добычи и переработки руд.

Рассмотрим наиболее характерное и крупное по запасам Кочкарское золоторудное месторождение. Район месторождения сложен вулканогенными и осадочными породами, большей частью сильно метаморфизованными: кварцевыми и бескварцевыми альбитофирами и их туфами, видозитовыми и дацитовыми порфиритами и их туфами, конгломератами с галькой эффузивов и туфов того же состава, кремнистыми сланцами, туфритами, углистыми и глинистыми филлитами.

Месторождение относится к жильному типу. Жилы существенно кварцевые с примесью сульфидов (пирита и арсенопирита) до 1-5%. В пределах Пластовского массива плагиогранитов жилы, как правило, сопровождают дайки «табашек», которые широко распространены и имеют преимущественно субширотное простирание. «Табашки» - специфические для Кочкарского месторождения метаморфизованные орудинелые жильные породы (дайки) темного цвета, состоят главным образом, из биотита, амфиболита и полевых шпатов.

Внутреннее строение рудных жил осложнено наличием почти в каждой из них пространственно обособленных линз, слагающих жилу. Протяженность отдельных линз составляет по простиранию 20-50 м, по падению – 200-300 м [101, 102]. План Кочкарского месторождения с разветвленными жилами представлен на рис. 1.3, а на рис. 1.4 представлен фрагмент наиболее характерной для Кочкарского месторождения Октябрьской жилы.

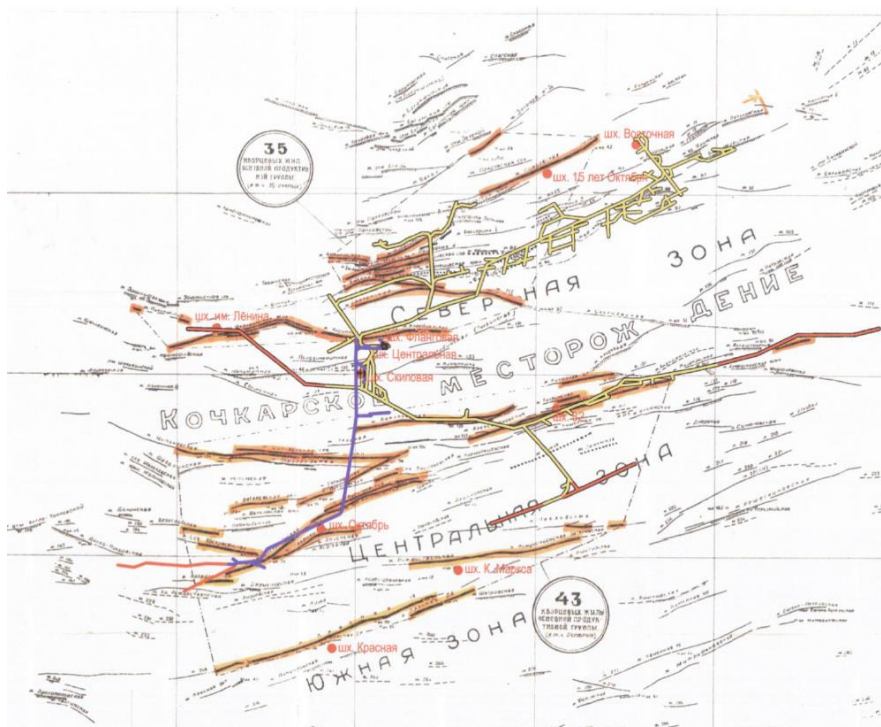


Рисунок 1.3 - Расположение линз Кочкарского месторождения в плане

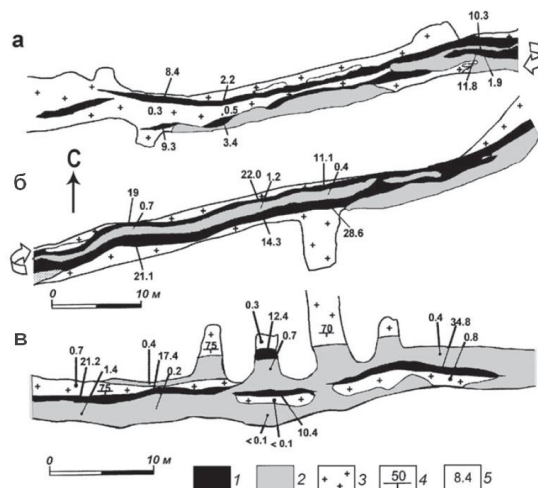


Рисунок 1.4 - Строение Октябрьской жилы, горизонт 512 м [135]: а, б, в – фрагменты строения; 1 – золото-сульфидно-кварцевые жилы; 2 – «табашки»; 3 – плагиогранит; 4 – элементы залегания даек; 5 – содержание золота (г/т)

Центральное рудное поле Кочкарского месторождения наиболее насыщено кварцевыми жилами, содержащими преимущественно золото. Простираение жил - близкое к широтному (60° - 70° С-В; 110° - 120° Ю-В), крутое падение, в основном к югу, все они представлены кварцевыми линзами, расположенными последовательно, иногда кулисообразно в плоскости простираения разлома. Наиболее сгущенная и взаимно сопряженная часть жил основных направлений, приуроченная к центральной части рудного поля, имеет при этом наибольшую протяженность и мощность. К окраинам, как на восток, так и на запад, отмечается уменьшение количества, протяженности и мощности жил.

Анализ морфологии, структуры и особенностей прочностных и деформационных характеристик руды и вмещающих пород природного и техногенно-измененного массива рудоносных зон свидетельствует о том, что наличие сложных и сблизженных жил, интенсивная трещиноватость вмещающего массива, тектоническая нарушенность, удароопасность руд и пород относятся к осложняющим освоение месторождения факторам [119]. Помимо этого, практикой эксплуатации Кочкарского месторождения и исследованиями свойств руд и пород установлена их склонность к хрупкому разрушению при нагружении, способность накапливать потенциальную упругую энергию при деформировании [42]. Характерными формами проявления геомеханических процессов являются обрушения горных пород в отработанное пространство, приводящие к самолокализации и погашению пустот и необходимости крепления выработок даже при малой ширине очистного пространства. Понижение глубины разработки сопровождается усложнением горно-геологических и горнотехнических условий, снижением содержания полезного компонента, ростом напряженности пород и напряжений в конструктивных элементах разработки, увеличением частоты и интенсивности динамических проявлений горного давления.

Жильным промышленно-генетическим типом является Светлинское золоторудное месторождение - наиболее крупное на Урале. Оно представляет собой новый, ранее не характерный для Урала тип. Месторождение выполнено послойными золото-кварц-сульфидными прожилковыми и прожилково-

вкрапленными рудами со средними содержаниями золота 0,8-2,5 г/т [7], приуроченными к вулканогенно-терригенной толще (рис. 1.5).



Рисунок 1.5 - Светлинское золоторудное месторождение с указанием плана развития горных работ на карьере

Руды представлены первичными (скальными) и окисленными (рыхлыми) разностями; запасы золота в тех и других рудах примерно равны. Средние содержания золота в первичных рудах - 2,8 г/т несколько больше, чем в окисленных - 2,3 г/т. Среднее содержание золота в товарной руде – 1,5-1,8 г/т.

Рудные тела не имеют четких геологических границ и выделяются только по результатам опробования. Рудные прослои при переходе в область развития коры выветривания изменяют крутое падение на пологое западное, на субгоризонтальных участках приобретают обратное падение, плащеобразно облекают неровную поверхность закарстованных мраморов. Распределение золота в рудах - весьма неравномерное. По вертикали и латерали внутри рудоносной толщи встречаются участки некондиционных руд и безрудных прослоев [63].

Значительной сложностью в освоении запасов характеризуется и Березняковское месторождение жильного золота (рис. 1.6).

Сложность геологического строения района Березняковского месторождения обусловлена развитием разнообразных по возрасту и составу метаморфических, вулканогенных, осадочных и магматических комплексов, интенсивной дислоцированностью и разнообразным метаморфизмом пород [117].

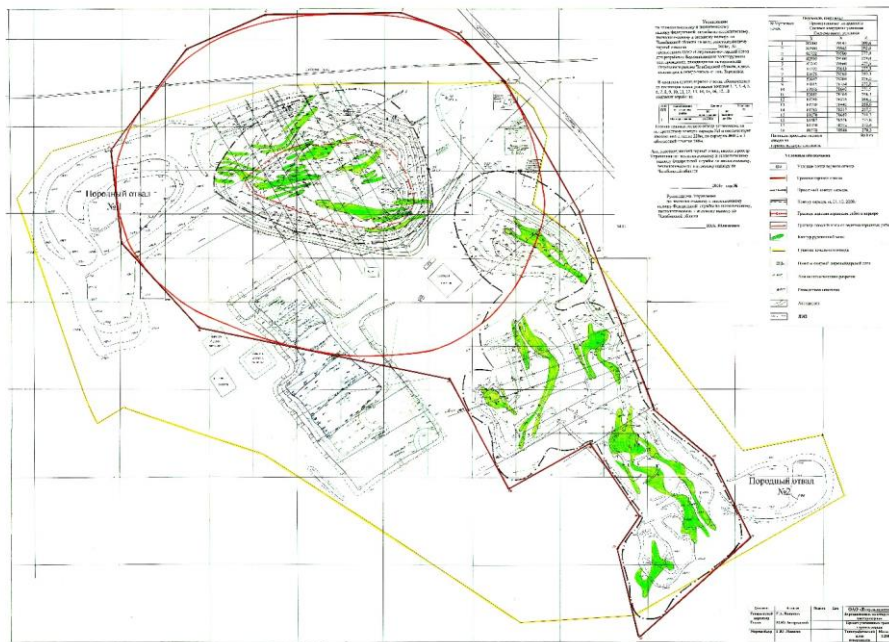


Рисунок 1.6 - Березняковское золоторудное месторождение

Коренные породы на территории месторождения перекрыты мезокайнозойскими корами выветривания, мощностью 35-40 м. Разрез коры выветривания представлен следующими зонами снизу вверх: щебнистой, глинисто-дресвянисто-щебнистой, глинисто-дресвянистой и глинистой. Мощность этих зон изменяется в широких пределах, иногда уменьшаются до полного выпадения из разреза.

Четвертичные отложения над корами выветривания представлены бурыми глинами, суглинками и супесями мощностью от 0,1 до 3,5 м. На западном фланге месторождения средняя мощность четвертичного чехла составляет 0,3 – 0,8 м, а к востоку она увеличивается до 1,0 – 1,9 м [118].

Представлено маломощными сложно построенными линзами и телами сплошных и вкрапленных золотосульфидных руд. Месторождение относится

к типу минерализованных зон без четких геологических границ, с прожилково-вкрапленной золотосульфидно-кварцевой минерализацией, с крайне неравномерным, прерывистым распределением золота. Минерализованная зона имеет длину по простиранию 480 м, мощность - 40-160 м, прослежена по падению на глубину до 220 м от поверхности [7]. Повсеместно отмечается мелкая вкрапленность пирита в количестве до 5%.

Не менее сложным в технологическом отношении является Новотроицкое золоторудное месторождение, с которым связаны основные перспективы развития промышленного оруденения на глубину. Месторождение осложнено кварц-арсенопиритовыми жилами и вкрапленными зонами. Для месторождения характерно обилие даек жильных пород, пронизывающих массив в субширотном направлении (рис. 1.7). Дайки занимают около 15% площади месторождения и распространяются в массиве неравномерно, образуя зоны сгущения [52].

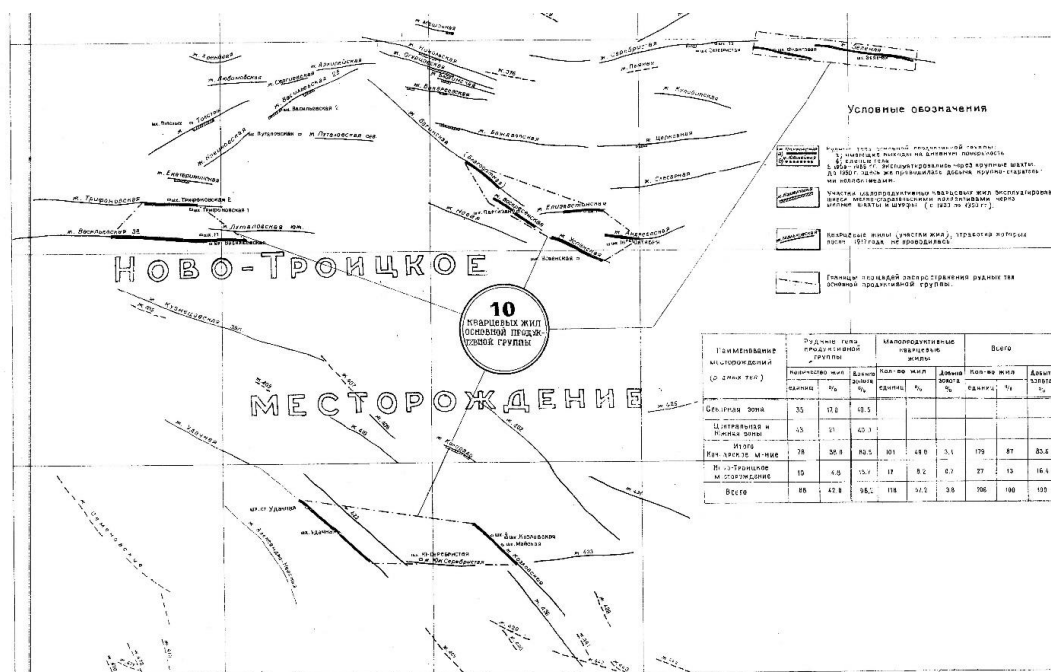


Рисунок 1.7 - Геологический план Новотроицкого месторождения

Особенности горно-геологических и морфологических условий залегания рассмотренных жильных золоторудных месторождений Южного Урала и физико-механические характеристики руд и пород, предопределяющие выбор способа и систем разработки месторождений, общая характеристика морфологических особенностей месторождений, условий залегания золото-

рудных жил сведены в таблицы 1.3 и 1.4, технологические характеристики руд и пород, предопределяющие выбор способа дезинтеграции и переработки руд, - в таблицу 1.5, основные горнотехнические характеристики - в таблицу 1.6.

Следует отметить, что месторождения Кочкарское, Березняковское и Светлинское относятся к золоторудным (табл. 1.3), и только Новотроицкое по вещественному составу руд относится к золотомышьяковистому типу. При этом, схожие условия залегания рудных тел на всех 4-х месторождениях, состав вмещающих пород (табл. 1.5), углы падения и мощность рудных тел, высокая крепость руд и вмещающих пород указывают на принадлежность указанных месторождений к одному генетическому типу и рудному полю.

Данные таблицы 1.6 дают сводную характеристику и обобщают основные параметры разработки жильных месторождений золота Южного Урала. Согласно данным этой таблицы, добыча руды на Кочкарском и Новотроицком месторождениях ведется около 150 лет (на первом – с 1867 г., на втором – с 1878 г.). В настоящее время разработан проект реконструкции подземных рудников Кочкарского месторождения. Оценены перспективы развития горных работ на Новотроицком месторождении. Запасы Светлинского и Березняковского месторождения отрабатываются в настоящее время открытым способом. Перспектива развития открытых горных работ составляет, в среднем, 10 – 15 лет. При этом за контуром карьеров остаются запасы руды, возможность отработки которых открыто-подземным способом должна быть рассмотрена дополнительно с учетом данных дополнительной эксплуатационной разведки.

Таблица 1.3 – Горно-геологические характеристики жильных месторождений золота Южного Урала

Параметры	Кочкарское	Светлинское	Березняковское	Новотроицкое
Начало эксплуатации	с 1867 г.	с 1993 г.	с 2000-2005 гг.	с 1878 г.
Обеспеченность разведанными запасами для добычи	15 лет	с 6 до 12 лет; по другим источникам 20 лет	15 лет; по другим источникам 6-7 лет	–
Тип месторождения	Золоторудное, приурочено к центральной части Пластовского массива плагиогранитов. Типично жильное, относится к удароопасным и находится в тектонически активном районе. С этой площадью связываются основные перспективы развития промышленного оруденения на глубину. Особенностью месторождения является наличие даек жильных пород, имеющих в основном субширотное направление. Характерны широкое развитие трещинной тектоники и связанные с ней трещинные воды.	Золоторудное, относится к типу сложных по геологическому строению; морфологический тип оруденения представляется как единая плитообразная залежь, усложненная наличием внутри нее довольно крупных блоков безрудных пород. Характеризуется кварцсерицитовыми породами с обильной вкрапленностью пирита.	Золоторудное, относится к типу минерализованных зон без четких геологических границ, с прожилково-вкрапленной золотосульфиднокварцевой минерализацией, с крайне неравномерным, прерывистым распределением золота.	Золотомышьяковое. Горно-геологические характеристики аналогичны Кочкарскому месторождению.

Таблица 1.4 – Морфологические особенности и физико-механические свойства руд и пород жильных месторождений золота Южного Урала

Параметры	Кочкарское	Светлинское	Березняковское	Новотроицкое
Строение рудного тела	<p>Жилы и жильные зоны представлены тонкими малосульфидными жильными кварцевыми телами сложной морфологии. Кварцевые жилы в одних случаях сплошные, в других локализуются отдельными линзами. Пережимы рудных тел в среднем составляют 20%. Распределение золота в рудах неравномерно. Обычным является чередование проб с низким и высоким содержанием золота. Часто такие пробы располагаются группами, фиксируя богатые и бедные участки жил. Руды месторождения по степени изменения гипергенными процессами делятся на окисленные и первичные.</p>	<p>Представлено зонами сложной формы в виде прожилков и гнезд, с чрезвычайно нестабильным и невыдержанным распределением золота, которые невозможно однозначно увязать как на разрезах, так и в плане золотосодержащими кварцевыми рудами с убогим содержанием сульфидов. Руды можно разделить по степени выветривания: коренные метасоматиты – первичные (скальные) руды, полувыветрелые (полускальные) руды, продукты их выветривания – выветрелые (рыхлые) руды. Первичные руды представлены метасоматитами кварц-слюдистого, кварц-карбонат-слюдистого, кварц-слюдисто-хлоритового и слюдистого состава. Золотоносность метасоматитов и кварцевых жил связана с минералами золото-пирротин-полиметаллическо-сульфидной ассоциации, а также комплексом теллу-</p>	<p>По минералогическому составу относятся к золото-сульфидно-кварцевой формации с прожилково-вкрапленной минерализацией. Маломощные сложно построенные линзы и тела сплошных и вкрапленных золотосульфидных руд; брекчированные и расланцованные серицит-кварцевые метасоматиты с прожилковой, гнездовой и вкрапленной минерализацией сульфидов, кварца и карбоната. Самородное золото чаще всего встречается в виде очень тонкой вкрапленности в сульфидах и кварце и имеет размерность 0,0003-0,25 мм. Рудные тела ветвятся, образуя в совокупности структуру «конского хвоста» с веерообразным расхождением ветвей из глубины западного фланга месторождения по направлению к востоку и поверхности. Морфологически они представляют собой непрерывные и прерывистые жи-</p>	<p>Сложено кварц-арсенопиритовыми жилами и вкрапленными зонами.</p>

Параметры	Кочкарское	Светлинское	Березняковское	Новотроицкое
		рудных микроассоциаций. Главный концентратор золота – пирит. Представлено рудными телами в виде минерализованных зон расланцевания с золото-мышьяковым оруденением, имеющим гнездовой и столбовой характер. Рудные тела представлены зонами серицит-биотит-кварцевых метасоматитов с прожилково-вкрапленной минерализацией пирита.	лообразные залежи с внутренними пустыми прослоями и резкими изменениями мощности через 25-60 м. Характерно почти закономерное чередование через 40-100 м бедных (до 2-3 г/т) и богатых (10-60 г/т) рудных пересечений.	

Таблица 1.5 – Сводные технологические характеристики руд и вмещающих пород жильных золоторудных месторождений Южного Урала

Параметры	Кочкарское	Светлинское	Березняковское	Новотроицкое
Площадь месторождения	12 км ² , расположено в северной части рудного поля	порядка 1000x700 м, размах по вертикали составляет 600 м		золото-мышьяковое оруденение распределено с различной степенью интенсивности по всей площади рудного массива, достигающего 80 км ² , при ширине массива в средней части 6-7 км и при длине 28 км
Вмещающие породы		безрудные или некондиционные прослои характеризуются неустойчивой, варьирующей в широких пределах мощностью по падению и простираению	минерализованная зона приурочена к сложнодифференцированной субвулканической интрузии среднего состава, образованной кварц-плагиоклазовыми порфиридами и кварцевыми диорито-	

Параметры	Кочкарское	Светлинское	Березняковское	Новотроицкое
			выми порфиритами, риодациттами и их туфами.	
Мощность жил	варьируют от нескольких сантиметров до 2-3 м, эксплуатационных в среднем 0,98 м	от первых сантиметров до 10-15 см, редко встречаются жилы мощностью 0,5-2,0 м	варьирует от 0,17 до 42,04 м; в среднем 5,06 м - окисленные руды, 3,7 м – первичные руды	
Глубина залегания		до 580 м	до 220 м	
Длина рудных тел	по простиранию обычно составляет 300-600 м, по падению – до 1000 м и более	по простиранию на 700 м, по падению – на 500-600 м	по простиранию варьирует от 17,5 до 376,5 м, по падению – от 17,5 до 350 м	
Угол падения	80-90°	40-70°; 90°	от 21° до 45° в 1 гр. и от 51° до 74° во 2 гр.	70-85°
Средняя крепость руд по шкале профессора М.М.Протодяконова, коэффициент	16-20	13 (от 4-5 до 18-20)	3 – по окисленным рудам (кора выветривания), 7-10 – по первичным рудам	
Средняя крепость вмещающих пород по шкале профессора М.М.Протодяконова, коэффициент	16-18, реже 12-14	15 (от 4-5 до 18-20)	7-8	
Среднее содержание золота, г/т	11-13	от 1,0 до 14,4	среднее 3-7 (от 2-3 до 10-60); по другим источникам среднее от 11,74 до 27,05	
Доля безрудных прослоев		до 70%		

Таблица 1.6 – Горнотехнические характеристики жильных месторождений золота Южного Урала

Параметры	Кочкарское	Светлинское	Березняковское	Новотроицкое
Ресурсный потенциал золота	51 т; учтено 117 жил, из них 44 отнесены к числу эксплуатируемых	204 т; по другим источникам на 01.01.14 – 33,3 т.	105 т. Выявлены 23 рудных тела, имеющих очень сложную морфологию и внутреннее строение; по другим источникам: 64,9 т; 19,4 т	
Система разработки		открытая	открытая с доработкой подземным способом	в настоящее время не разрабатывается
Глубина разработки	до 750 м	580 м; проектная глубина карьера на данный момент составляет 312 м	140 м	
Прирост запасов	найдено продолжение жилы Удачная Северная. Общий прирост запасов по данным бурения составил 707 кг золота	доразведка западного и северо-западного флангов месторождения показала, что запасы по этим двум участкам составили порядка 20 т золота на глубине до 200 м	в 2007 г. на северном и юго-восточном продолжении месторождения выявлены золотоносные минерализованные зоны протяженностью 800 м с содержанием золота 1,0-1,5 г/т. Внутри зон выявлено и оконтурено несколько линз богатых руд с содержаниями золота 4-5 г/т. Протяженность и мощность линз небольшие - соответственно 50-150 и 2-20 м. В 2006 г. прирост запасов на перечисленных флангах месторождения составил 3 т золота при среднем содержании 3,8 г/т	
Вещественный состав	Вещественный состав жил однотипен, хотя и разнообразен по количеству присутствующих минералов, количество которых до-	Главные рудные минералы – золото, пирит, пирротин, магнетит, сидерит, гидроксиды железа, второстепен-	Серебро, медь, железо, свинец, цинк, сера и мышьяк	Вещественный состав жил однотипен, хотя и разнообразен по количеству присутствующих минералов, коли-

Параметры	Кочкарское	Светлинское	Березняковское	Новотроицкое
	стигает 90 наименований, в т.ч. серебро, медь, железо, свинец, примеси висмута, теллура, селена, индия, кадмия, германия и таллия	ные – халькопирит, гематит, шеелит; акцессорные - апатит, рутил, сфен, циркон. Суммарное содержание рудных минералов – 0,5-9%.		чество которых достигает 90 наименований, в т.ч. серебро, медь, железо, свинец, примеси висмута, теллура, селена, индия, кадмия, германия и таллия
Метод переработки	Гравитационно-цианистая	КВ окисленных руд, гравитационно-цианистая	КВ окисленных руд, гравитационно-цианистая	-
Коэффициент разрыхления руды вмещающей породы	1,5	1,35-1,5	-	-
Безопасность	Относится к опасным производственным объектам. Значительная часть продуктивных жил относится к угрожаемым и опасным по горным ударам	-	-	-
Бортовое содержание золота	0,5 г/т	0,3 г/т	0,5 г/т	-
Водоприток	40-50 м ³ /час, при ливневых дождях или интенсивном поступлении талых вод он может достигать 110 м ³ /час, ожидаемый приток на горизонте 700-800 метров может составить 545 м ³ /час; по другим источникам – до 750 м ³ /час	322,1 м ³ /час	по разным источникам от 50 м ³ /час до 195 м ³ /час	-
Разубоживание	до 80 %	-	-	-

Как видно из приведенных данных, для рассмотренных месторождений характерен относительно небольшой объем оставшихся балансовых запасов и, соответственно, ограниченный срок эксплуатации, низкое и весьма изменчивое содержание золота в руде, зачастую – длительный и многовековой период освоения, перешедший в завершающую стадию, когда уже доработаны 75–80% балансовых запасов.

Причем, по ряду участков месторождений, исторически многократно вовлекаемых в эксплуатацию, не сохранилась геологическая и техническая документация, поэтому возникают дополнительные трудности с изучением горно-геологических условий залегания и обоснованием горнотехнических параметров разработки.

Существующие принципы проектирования горнотехнической системы в данных условиях не обеспечивают стабильных показателей эффективности горного производства, что приводит к снижению технико-экономических показателей и требует иного и более ответственного подхода к обоснованию концепции и выбору технологий освоения месторождений, особенно на завершающей стадии.

1.3 Обобщение опыта подземной разработки жильных месторождений и направления повышения полноты и энергоэффективности освоения недр

Значительное разнообразие горно-геологических, геомеханических и горнотехнических условий разработки жильных месторождений привело за долгие годы их эксплуатации к созданию большого числа вариантов систем и технологии их разработки. С учетом этих особенностей развитие геотехнологии разработки таких месторождений шло большей частью на базе широкого использования непосредственно в очистном забое ручного или маломеханизированного труда и заметно медленнее, чем на других типах месторождений.

Системы разработки, применяемые во всем мире для разработки жильных месторождений малой и средней мощности, в том числе и золоторудных, представлены в таблице 1.7 [131].

Таблица 1.7 - Системы разработки жильных золоторудных месторождений

№ п/п	Наименование системы разработки	Удельный вес, %					
		1957	1977	1987	1997	2007	2017
1	с открытым очистным пространством	8,0	4,8	4,8	2,1	0,6	2,4
2	с магазинированием руды	25,0	30,5	42,3	50,7	57,4	55,0
3	с закладкой выработанного пространства	3,5	10,3	12,7	34,5	37,5	37,8
4	с креплением выработанного пространства	54,0	46,1	29,4	9,6	1,7	0,9
5	прочие	9,5	8,3	10,3	3,1	2,8	3,9

Как следует из данных таблицы 1.7, в настоящее время, на смену системам с креплением выработанного пространства постепенно приходят системы с отбойкой руды из подэтажных штреков и системы с закладкой выработанного пространства. Такой переход, наряду с усложнением горно-геологических условий разработки, вызван, прежде всего, необходимостью увеличения полноты выемки запасов и создания условий для комплексной механизации основных технологических процессов. Последнее обстоятельство имеет большое значение для формирования общих показателей производительности по блоку и по предприятию в целом.

Эволюцию систем разработки при увеличении глубины горных работ можно проследить на многих рудниках, достигших больших глубин.

Так в Канаде на жильных месторождениях золота, разрабатываемых на глубинах 1700-2500 м (рудники Райт Харгривс, Холлинджер, Мак-Интайр, Лейк-Шор и др.), до глубины 500-600 м применяли системы разработки с магазинированием руды, а ниже перешли на разработку системами с закладкой или с креплением и закладкой.

На самых крупных в мире по запасам и размеру добычи золотоурановых месторождениях ЮАР (рудный район Витватерсранд), представленных полными жилами конгломератов с достаточно простой морфологией, до глубины 300 м золотоурановые жилы разрабатывали только сплошной системой с оставлением целиков руды, а глубже стали применять систему с закладкой. Разработку планируется вести до глубины 4500 м, которая считается допустимой как по экономическим соображениям, так и по температуре и геомеханическим условиям, связанным с ростом горного давления.

На руднике Колар (Индия) верхние горизонты одноименного месторождения до глубины 300 м разрабатывали системами с открытым выработанным пространством: почвоуступной и потолкоуступной системами с распорной

крепью. С глубин около 3000 м поддержание выработанного пространства осуществлялось полосами или стенками из гранитных блоков, которые оказались в условиях большой глубины горных работ наиболее рациональным видом крепи. Применение гранитных блоков позволило выработать участки богатой руды, ранее оставленные не вынутыми из-за высокого давления и большого риска опасности горных ударов.

В США при разработке маломощных медноколчеданных месторождений на рудниках Бьютти и Норанда глубина разработки достигает 1350-1750 м. Применяются, в основном, системы разработки с закладкой выработанного пространства.

Один из наиболее глубоких рудников Европы в Пршибраме (Чехия) разрабатывал жильное полиметаллическое месторождение на глубине до 1550 м системами с закладкой и частично с магазинированием руды.

Необходимо отметить, при высокой изменчивости морфологии и элементов залегания рудных жил все распространенные на жильных месторождениях системы разработки (см. табл. 1.7), существенно отличаясь друг от друга различными конструктивными элементами, способом поддержания выработанного пространства и последовательностью выполнения производственных процессов, имеют целый ряд общих особенностей: очистная выемка производится горизонтальными слоями по линии падения рудного тела снизу вверх; отбойка руды в каждом слое осуществляется шпурами, глубина которых редко превышает 1,5-1,8 м, в одну или несколько стадий по линии простираения рудного тела. При этом операции очистной выемки выполняются с искусственно созданной рабочей площадки, которая возводится заново перед началом работ в каждом последующем слое.

Созданные на этой основе технологии отличаются достаточной гибкостью и легко адаптируются к меняющимся горно-геологическим условиям разработки рудных тел малой мощности, но отличаются низкой производительностью и низкой механизацией основных и вспомогательных технологических процессов. Зачастую стремление добиться максимального улучшения качества руды за счет снижения потерь и разубоживания (во всех вариантах систем разработки) ограничивает возможности применения наиболее распро-

страненных типов горных машин различного назначения, ввиду значительных габаритных размеров этих машин.

Так, на упомянутых выше рудниках района Колар (Индия) технико-экономические показатели систем разработки и степень механизации труда весьма низкие: производительность труда одного рабочего на отбойке руды – $1,32 \text{ м}^3/\text{чел.-см.}$, производительность труда одного подземного рабочего – $1,13 \text{ м}^3/\text{чел.-см}$ [132].

На руднике Морро-Вельхо при системе разработки наклонными слоями с гидрозакладкой производительность труда забойных рабочих $1,53 \text{ м}^3/\text{чел.-см.}$, рабочего по гидрозакладке – $10,6 \text{ м}^3/\text{чел.-см.}$, потери руды при добыче 2-3%, разубоживание 7%.

На канадском руднике Мак-Интайр с системой разработки с твердеющей закладкой производительность труда забойных рабочих при ширине очистного пространства 1,2-1,8 м составляет $5-7,5 \text{ м}^3/\text{чел.-см.}$, а производительность процесса отбойки $16-31 \text{ т}/\text{чел.-см.}$, при этом обеспечивается значительно более высокое качество извлечения руд из недр.

На канадском руднике Харгривс при выемке жил мощностью 2,5 м системой разработки с кучным магазинированием руды получены следующие средние показатели: производительность бурильщика – $8-12 \text{ м}^3/\text{чел.-см.}$, забойного рабочего – $3 \text{ м}^3/\text{чел.-см.}$ при расходе леса $0,02-0,03 \text{ м}^3/\text{м}^3$ и взрывчатых веществ $1,0-1,4 \text{ кг}/\text{м}^3$.

Внедрение систем с закладкой, как правило, сопровождается повышением уровня механизации очистных работ за счет широкого использования мобильного горного транспортного оборудования и повышению производительности забойного рабочего.

Абсолютное преобладание в настоящее время геотехнологий с валовой выемкой полезного ископаемого, независимо от реальной мощности и рудоносности рудных тел является еще одной особенностью развития технической составляющей освоения жильных месторождений. Удельный объем добываемой пустой породы, в исчислении на тысячу тонн добытой руды, при выемке жил в 2-3 раза выше, чем при разработке мощных месторождений. При этом большая часть добытой горной массы остается вблизи места добычи в виде отвалов пустых пород и хвостохранилищ обогатительных фабрик. Полное

складирование отходов на земной поверхности является еще одной экологически значимой особенностью разработки жильных месторождений.

Существующий уровень развития горной техники и технологии позволяет создавать предприятия на принципах комплексного, энергоэффективного, экологически и промышленно безопасного и освоения месторождений, однако, ряд геотехнологических процессов подземной добычи требуют доработки и адаптации к условиям разработки конкретных месторождений для максимальной реализации возможностей, заложенных в геотехнологическую концепцию. Прежде всего, это относится к процессам бурения, транспортирования горной массы, управления состоянием подрабатываемого горного массива, технологии закладочных работ.

В указанных условиях продление периода эффективной эксплуатации жильных месторождений, характеризующихся низким содержанием полезных компонентов в руде, сложными горно-геологическими условиями разработки и вещественным составом руд, может обеспечить комплекс решений, направленных на увеличение скорости проходки, снижение объемов подготовительно-нарезных работ, интенсификацию закладочных работ, совмещение процессов добычи и переработки рудной массы, совершенствование технологии и техники добычи и транспортных работ, изменение логистических схем рудника, применение новых и нетрадиционных способов управления качеством извлекаемой рудной массы.

Поэтому обоснование параметров горнотехнических систем в направлении обеспечения рентабельности вовлечения природных и техногенных запасов жильных золоторудных месторождений Южного Урала в эксплуатацию на завершающей стадии их подземной разработки, повышения производительности труда и показателей полноты и качества извлечения балансовых запасов, промышленной и экологической безопасности работ, представляется сегодня весьма актуальной научно-технической проблемой, решение которой будет способствовать при сокращении экологического воздействия на окружающую среду продлению сроков эксплуатации рудников с сохранением объемов производства и рабочих мест.

1.4 Методы и подходы к обоснованию ресурсосбережения и энергоэффективности технологий подземной разработки золоторудных месторождений на завершающих стадиях

С учетом отмеченных в разделе 1.3 осложняющих горно-геологических, горно-технических и иных факторов, характерных для разработки золоторудных месторождений, включая высокую трудоемкость добычных работ, особенно на завершающих стадиях, одним из основных направлений развития инновационных технологий их освоения является обеспечение ресурсосбережения и энергоэффективности горных работ.

До рассмотрения методов и подходов к обоснованию ресурсосбережения и энергоэффективности технологий подземной разработки золоторудных месторождений на завершающих стадиях необходимо отдельно выполнить анализ существующих трактовок понятия «завершающая стадия» применительно к освоению месторождения и их отличий.

Следует сразу отметить, что в современных реалиях не существует единого и общепринятого определения завершающей стадии разработки месторождения. Несмотря на то, что у большинства исследователей толкование данного термина имеет схожее понимание предмета, существуют и некоторые различия трактовки.

Так ряд авторов отождествляют понятия завершающей стадии разработки и затухания горных работ, вкладывая в них смысл окончания отработки запасов полезного ископаемого и ликвидации горного предприятия [27, 69, 117].

В работе [69] автор исходит из того, что для горного производства характерен лишь один воспроизводственный цикл, ограничивающим фактором продолжительности которого выступают запасы полезного ископаемого. При этом понятия доработки месторождений и затухания добычи полезного ископаемого им отождествляются и решаются задачи совершенствования технологии и управления горными работами с целью снижения эксплуатационных расходов на этом этапе и сокращения сроков доработки. Стадия доработки представлена как специфический последний завершающий этап в процессе разработки месторождения. Истощение запасов свидетельствует об отсутствии предмета труда. В этом случае ни реконструкция, ни продолжение процесса производства оказываются невозможны.

В работе [116] предложена трактовка этапа доработки месторождения как периода, характеризующегося объективным спадом производственной мощности предприятия по добыче минерального сырья до 25 % от средней проектной величины при обеспеченности разведанными балансовыми запасами при отсутствии перспектив их прироста не более 5 лет. Другой принцип выделения стадии доработки - это остаточность запасов. В этом случае доработкой рекомендуется считать этап разработки месторождения, когда оставшиеся промышленные запасы составляют 20 % от общей величины балансовых запасов с учетом возможного прироста руды в недрах в результате проведения эксплуатационных геологоразведочных работ.

В работе [27] под завершающим этапом понимается заключительный этап эксплуатации, особенностью которого является нестабильность работы месторождения, возрастание удельного расхода энергии на добычу.

Проводя аналогию между развитием горных работ на месторождении и развитием любого другого предприятия, ряд исследователей рассматривали их с точки зрения теории жизненных циклов предприятия. Наиболее известны работы Л. Данко [25], Л. Грейнера [24], И. Адизеса [3], Г.Б. Клейнера [50], Е. Н. Емельянова и С. Е. Поварницыной [28]. Несмотря на некоторые отличия в формулировках, общая идея данных работ состоит в том, что жизненный цикл любого предприятия представляет собой определенную последовательность сменяющих друг друга этапов или стадий развития. Каждая стадия является одновременно и следствием предыдущей, и причиной последующей стадии. Ни одно предприятие не может развиваться бесконечно долго без изменений, которые не только желательны, но жизненно необходимы для дальнейшего развития. Развитие предприятия по шкале времени может быть представлено в терминах жизненного цикла [121]. При этом под жизненным циклом предприятия следует понимать совокупность стадий, которые оно проходит в период своей жизни (рис. 1.8) [31].

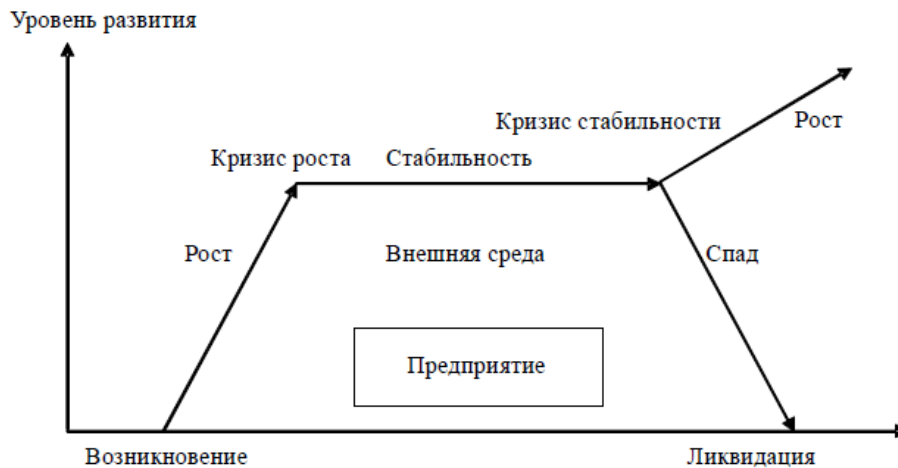


Рисунок 1.8 - Модель жизненного цикла предприятия

Как можно видеть на рис. 1.8, на завершающей стадии эксплуатации предприятия возможны два принципиально различных развития событий: спад в случае развития на прежних принципах и рост при изменении стратегии развития.

Согласно модели жизненного цикла Грейнера [24], развитие предприятия протекает через пять этапов, каждый из которых предполагает концентрацию на определенных аспектах и проблемах развития: предпринимательство, управление, делегирование, координация, сотрудничество. Каждый этап завершающей стадия характеризуется кризисом – моментом, когда продолжение дальнейшего функционирования предприятия в прежнем ключе уже невозможно и ведет к прекращению деятельности. В случае успешного преодоления кризиса, организация переходит на следующую стадию, где концентрируется уже на других проблемах. Каждый этап роста предприятия включает в себя два ярко-выраженные периода: эволюционное развитие и революционное развитие. Периодом эволюции назван продолжительный отрезок времени, в течение которого предприятие расширяется постепенно, без сильных скачков. Периоды, когда предприятие претерпевает значительные перемены в управлении, названы периодами революции. Управление предприятием в этот период требует применения иных подходов, нежели тех, которые были внедрены, когда организация была меньших размеров. Основной задачей является необходимость перехода к новым стратегиям развития, отказ от привычной модели функционирования и внедрение новых методов управления для следующей стадии деятельности предприятия.

Скорость, с которой организация проходит через стадии, сменяющие периоды эволюции и революции, согласно Грейнеру, зависит напрямую от состояния рынка той отрасли, к которой она относится: в быстро развивающихся отраслях у предприятий будут относительно короткие стадии роста, и, соответственно, в медленно развивающихся отраслях – длинные. В том случае, когда организация получает достаточно высокую прибыль, эволюционный период растягивается.

В отличие от эволюционной теории Грейнера, в модели жизненных циклов организации Адизиса [3] значительное внимание уделено регрессионным моделям. Эти модели базируются на сравнении развития предприятия с живым организмом, проходящем через схожие стадии жизненного цикла: роста (зарождение, младенчество, детство, юность, расцвет) и старения (закат, аристократизм, ранний бюрократизм, бюрократизм). Эти стадии проявляются по мере роста и старения предприятия в предсказуемых и повторяющихся шаблонах поведения. Каждой стадии присущи так называемые болезни роста и организационные патологии. Болезни роста являются нормальными и обязательными для гармоничного развития системы, в отличие от патологий, которые угрожают росту и существованию предприятия.

В трудах Г. Клейнера [50] выделены такие периоды в жизненном цикле организации, как возникновение, становление, рост, насыщенность, спад и ликвидация. Причем стадия ликвидация выделяется автором в отдельный этап жизненного цикла организации, подразумевающий ее закрытие.

На основании исследования 15 моделей жизненного цикла организаций Г.В. Широковой и соавторами подтверждена пятиэтапная модель жизненного цикла организации, включающая стадии становления, накопления, зрелости, диверсификации и упадка [125].

В отечественной литературе также известен подход Е. Н. Емельянова и С. Е. Поварницыной [28]. Авторами отмечается, что в отличие от западного или восточного бизнеса, которые начинаются сразу с этапа механизации, а затем последовательно проходя стадии формирования, развития, стабилизации, стагнации, кризиса и распада (реформирования), для отечественных предприятий характерна некая феноменология. Они выделяют четыре этапа развития

организации, которые последовательно названы «тусовка», «механизация», «внутреннее предпринимательство», «управление качеством».

Автором [109] функционирование организации рассмотрено в рамках определенного монетарного диапазона: как только объем производства продукта перестает расти, дальнейшее падение валового внутреннего продукта неизбежно. При этом происходит потеря целей и направлений развития организации, монетарное обеспечение функций, отвечающих за рост, также уменьшается. В тоже время предприятие пытается сохранить свои рыночные позиции, что вызывает рост издержек, перекосы в системе управления, а также приводит к усилению консерватизма в процессе принятия решений. Такое положение дел, по мнению автора, будет сохраняться либо до тех пор, пока предприятие не станет банкротом, либо пока не будут предприняты меры по увеличению потенциала и гибкости предприятия. Причиной, вынуждающей предприятия пересматривать подходы к управлению в изменившихся условиях, согласно М. Портеру [68], могут выступать пять сил: заказчики, поставщики, продукты-заменители, существующие и новые конкуренты.

Таким образом, на каждом из этапов жизненного цикла предприятие испытывает как рост, так и его замедление, а иногда и упадок. Функция, отражающая жизненный цикл правильно развивающейся организации, подобна синусоиде, с чередованием периодов, которые отражают рост, стагнацию и упадок определенного этапа (рис. 1.9).

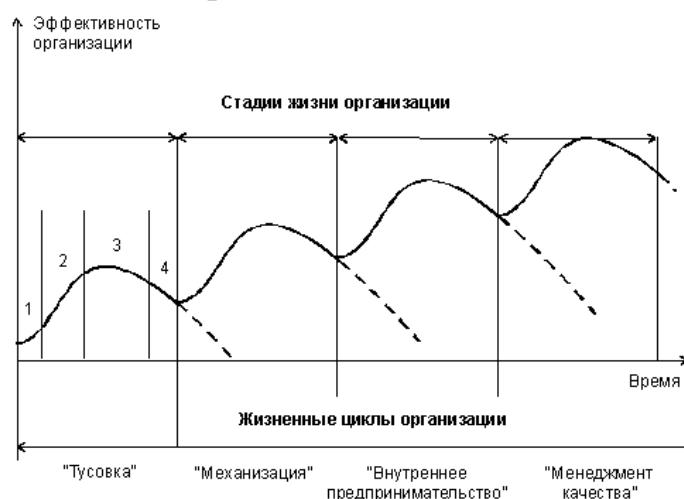


Рисунок 1.9 - Жизненные циклы организации: 1 – формирование, 2 – рост, 3 – стабилизация (зрелость), 4 – завершающая стадия (кризис)

Прекращение роста – естественное явление, без которого невозможно дальнейшее развитие, поскольку оно порождает необходимость качественного перехода на следующий этап [121].

Несмотря на продолжающиеся дискуссии, специалисты в области теории жизненных циклов сходятся в том, что полный жизненный цикл организации обязательно включает такие стадии, как:

- 1) рождение (формирование организации);
- 2) рост;
- 3) зрелость (стабилизация);
- 4) завершающая стадия (или переход в новое качество).

При этом последняя стадия вовсе не обязательно должна завершаться «смертью» или ликвидацией организации.

Продолжительность жизненного цикла зависит от умения организации выстроить динамическое равновесие с внешней средой. Именно динамический характер равновесия делает организацию устойчивой, дает ей возможность существовать во времени и пространстве. При возникновении устойчиво неравновесного состояния запускается процесс разрушения организации с последующей ликвидацией.

Из выше сказанного следует, что феномен жизненных циклов представляет собой мощный инструмент, который обеспечивает понимание проблем, стоящих перед организацией, а также того, каким образом ее возможно перевести на каждую следующую стадию развития с минимальными потерями.

Вместе с тем, характеризуя жизненные циклы горнодобывающих предприятий и стадии функционирования горнотехнических систем, необходимо ориентироваться на специфику геотехнологий. Основные особенности производственных процессов на горных предприятиях заключаются в следующем:

- 1) добыча полезных ископаемых осуществляется в естественной среде и испытывает влияние различных природных процессов (геодинамические явления, подземный водоприток, газовый режим и т.п.). Горно-геологические условия по мере отработки месторождения, как правило, ухудшаются, т.к., согласно принятым проектным решениям, развитие горных работ начинается с наиболее благоприятных условий для скорейшей окупаемости инвестиций;

2) технология и технические средства производственного процесса в значительной степени зависят от физико-механических свойств полезного ископаемого и вмещающих пород, которые могут в значительной степени изменяться в пределах одного участка недр;

3) структура производственных процессов определяется способом разработки месторождений полезных ископаемых;

4) высокая доля ручного труда в тяжелых условиях.

Каждое месторождение уникально и требует индивидуального подхода к обоснованию геотехнологий добычи и переработки руд. Однако, в целом жизненный цикл развития горнотехнической системы освоения недр может быть описан следующими стадиями, приведенными на рис. 1.10 [30]. В данном случае под стадиями понимается период процесса освоения месторождения, характеризующийся определенным закономерным изменением технологических и технико-экономических показателей горнотехнической системы.

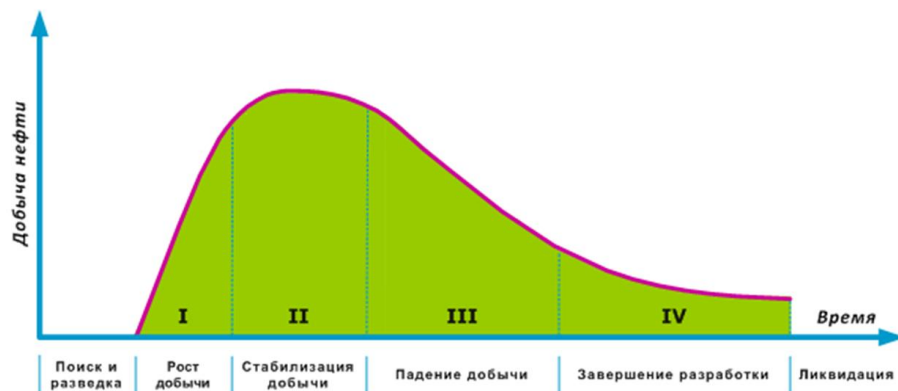


Рисунок 1.10 - Жизненный цикл освоения месторождения

Первую, вторую и третью стадии (рис. 1.10), относят к основному периоду разработки. В этот период осуществляется добыча 80 - 90% запасов полезных ископаемых месторождения. Четвертую стадию, отличающуюся низким уровнем добычи полезных ископаемых и медленным ее снижением, называют затуханием горных работ или завершающей. Причиной возникновения завершающего периода и, в итоге, ликвидации предприятия, является отсутствие запасов полезных ископаемых, которые представляют собой предмет труда при разработке месторождений, а также новых конструктивных и технологических решений, которые позволили бы дать новый импульс развитию горных работ, как правило, на принципиально иной концептуальной основе.

Таким образом, в отличие от предприятий иной принадлежности жизненный цикл горных предприятий значительно зависит от исходных природных условий разработки [27]. С учетом того, что доработка месторождений влечет и тяжелые социальные последствия, а ликвидация предприятия связана с тяжелыми для среды обитания экологическими последствиями, для предотвращения негативных социальных явлений, снижения неблагоприятных последствий горных работ на состояние окружающей среды, завершающую стадию функционирования горнотехнической системы предпочтительно рассматривать не как подготовку к ликвидации предприятия, а как этап для реализации новых эффективных путей комплексного освоения участка недр.

Основное направление для преодоления указанных проблем на завершающих стадиях эксплуатации месторождений связано с развитием горных наук и созданием новых ресурсосберегающих и энергоэффективных технологий комплексного освоения месторождений. Горное предприятие, задачами которого является комплексное освоение участка земных недр, а не только разработка полезных ископаемых, указанных в лицензионном соглашении, призвано эффективно использовать все содержащиеся на этом участке георесурсы.

Недра Земли следует рассматривать как вместилище генетически и пространственно взаимосвязанных многообразных ресурсов при неисчерпаемых возможностях их использования [110]. Георесурсы во всем их многообразии являются основным предметом освоения недр Земли, особенно в связи с утвердившейся с начала XX века концепцией освоения недр – как основной парадигмы горных наук [22]. Поэтому изучению, оценке, обоснованию условий многоцелевого использования, восполнения и сохранения георесурсов во всем мире придается особое значение.

Ресурсы земных недр многогранны по минеральному и фазовому составу, структуре, ценности. Так в классификации академика М. И. Агошкова георесурсы разделены на шесть групп в зависимости от условий образования и направлений возможного использования [1]:

- I – месторождения полезных ископаемых, разделяющиеся на однокомпонентные и комплексные;
- II – горные породы, породы вскрыши и вмещающие породы от проход-

ки подземных выработок, забалансовые запасы полезных ископаемых, добытые и отдельно складированные, пропластки вмещающих пород, извлеченные совместно с полезными ископаемыми и выдаваемые на поверхность для последующей переработки;

- III – отходы добычи и переработки извлеченного из недр минерального сырья – отходы горного, обогатительного и металлургического производств;
- IV – подземные пресные, минеральные и термальные воды;
- V – глубинное тепло недр Земли;
- VI – природные и созданные человеком (техногенные) полости в земных недрах – выработанные пространства.

Понятие комплексного освоения недр, по мнению академика М.И. Агошкова, предусматривает, с одной стороны, наиболее полное использование всех осваиваемых георесурсов, с другой, для достижения максимального народнохозяйственного и социального эффекта от вовлечения ресурсов недр в промышленную эксплуатацию требует их освоения рациональным сочетанием существенно различных способов добычи.

Академик К. Н. Трубецкой расширил и углубил данное представление, введя новые понятия [110]:

- реально выявленные ресурсы недр;
- потенциальные ресурсы;
- ресурсовоспроизводящие функции горного производства;
- ресурсовоспроизводящие технологии – прямые действия или дополнительные технологические процессы, в результате которых создаются новые ресурсы недр.

В современной трактовке под ресурсовоспроизводящими понимаются геотехнологии, обеспечивающие освоение запасов полезных ископаемых с частичным воспроизводством или созданием новых видов ресурсов недр либо с переводом потенциальных запасов в реальные [22].

В условиях необходимости восполнения выбывающих мощностей, обеспечения своевременной подготовки участков рудных залежей, в том числе относимых в настоящее время к забалансовым, увеличения производственной мощности горных предприятий по товарной продукции [110], реализация в

проектных решениях ресурсовоспроизводящих технологий является все более актуальной.

Проведенный анализ технологий позволил выделить следующие ресурсовоспроизводящие функции горного производства: изменение условий залегания минеральных образований; изменение качества минеральных образований; изменение параметров, сроков формирования и состояния выработанного пространства – свободное, затопленное водой, заполненное обрушенными породами или закладочной смесью.

При систематизации методов воспроизводства георесурсов при комплексном освоении рудных месторождений выделено три принципиально различных подхода [45, 113]:

1) воссоздание новых видов георесурсов при истощении базовых и переход на извлечение новых видов минерального сырья с полезным использованием выработанных пространств;

2) воспроизводство того же вида минерального сырья за счет перевода забалансовых запасов и некондиционных руд в балансовые и кондиционные;

3) воспроизводство новых и того же вида георесурсов при вовлечении в эксплуатацию отходов производства.

Дальнейшее развитие представлений о комплексном освоении недр связано с осознанием того факта, что недра являются многофункциональным, изменяемым техногенным ресурсом жизнедеятельности общества [115].

Так профессор Н. Н. Чаплыгин, отмечая многообразное значение верхней части литосферы для поддержания устойчивости биосферы, предложил оценивать недра по их способности выполнять свою экологическую функцию, состоящую в том, чтобы поддерживать своим строением, веществом и физическими полями устойчивость биосферных процессов. В указанном контексте жизнеобеспечивающие свойства недр выступают как различного вида георесурсы: вещественные, энергетические (физические поля), пространственные (территориальные), информационные [122]. Они характеризуются многообразием пространственных размеров и формы, природно-климатических, горно-геологических, геомеханических, газогидродинамических, горнотехнических условий освоения и направлений полезного использования.

Энергетический ресурс земных недр является весьма перспективным. Причем, наряду с природным энергетическим источником – теплом земных недр, следует рассматривать возможность использования техногенных возобновляемых источников [43, 78]. Актуальность такого использования обусловлена тем, что предприятия на завершающей стадии эксплуатации месторождений с учетом усложнения горно-геологических условий разработки и роста глубины ведения горных работ вынуждены изыскивать способы снижения себестоимости добычи минерального сырья, вовлекать в промышленную эксплуатацию запасы бедных и забалансовых руд. Непропорционально большой рост энергоемкости добычи руды на этой стадии приводит к тому, что вопросы повышения эффективности энергоснабжения горных предприятий приобретают особую актуальность.

Многолетним опытом и многочисленными исследованиями доказано, что наибольший эффект может быть обеспечен только при комплексном и многоцелевом использовании всех видов георесурсов, которые могут быть эффективно вовлечены в эксплуатацию на конкретном участке литосферы. Рациональное сочетание геотехнологий на основе эффективного управления качеством минеральных потоков в ходе их энергоэффективного формирования, перемещения, техногенного преобразования обеспечивает наиболее полное извлечение полезных ископаемых из недр и ценных компонентов из вещества.

Эффективная отработка жильных месторождений, характеризующихся низким содержанием полезных компонентов в руде, труднообогатимостью добычи руды и сложным вещественным составом минерального сырья, возможна лишь при формировании устойчивой к изменчивости внешних негативных факторов горнотехнической системы, а именно ее способности сохранять текущее состояние в пределах заданных параметров при наличии внешних негативных воздействий за счет изыскания технологических, технических, организационных, минерально-сырьевых резервов, резерва использования выработанных пространств, создаваемых и сохраняемых в процессе разработки месторождений полезных ископаемых на случай потери устойчивости горнотехнической системы.

Устойчивость горнотехнической системы на завершающей стадии подземной разработки жильных золоторудных месторождений возможно обеспечить реализацией резервов по следующим направлениям: сокращение объемов подготовительно-нарезных работ, снижение разубоживания и др. (технологические резервы); применение высокопроизводительного оборудования (технический резерв); повышение производительности труда рабочих, квалификации рабочих (организационные резервы); формирование техногенных месторождений (минерально-сырьевой резерв); использование открытых и подземных выработанных пространств (резерв использования выработанных пространств).

Вопросами развития теории и практики освоения месторождений на завершающих стадиях занимались в разное время многие известные ученые. Существенный вклад в решение указанных проблем внесли труды академиков М.И. Агошкова, К.Н. Трубецкого, член-корреспондентов РАН Д.Р. Каплунова, докторов технических наук И.И. Айнбиндера, В.А. Атрушкевича, И.В. Баклашова, О.С. Брюховецкого, В.К. Вороненко, Ю.П. Галченко, Л. Грейнера, Д.М. Казикаева, В.Н. Калмыкова, Г.Б. Клейнера, Е.В. Кузьмина, В.В. Куликова, А.Б. Макарова, Б.В. Несмеянова, Е.И. Панфилова, М.В. Рыльниковой, И.В. Соколова, Н.Н. Чаплыгина, С.Л. Шашурина, Г.В. Широковой, М.Ф. Шнайдер, Б.П. Юматова, Р.Б. и А.Б. Юна и многих других ученых [5, 6, 9, 11, 35, 39, 41, 51, 54, 124, 127]. В их работах разработаны методики повторного освоения месторождений, проведена классификация способов разработки неотработанных при первичном освоении участков месторождений, показана область эффективного применения, составлены технологические схемы выемки потерянных ранее запасов.

Разработка месторождений на завершающих стадиях характеризуется сложностью геомеханической обстановки, приводящей к непростым задачам по определению и оценке напряженно-деформированного состояния массива горных пород. Без полной и всесторонней проработки данных задач невозможно рациональное и безопасное внедрение технологических схем отработки месторождения в этот период. Основой при оценке возможности проведения (совмещения) работ по выемке золотосодержащих руд на завершающей стадии разработки месторождений являются следующие задачи:

- исследование и проработка вопросов геомеханики;
- оценка возможности использования существующих выработок;
- применимость существующих средств механизации или приобретение дополнительных.

В качестве объектов разработки выступают запасы, оставленные в предшествующие периоды освоения месторождения с применением малопроизводительного переносного оборудования, трудоемких систем разработки, использование которых в настоящее время неэффективно ввиду малого содержания золота в руде и необходимости наращивания объемов добычи в техногенно-осложненных условиях отработки запасов, подлежащих освоению, с использованием ранее пройденных вскрывающих и подготовительных выработок.

Особое место при решении проблем комплексной разработки месторождений занимают вопросы переработки минерального сырья. Ограниченность и невозобновляемость полезных ископаемых требуют рационального их использования, а сырьевая база месторождений может быть представлена не только балансовыми и забалансовыми запасами, но и реальными резервами минеральных ресурсов будущих поколений в виде техногенных запасов.

Обзор фундаментальных и прикладных исследований показал, что в хвостах обогащения руд цветных металлов доля неизвлеченных компонентов от их количества в исходной руде составляет соответственно (средние и максимальные значения), %: олова - 35 и 58; вольфрама - 30 и 50; цинка - 26 и 47; свинца - 23 и 39; молибдена - 19 и 53; меди - 13 и 36; никеля - 10 и 25. Показатель извлечения основных полезных ископаемых в России составляет 65-78 %, а попутных элементов (в цветной металлургии) - от 10 до 30 %. На современном этапе развития геотехнологий существуют реальные возможности для извлечения редких и цветных металлов из отходов горно-металлургического производства. В исследованиях доказано, что резервы полезных компонентов в накопленных отходах равноценны открытию многих новых месторождений: по ориентировочной оценке в отходах медной, свинцово-цинковой, никель-кобальтовой, вольфрамомолибденовой, оловянной, алюминиевой подотраслей промышленности содержится более 8,0 млн т меди, 9,0 млн т цинка, 1,0 млн т свинца, 2,5 млн т никеля, 33,5 млн т Al_2O_3 , 600 тыс. т олова, 200 тыс. т молиб-

дена, около 1 тыс. т золота и 12 тыс. т серебра. В пылегазовых отходах металлургического производства также содержатся железо, алюминий, цинк, хром, серебро, золото. Комплексная разработка месторождений позволяет также сохранить окружающую среду за счет своевременного размещения отходов горно-металлургического комплекса в выработанных пространствах, сокращения площадей изымаемых земель и полного извлечения ценных компонентов из разрабатываемых пород и руд.

За счет вовлечения техногенных отходов в эксплуатацию становится возможным пролонгирование жизненного цикла предприятий [20, 26]. В работе [26] дано экономическое обоснование целесообразности прироста продукции за счет вовлечения в отработку техногенных месторождений и повышения полноты использования недр. Управление объемами добычи предложено осуществлять регулированием кондиций под воздействием изменений внутренней и внешней экономической среды функционирования горного предприятия. Выявлены соотношения экономических параметров, определяемых технологическим режимом для установления ситуации, при которой показатели потерь, разубоживания и себестоимости минимальны, предложена новая экономико-математическая модель управления полнотой использования недр с учетом качества и количества вовлекаемых в отработку ресурсов и дисконтирования финансовых результатов.

В работе [62] представлена классификация вторичных золотосодержащих ресурсов и обосновано избирательное вовлечение в эффективный хозяйственный оборот техногенных месторождений, содержащих мелкое, тонкое и тонкодисперсное золото с использованием для его извлечения технических средств нового поколения, тем самым обеспечивается прирост минерально-сырьевой базы золотодобывающей промышленности.

Анализ факторов, влияющих на эффективность разработки жильных месторождений на завершающих стадиях, к которым относятся горно-геологические (объем запасов, мощность жил и зон минерализации, содержание полезного компонента, степень нагруженности массива и т.д.) и горнотехнические (наличие и состояние вскрывающих выработок, место расположения, удаленность от действующих выработок и т.д.) позволил установить следующее.

До настоящего времени ранее оставленные на отработанных участках запасы жильных месторождений при первичном освоении по условиям экономической нецелесообразности отработки и вмещающие породы не рассматривались в качестве перспективных для вовлечения в разработку. Это связано с отсутствием данных геологической разведки и опробования вмещающих минерализованных пород по причине фиксации четких контуров жил, а также достаточно низких цен на золото на мировом рынке. В настоящий момент времени, когда цены на драгоценные металлы поднялись, появилась необходимость в оценке возможности вовлечения в отработку запасов минерализованных зон, жил малой мощности, ранее считавшихся нерентабельными.

Для технико-экономического обоснования эксплуатации оставленных в недрах запасов необходимо [41]:

- более точно произвести анализ списанных и забалансовых запасов с учетом их горно-геологических и горно-технических условий залегания;
- произвести экономическую оценку вовлечения в отработку промышленных блоков руды.

Для обеспечения требуемого качества добываемой руды, расширения объемов производства на золотодобывающих предприятиях необходимо исследовать и провести опытно-промышленную проверку различных способов и технологии разработки Кочкарского месторождения. В первую очередь намечено изучить возможность разработки списанных в потери запасов.

Кроме того, на завершающих стадиях освоения месторождений необходимы анализ и оценка факторов, оказывающих влияние на эффективность и безопасность ведения горных работ при освоении техногенно-осложненных запасов жильных золоторудных месторождений. Это связано с тем, что массив вблизи ранее проведенных выработок сильно нарушен трещинами различного порядка. В связи с этим необходимы исследования по определению напряженно-деформированного состояния массива вблизи существующих выработок, оценка состояния крепи, определение характера распределения полезных компонентов в кварцевых жилах и вмещающих породах, содержания полезного компонента в руде.

Необходимо также оценить возможности использования имеющихся подготовительно-нарезных и очистных выработок, оставленных после пер-

вичной разработки наиболее ценных руд [111]. Наличие и возможность использования выработок, пройденных при первичном освоении запасов, является немаловажным фактором при освоении запасов на завершающей стадии. При первичном освоении доля затрат на проведение, вскрывающих, подготовительно-нарезных выработок в себестоимости добычи достигает 30 - 60%.

Таким образом, положительные тенденции, связанные с научно-техническим прогрессом в области добычи и переработки минерального сырья, изменениями на рынке минерально-сырьевых ресурсов, в социальной сфере и в сфере налогообложения, в том числе связанные с ужесточением требований охраны окружающей среды предопределяют необходимость провести ревизию всего ресурсного потенциала осваиваемых АО «ЮГК» месторождений, определить перспективы и наметить концепцию развития предприятия в новых, принципиально изменившихся условиях.

1.5 Цель, задачи и методы исследования

В настоящее время эксплуатационные работы на коренных жильных месторождениях золота АО «ЮГК» характеризуются сокращением объема воспроизводства ресурсной базы, снижением качественных характеристик добываемых руд, усложнением геомеханической обстановки, выражающейся в росте интенсивности проявлений горного давления в динамической форме, удорожании добычи. При этом имеются и положительные тенденции, связанные с научно-техническим прогрессом в области добычи и переработки минерального сырья, изменениями на рынке минерально-сырьевых ресурсов, в социальной сфере и в сфере налогообложения.

В указанных условиях повышение производительности подземной добычи руд при одновременном снижении себестоимости производства 1 кг товарной продукции и повышении уровня промышленной и экологической безопасности производства весьма актуально для современной горнотехнической ситуации АО «ЮГК». В такой постановке типичные производственные задачи трансформируются в крупную научную проблему, решение которой должно базироваться на установлении закономерностей и обосновании параметров энергоэффективных подземных горнотехнических систем освоения коренных

золоторудных месторождений АО «ЮГК» на завершающих стадиях отработки балансовых запасов.

На современной стадии в результате длительной эксплуатации месторождений все минерально-сырьевые запасы техногенно изменены, находятся в зоне разгрузки или концентрации касательных и нормальных составляющих напряжения, в зоне разупрочнения и обрушения вмещающих пород, подвержены процессам вторичного изменения структуры и вещественного состава. Это обуславливает проявление негативных горно-геологических, горнотехнических и геомеханических факторов, которые в условиях недостоверности горно-геологической информации осложняют ведение горных работ и становятся причиной отклонений от проектных технико-экономических показателей. Геологические условия разработки таких месторождений, как Кочкарское, Новотроицкое, характеризуются как весьма сложные. Эти месторождения отнесены к удароопасным [42]. Значительная часть запасов Кочкарского месторождения располагается под гражданскими объектами г. Пласт, что также существенно осложняет добычные работы, предопределяет необходимость использования высоко затратных геотехнологий, обеспечивающих сохранность подрабатываемых территорий и объектов.

При этом наиболее благоприятные для разработки рудные залежи уже извлечены, но остались в недрах локальные выклинки, техногенно измененные участки с элементами деревянной крепи, запасы в охранных целиках. Все эти участки характеризуются более низким, по сравнению со средним в балансовых рудах, содержанием ценных компонентов и более сложными горнотехническими и геомеханическими условиями разработки. Причем, по ряду участков месторождений, исторически многократно вовлекаемых в эксплуатацию, не сохранилась геологическая и техническая документация, поэтому возникают дополнительные трудности с изучением горно-геологических условий залегания и обоснованием горнотехнических параметров разработки.

При этом имеются и положительные тенденции, связанные с научно-техническим прогрессом в области добычи и переработки минерального сырья, изменениями на рынке минерально-сырьевых ресурсов, в социальной сфере и в сфере налогообложения. С учетом указанных факторов необходимо

провести ревизию всего ресурсного потенциала осваиваемого участка недр, определить перспективы и наметить концепцию развития предприятия в изменившихся условиях.

Цель диссертации – разработка и обоснование параметров энергоэффективных геотехнологий, обеспечивающих рентабельность освоения жильных золоторудных месторождений Урала на завершающей стадии подземной разработки.

Идея работы: на завершающей стадии эксплуатации месторождения сохранение рентабельности добычи при максимально возможном извлечении ценных компонентов возможно путем реструктуризации запасов и компенсации влияния негативных факторов при доработке месторождения за счет внедрения ресурсосберегающих и энергоэффективных геотехнологий.

Выполненный анализ состояния минерально-сырьевой базы золоторудных месторождений Южного Урала, горнотехнических и геомеханических условий горных работ на месторождениях, осваиваемых АО «ЮГК», проведенное обобщение опыта с выявлением технологических особенностей эксплуатации жильных месторождений Урала и систематизацией технологических тенденций развития горных работ на завершающих стадиях освоения месторождений позволили сформулировать первоочередные задачи выполнения исследований, среди которых:

- анализ и обобщение опыта освоения жильных месторождений в связи с особенностями горно-геологических условий и геомеханического состояния массива горных пород на завершающей стадии освоения запасов;
- развитие научно-методических основ проектирования разработки месторождений на завершающей стадии;
- определение особенностей состояния геологических запасов, полей напряжений и деформаций при освоении жильных золоторудных месторождений Урала;
- установление закономерностей изменения геомеханического состояния рудных и вмещающих их породных массивов на завершающих стадиях эксплуатации золоторудных месторождений;
- совершенствование и обоснование параметров геотехнологии выемки золотосодержащих руд на завершающей стадии разработки месторождений;

- выбор логистической схемы подземного рудника при увеличении его производственной мощности в связи с переходом на разработку бедных золотосодержащих руд;
- разработка геотехнологии воспроизводства электроэнергии при преобразовании энергии шахтных потоков гидросмесей;
- разработка принципа обоснования стратегии комплексного освоения участка недр на завершающей стадии освоения месторождений;
- разработка технологических рекомендаций по обеспечению рентабельности подземной разработки жильных золоторудных месторождений Урала и оценка их экономической эффективности.

В результате реализации работы должны быть сформулированы теоретические основы и определены технологические условия эффективной реализации завершающей стадии комплексного освоения коренных жильных месторождений золота Урала, в том числе с использованием дополнительных источников энергии за счет использования энергии потоков, перемещаемых в технологических процессах горных работ.

2. РАЗВИТИЕ НАУЧНО-МЕТОДИЧЕСКИХ ОСНОВ ФОРМИРОВАНИЯ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНЫХ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ НА ЗАВЕРШАЮЩИХ СТАДИЯХ ОСВОЕНИЯ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

2.1. Методологические подходы к обоснованию концепции освоения месторождений на завершающих стадиях эксплуатации

Как было показано, для большинства разрабатываемых АО «ЮГК» месторождений характерен относительно небольшой объем оставшихся балансовых запасов и, соответственно, ограниченный срок эксплуатации на завершающей стадии, низкое и весьма изменчивое содержание золота в руде, зачастую – длительный и многовековой период освоения, перешедший в завершающую стадию, когда уже доработаны 75 – 80 % балансовых запасов.

Существующие принципы проектирования горнотехнической системы в данных условиях не обеспечивают стабильных показателей эффективности горного производства и требуемую устойчивость в условиях колебаний цен на металлы, изменчивости содержания металла в руде и др., что приводит к снижению технико-экономических показателей и требует иного и более ответственного подхода к обоснованию концепции и выбору технологий освоения месторождения на завершающей стадии.

В тоже время анализ вариантов эксплуатации участка недр свидетельствует, что месторождения полезных ископаемых, даже на завершающем этапе разработки балансовых запасов, имеют значительные неосвоенные георесурсы, которые могут быть эффективно вовлечены в использование: в недрах Земли остались природно-техногенные запасы в различного рода охранных, барьерных, несущих и предохранительных целиках, в закладочных массивах, зонах обрушения, запасы на больших глубинах, на удаленных участках месторождения, в выклинках рудных тел. Кроме того, остались ранее некондиционные руды, накоплено техногенное сырье, пройдены горные выработки и сформировано выработанное пространство, техногенный ландшафт. В ряде случаев обеспечивается прирост балансовых запасов в ходе эксплуатационных геологоразведочных работ.

Устойчивого развития горнотехнической системы на завершающей стадии возможно добиться путем восполнения производственных мощностей рудников за счет их технического переоснащения и вовлечения в эксплуатацию всего ресурсного потенциала недр комбинированием физико-технических и физико-химических геотехнологий с возможностью утилизации конечных отходов в закладке выработанных пространств [18, 19, 140, 141]. При этом для обеспечения условий развития предприятия возможна и желательна реструктуризация георесурсов при реформировании, реорганизации, техническом перевооружении горного предприятия, а также, за счет внедрения технологий ресурсовоспроизводства возможно создание новых видов ресурсов недр, либо перевод потенциальных в реальные.

Если модель жизненного цикла горного предприятия представить в виде ломаной линии с определенными точками перегиба (переломными моментами) (рис. 2.1), то длинные периоды на графике представляют стадии стабильного функционирования предприятия (основные), а короткие периоды – промежуточные или переходные, для которых характерен спад показателей эффективности с последующим их наращиванием при реализации новой концепции комплексного освоения недр. В целом модель жизненного цикла горного предприятия представляет собой последовательность: возникновение – рост – кризис роста – стабильность – кризис стабильности – завершающая стадия, спад – ликвидация [80, 85, 104].

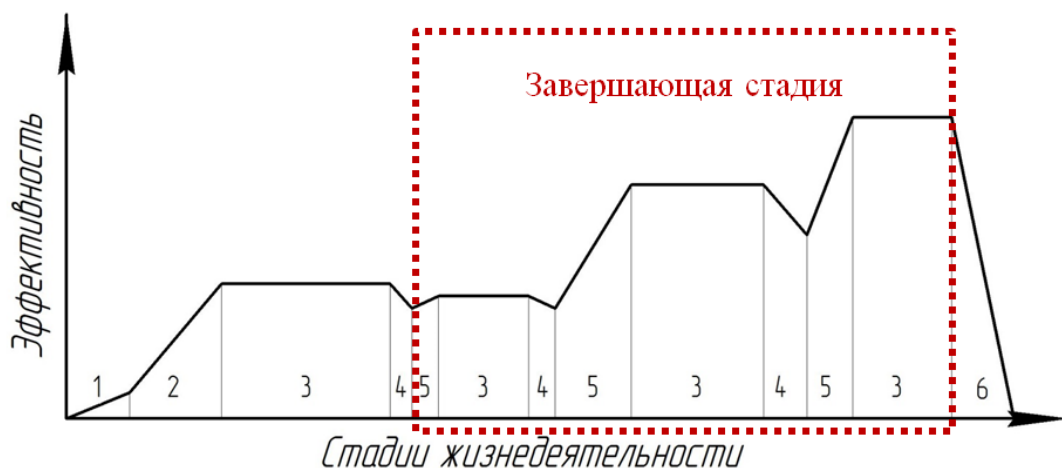


Рисунок 2.1 - Жизненные циклы и стадии развития горного предприятия: 1 – формирование; 2 – рост; 3 – стабилизация; 4 – падение; 5 – реструктуризация; 6 – ликвидация

Многогранность и многофункциональность недр обуславливают поэтапность использования их ресурсов, и именно эти свойства самих земных недр определяют тот факт, что завершающая стадия в развитии горного предприятия может и предпочтительно должна являться не стадией ликвидации предприятия, а стадией поэтапного развития и предусматривать на каждом из этапов вовлечение нового вида георесурсов в полезное эффективное использование на условно неопределенно длительный период. В связи с этим завершающая стадия включает несколько этапов (рис. 2.1), каждый из которых должен сопровождаться вовлечением в эксплуатацию дополнительных георесурсов с учетом изменения технико-экономических условий при соблюдении баланса народнохозяйственных интересов собственника недр с коммерческими интересами пользователя недр и социальными интересами населения соответствующего промышленного региона.

В целях сохранения производственного потенциала горнотехнической системы и комплексного использования георесурсов для недопущения ликвидации предприятия и обеспечения его эффективного развития на завершающей стадии должны быть поставлены и решены задачи по выбору направлений развития горнотехнических систем с целью сохранения производственного потенциала предприятия. К таким направлениям относятся:

- разработка и совершенствование технологий добычи и переработки руд, оставленных запасов с изменением требований к качеству сырья;
- пересмотр кондиций;
- использование выработанных пространств в различных целях;
- переход на добычу иных полезных ископаемых;
- отработка оставленных запасов инновационными геотехнологиями;
- повышение энергоэффективности горнотехнической системы, в том числе за счет энергосбережения и использования возобновляемых источников в ходе техногенного преобразования недр.

Развитие данных направлений определило новые принципы освоения жильных золоторудных месторождений Южного Урала на завершающей стадии эксплуатации.

1. *Реструктуризация запасов.*
2. *Совершенствование технологий добычи руд и управления качеством рудной массы с целью снижения влияния горно-геологических условий на технологические процессы подземного рудника.* Реализация данного принципа необходима для повышения уровня концентрации горных работ, обеспечения надежного планирования и управления производством. Обеспечивается за счет порядка и последовательности ведения горных работ, обоснования рациональных параметров системы разработки, организации системы геомеханического мониторинга и специальных мероприятий по предварительному изменению напряженно-деформированного состояния, устойчивости массива, фильтрационных свойств и т.д.
3. *Отказ от первоначальной избирательной отработки наиболее богатых участков месторождения и переход к совместной разработке разносортных руд.* Выполнение этого условия позволяет за счет увеличения вертикальной мощности рудной залежи повысить интенсивность очистных работ и применить более производительные системы с массовой отбойкой руды. В случае четких контактов различных типов руд используется селективная отбойка.
4. *Высокий уровень информатизации, диспетчеризации и стандартизации технологических процессов.* Необходим для эффективного контроля и оперативного управления технологическими процессами добычи. В настоящее время прослеживается отчетливая тенденция к интеграции информационных систем рудника и обогатительной фабрики, что позволяет максимально эффективно управлять качеством производимой продукции и уменьшать издержки производства.
5. *Стабильность издержек производства в течение основной фазы работы рудника.* Выполнение данного требования может быть выполнено за счет правильного выбора системы разработки, выбора оптимального порядка и последовательности выемки запасов, правильной раскройке шахтного поля.
6. *Модернизация логистической схемы рудника.* Позволяет обеспечить перспективный рост производственной мощности рудника.

7. *Переход на применение комбинированных физико-химических и физико-технических геотехнологий.*
8. *Расширение состава вовлекаемых в эксплуатацию георесурсов.*

Исследованиями доказана возможность использования с максимальным эффектом следующих физико-технических и физико-химических процессов добычи и глубокой переработки природного и техногенного минерального сырья:

- кучное выщелачивание ценных компонентов из бедного природного и техногенного сырья. При этом для различного природного и техногенного сырья могут быть применены свои предпочтительные области применения различных геотехнологий;
- рудничная сепарация, основанная на каком-либо признаке контрастности рудной массы, позволяющая отделить в подземных условиях кондиционную массу от некондиционной и направить последнюю, не выдавая на поверхность, на подземный закладочный комплекс;
- скважинное или шахтное выщелачивание отдельных локальных рудных тел или их выклинок. В полном цикле комплексного освоения существует реальная возможность вовлечения в эффективную отработку запасов, сосредоточенных в ореолах залежей окисленных и некондиционных руд. При наличии на предприятии гидрометаллургического передела извлечение данных запасов методами скважинного или шахтного выщелачивания становится экономически целесообразным и не вызывает значительных организационных и технических трудностей;
- грануляция и окомкование тонкодисперсного техногенного сырья при подготовке его к выщелачиванию;
- обжиг и физико-химическая подготовка бедного сырья к переработке;
- обогащение руды не с целью получения товарных концентратов, а с целью выделения предварительно обогащенной массы;
- сгущение и обезвоживание техногенного сырья для приготовления пастовой закладки с применением подземных передвижных закладочных установок;
- поризация хвостовой пульпы перед подачей в выработанное пространство с целью придания заданных фильтрационных характеристик техно-

генному массиву, в котором в последующем будут реализовываться процессы скважинного или кучного выщелачивания ценных компонентов;

- получение на уровне горного производства товарной продукции высокой стадии передела и качества;
- подготовка твердеющей закладочной смеси с применением передвижных закладочных установок модульного типа, способных работать как на поверхности, так и в подземных условиях, перемещаться вслед за развитием фронта горных работ и использовать в качестве наполнителя смеси породы от проходки горных выработок;
- получение возобновляемой электроэнергии в ходе геотехнологических процессов;
- формирование полного замкнутого цикла безотходной технологии.

При этом сочетание процессов и оборудования физико-технических и физико-химических геотехнологий в едином технологическом пространстве обеспечивает эффект эмерджентности, так как объединенные в единую горно-техническую систему различные геотехнологические модули дополняют и усиливают действие друг друга.

Разработка инновационных геотехнологических процессов предполагает создание нового технологического оборудования – малогабаритного, энергоберегающего, изыскания новых реагентных режимов, внедрение научно обоснованных методов воздействия на горные массивы путем наложения различных физических полей и т.п. Внедрение в практику проектирования и разработки рудных месторождений инновационных геотехнологий комплексного освоения недр требует проведения специальных геологических, геотехнологических, геомеханических, экологических и экономических исследований, технологических испытаний процессов переработки минерального сырья, утилизации и захоронения отходов с представительной оценкой достигаемых показателей.

Также в интересах наиболее полного использования ресурсного потенциала осваиваемого участка недр должны быть изменены требования к продукции и показателям реализации отдельных подсистем – к сырью, промежуточным продуктам добычи, предварительной концентрации, обогащению, от-

ходам. Вовлечение в эффективную эксплуатацию каждого вида бедного природного и техногенного сырья должно предусматривать его отдельные способы добычи, транспортировки, подготовки, складирования, переработки с концептуальным изменением всей логистической схемы рудника, включающей транспортирование отходов, изменение структуры и вещественного состава сырья на промежуточных подсистемах, последующую разработку и переработку отходов с учетом физико-механических, химических и технологические свойства отходов.

Реализация данных требований к освоению месторождений полезных ископаемых на завершающей стадии должна быть основана на применении геотехнологии, обеспечивающей максимальное использование современных достижений в области автоматизации и роботизации производственных процессов с исключением или ограничением присутствия людей в опасных зонах, направленных на повышение комплексности освоения недр и минимизацию потребляемых ресурсов. Возможность широкого применения автоматизации производственных процессов, обеспечения максимальной эффективности и производительности технологического оборудования в рамках единого технологического комплекса, предусматривает:

- технологию выемки, обеспечивающую строго упорядоченную добычу различных типов руд во времени и пространстве;
- систему подземной рудоподготовки и транспорта, позволяющую обеспечить требуемые сортность и качество рудной массы;
- технологию закладочных работ, позволяющую за счет утилизации в составе закладочных смесей отходов горного производства и создания закладочного массива с заданными физико-механическими и технологическими свойствами формировать в случае технической возможности и экономической целесообразности новый вид георесурса в виде будущего техногенного месторождения.

Только при таком подходе к освоению месторождений на завершающей стадии возможно обеспечить максимально высокую комплексность освоения недр, сохранить в максимально доступной форме полезные компоненты, извлечение которых современными технологиями невозможно, либо неэффективно, минимизировать негативное техногенное воздействие на

окружающую среду обитания.

Таким образом, завершающая стадия – это стадия возможного развития горного предприятия на новой концептуальной основе, отличающейся от принятой в базовом проекте разработки месторождения. Она принципиально отличается от стадии затухания горных работ и ликвидации предприятия. Она не столь фатальна, как последние две, в первую очередь, в силу многогранности, многофункциональности и неисчерпаемости самих недр. Именно эти свойства земных недр определяют тот факт, что завершающая стадия в развитии горного предприятия может и предпочтительно должна являться не стадией ликвидации предприятия, а стадией поэтапного развития на новых, концептуально иных принципах освоения недр.

2.2. Развитие классификации георесурсов недр Земли

На современном этапе развития горных наук цель применяемых геотехнологий состоит в постоянном воспроизводстве природных богатств и условий экологического равновесия путем придания недрам технологическими и иными средствами новых полезных качеств в процессе их преобразования. Только при комплексном и многоцелевом использовании всех видов георесурсов, которые могут быть эффективно вовлечены в эксплуатацию на конкретном участке литосферы, может быть обеспечен наибольший эффект. При этом горнотехническая система, как совокупность горных и инженерно-технических конструкций, технологических процессов, оборудования и технологических подсистем во взаимодействии с вмещающими их участками земной поверхности и недр, предназначена для получения в ходе добычи и переработки полезных ископаемых различных видов товарной продукции [44]. В каждом случае освоение недр должно предполагать обеспечение ресурсосбережения и энергоэффективности в целях сохранения природного богатства при соблюдении экологического равновесия.

Последние десятилетия проблема повышения энергоэффективности горного производства и ресурсосбережения, наряду с вопросами технической модернизации и инновационного технологического развития, рассматривается в качестве приоритетной, т. к. потребности крупного горного предприятия в

электроэнергии нередко превышают потребности обслуживающей его городской инфраструктуры, а стоимость энергозатрат на добычу полезных ископаемых по многим российским месторождениям в пересчете на мировые цены на энергоносители уже сейчас становится сопоставимой со стоимостью извлекаемых из недр минеральных ресурсов. На завершающей стадии подземной разработки жильных золоторудных месторождений Южного Урала обеспечение ресурсосбережения и энергоэффективности в условиях необходимости обеспечения рентабельности вовлечения природных и техногенных запасов в эксплуатацию является обязательным требованием к технике, технологиям, организации производства, непроизводственной деятельности и ко всему хозяйственному механизму. Решение этих задач должно достигаться на всех этапах производства и использования ресурсов: от добычи минерального сырья до переработки и утилизации отходов хозяйственной деятельности.

Методологической основой развития проблем ресурсосбережения и энергоэффективности горного производства является теория комплексного освоения недр, раскрывающая не только законы движения вещества литосферы в процессе ее хозяйственного использования, но и регламентирующая возможности максимального вовлечения в оборот вторичных материальных ресурсов и нетрадиционных источников энергии [112]. При этом под энергоэффективностью понимается достижение экономически оправданного расхода электроэнергии при существующем уровне развития горной техники и технологии с обязательным соблюдением экологических требований. Повышение энергоэффективности подразумевает использование меньшего количества энергии для обеспечения технологических процессов горного производства решением сопутствующих непроизводственных задач.

Проведенные исследования показали, что в целом разработка месторождений твердых полезных ископаемых характеризуется достаточно выдержанной структурой геотехнологии, не зависящей от типа добываемого полезного ископаемого. Эта структура включает в себя:

- работы по вскрытию месторождения и проведению системы горно-капитальных выработок, а также по сооружению поверхностного комплекса;
- подготовительные и нарезные работы, выполняемые путем проходки

соответствующих выработок по руде или по породам;

- очистную выемку полезного ископаемого, состоящую из отбойки, доставки и выпуска полезного ископаемого;
- погрузку и транспортирование породной и рудной массы с рациональным решением вопросов управления ее качеством и утилизации техногенного сырья;
- подъем породной массы и полезного ископаемого на поверхность.

Каждый из этих процессов имеет собственную структуру потребления энергии, а значит, и собственные пути достижения энергоэффективности и энергосбережения, как за счет возможного внутреннего совершенствования, так и посредством использования внешних возобновляемых источников энергии.

Термин «возобновляемый источник энергии» широко распространен в научной литературе не только по отношению к природным возобновляемым источникам энергии, но и к техногенным. Характерной особенностью возобновляемых источников энергии является цикличность их возобновления. При этом непрерывность потока энергии, преобразуемой в электрическую на конечных интервалах времени во всех решениях по получению электрической энергии из известных возобновляемых источников (вода, ветер, солнце, приливы и отливы), только желательное, но не необходимое свойство возобновляемых источников энергии как природных, так и техногенных [77]. Известно, что для солнечных, ветровых генераторов, а также традиционных гидроэлектростанций характерен непостоянный режим работы, вплоть до полных остановок. Именно поэтому важно аккумулировать энергию, чтобы потребитель мог расходовать ее по мере необходимости.

Развитие горных наук привело к созданию новых ресурсосберегающих и энергоэффективных технологий комплексного освоения природных месторождений и сопутствующих техногенных образований, которые, помимо совершенствования технологии, предполагают поиск новых нетрадиционных возобновляемых энергетических источников и их внедрение в практику ведения горных работ. Именно эти решения и формируют основные принципы полного экологически сбалансированного цикла комплексного освоения недр.

В этой связи, проведенными в ИПКОН РАН с участием автора настоящей диссертации по проекту гранта РНФ № 14-17-00255 «Изыскание условий и обоснование параметров электроснабжения горных предприятий за счет использования возобновляемых источников энергии на базе геомеханического обеспечения процессов разработки месторождений твердых полезных ископаемых» исследованиями доказано, что при реализации процессов техногенного преобразования недр возможно выделить дополнительную самостоятельную, ранее отсутствующую в классификации академика М. И. Агошкова, VII группу георесурсов – возобновляемые природные и техногенные источники энергии (табл. 2.1).

Таблица 2.1 – Расширенная классификация георесурсов

I	– месторождения полезных ископаемых, разделяющиеся на однокомпонентные и комплексные;
II	– горные породы, породы вскрыши и вмещающие породы от проходки подземных выработок, забалансовые запасы полезных ископаемых, добытые и отдельно складированные, пропластки вмещающих пород, извлеченные совместно с полезными ископаемыми и выдаваемые на поверхность для последующей переработки;
III	– отходы добычи и переработки извлеченного из недр минерального сырья; – отходы горного, обогатительного и металлургического производств;
IV	– подземные пресные, минеральные и термальные воды;
V	– глубинное тепло недр Земли;
VI	– природные и созданные человеком (техногенные) полости в земных недрах – выработанные пространства;
VII	– энергия, воспроизводимая в ходе реализации геотехнологических процессов.

Эти источники характерны только для горнотехнических систем и могут быть воспроизведены и использованы в них же только при комплексном освоении недр. Важно отметить, что ранее в мировой практике эти ресурсы не рассматривались.

Процесс освоения недр осуществляется с применением трех видов энергии:

- электрической;
- гравитации Земли и тектонических сил;
- химических превращений.

Напрямую в процессах горного производства используется энергия гравитации Земли (например, на самотечную доставку горной массы, флюидов и закладочных материалов), а также энергия химических превращений взрывчатых веществ (на отбойку и дробление руд и пород). Электрическая энергия и энергия химических превращений топлива применяется в технологических процессах косвенно и через изменение свойств энергоносителя в двигателях превращается в один из потребляемых при ведении горных работ ресурсов. Электрическая энергия через энергию сжатого воздуха обеспечивает буровые работы, через энергию воздушных потоков – вентиляцию подземного пространства, через энергию гидравлических потоков происходит разрушение горного массива и последующее транспортирование дезинтегрированной массы на последующую переработку, а через работу двигателей горных машин – функционирование и перемещение оборудования в пределах подземного пространства. Энергия химических превращений при сгорании жидкого топлива в тепловых двигателях также обеспечивает технический ресурс, используемый на различных стадиях разработки месторождений.

Такое использование различных видов энергии указывает на то, что при рассмотрении проблемы повышения энергоэффективности горного производства за счет использования возобновляемых источников энергии, наряду с традиционными глобальными источниками, следует рассматривать и внутри-технологические (локальные) возможности повышения энергоэффективности геотехнологий в ходе их инновационного развития. В этом случае, недостаточную энергоэффективность замещаемых в процессе инновационного развития геотехнологий можно рассматривать как локальный возобновляемый источник энергии, реализация которого, в виде внедрения новых геотехнологий, позволяет существенно улучшить параметры энергоснабжения добывающих предприятий.

В качестве таких источников рассматриваются:

- горное давление и упругие колебания горного массива;
- кинетическая энергия «падающих» закладочных смесей и жидкостей в процессах закладки выработанных пространств, водоотлива;
- потенциальная энергия силы тяжести большегрузного горнотранспортного оборудования;

- энергия отработанных воздушных струй системы вентиляции рудников, а также ее рекуперации и др.

Теоретические исследования в этом направлении проводятся на протяжении ряда лет. В первую очередь изучались потенциальная (упругая) энергия массива, приводящая к развитию квазистатических деформаций под действием горного давления, и энергия собственных и наведенных упругих колебаний горного массива. Исследователями разных стран признается мощный энергетический потенциал этого источника. Возможность и необходимость полезного использования сил горного давления еще в 40-х годах XX века была обоснована советскими специалистами при разработке щитовой системы разработки мощных крутопадающих пластов угля [133]. Традиционно этот фактор при ведении горных работ рассматривался как осложняющий: значительную часть затрат на добычу руды и обеспечение безопасности горных работ составляют затраты на осуществление технологических процессов по управлению горным давлением, причем с увеличением глубины горных работ эти затраты существенно возрастают. В то же время, известно использование энергии силы тяжести горного массива в пределах формируемого свода обрушения для реализации наиболее экономичного процесса разрушения горных пород – самообрушения при системах разработки с самообрушением руды и налегающих пород.

В различных странах мира проводятся исследования по изучению роли горного давления не только в процессах разрушения массивов горных пород механическими или взрывными способами, но и повышения устойчивости подземных выработок и инженерных сооружений, обеспечивающих горно-технологический процесс в целом, а также в направлении преобразования его энергии в электрическую посредством установки специальных датчиков. Тем не менее, возможности преобразования данного вида энергии в электрическую до настоящего времени полностью не раскрыты.

Авторами [136] оценена перспектива использования энергетических ловушек для «захвата» энергии упругих колебаний горного массива. Принцип их работы основан на эффектах нелинейного резонанса, а сами ловушки могут работать в широком диапазоне амплитудно-частотных характеристик колебаний массива горных пород.

Более перспективными в плане практического применения представляются исследования в области преобразования потенциальной и кинетической энергий технологических процессов освоения недр Земли.

Перемещаемые в ходе добычи и переработки руд в пределах горно-обогатительных предприятий многомиллионные объемы горной массы, жидкости, пульпы, обладают потенциальной и кинетической энергией, эквивалентной десяткам мегаватт-часов в год. Так, например, закладочная смесь, подаваемая с поверхности Земли в выработанное пространство рудника на глубину 250 м в количестве 4,5 млн т/год, имеет потенциальную энергию, эквивалентную 2,5 млн. кВт-ч [46].

Весьма перспективным является также направление, связанное с улавливанием и преобразованием энергии падающих масс сгущенных хвостов обогащения руд в электрическую при их утилизации в выработанном пространстве карьеров и шахт. Количество получаемой энергии, которое может быть использовано для покрытия собственных нужд горного предприятия, пропорционально перепаду высотных отметок и массе подаваемой в выработанное пространство пульпы. Поэтому следует ожидать, что с ростом глубины горных работ энергоэффективность таких технологий будет только повышаться.

Интересен опыт канадских шахт, где на горизонтах главного водоотлива установлены гидротурбины для преобразования энергии падающей воды в электрическую. Учитывая тенденции складирования твердых и жидких отходов производства в выработанном пространстве недр, получение при реализации этого процесса нового источника энергии будет являться дополнительным стимулирующим фактором развития безотходного горного производства.

Кроме этого, на горных предприятиях имеются широкие возможности внедрения эффективных систем рекуперации энергии движущихся вниз транспортных средств и сосудов (в клетевых и скиповых стволах, на погрузочно-доставочном и транспортном оборудовании и др.). Эти системы получили широкое распространение в мире [139]. В данном направлении уже работает ряд известных российских компаний, использующих системы рекуперации на стационарных подъемных машинах (например, Казский филиал ОАО «Евразруда», Приморский ГОК, ОАО «Воркутауголь», шахта «Осинников-

ская» ОАО «Южкузбассуголь»). Разработаны решения, которые позволяют при определенных условиях эксплуатации лифтовых подъемников не только вырабатывать энергию для спуска-подъема грузов, но и возвращать ее обратно в энергосеть для использования на другие нужды [34].

Также весьма перспективно преобразование в электрическую энергию работы силы тяжести большегрузного транспорта. Для этого на руднике в местах технологической остановки транспорта (пункт разгрузки, рудо- или породоспуск, весовая, портал штольни и т.д.) могут быть установлены специальные гироплатформы. Преобразование энергии силы тяжести большегрузного транспорта в электрическую осуществляется с помощью устройств передачи механической энергии движущейся жидкости в механическую и далее в электрическую, или, в случае использования ферромагнитной жидкости, сразу в электрическую. Характерный для горных выработок уклон трассы позволяет автосамосвалу съезжать с гироплатформы без дополнительного расхода энергии двигателя, а установка подобных устройств - автономно снабжать электроэнергией вышеуказанные транспортные пункты.

Перспективным технологическим решением, особенно при разработке глубокозалегающих месторождений, в части калориферных систем считается использование воды в системе охлаждения воздуха: подогретая воздухом шахтная вода используется в системе гидролифта для напорного транспортирования горной массы на поверхность. Созданием единой гидросети в руднике возможно добиться комплексного снижения затрат, как на вентиляцию и водоотлив, так и на транспортирование горной массы.

В отечественной практике вопрос использования возобновляемых источников энергии при разработке месторождений полезных ископаемых до сих пор находится на стадии изучения. В ходе исследований оценена энергия движущихся масс [74]:

- потоков воды, перемещаемых в процессах осушения месторождения и водоотлива;
- потоков техногенных пульпообразных масс: сгущенной пульпы обогащения руд и закладочных смесей, подаваемых сверху в выработанное пространство карьеров и шахт;
- отбитой горной массы, перемещаемой с вышележащих горизонтов на

нижележащие;

- вентиляционной шахтной струи, подаваемой со скоростью до 15 м/с;
- большегрузного погрузочно-доставочного и транспортного оборудования, движущегося по горнотранспортным выработкам;
- горного массива при квазистатическом деформировании под действием сил горного давления;
- горного массива от собственных и наведенных упругих колебаний.

Кроме того, рассматриваются перспективы преобразования тепловой энергии в электрическую, обусловленного разностью температуры поверхности, рудничной атмосферы, горного массива.

2.3. Разработка и систематизация ресурсосберегающих и энергоэффективных горнотехнических систем подземной разработки жильных месторождений

В развитие представлений о многофункциональности георесурсов результаты анализа ранее выполненных исследований позволили разработать классификацию способов и технологий получения возобновляемых источников энергии при комплексном освоении и сохранении недр (табл. 2.1.-2.2).

По способу преобразования возобновляемой энергии в электрическую, или по способу снижения расхода электроэнергии за счет использования возобновляемых источников типы разделены на группы технологий получения и использования возобновляемых источников энергии при комплексном освоении недр.

Таблица 2.1 - Классификация возобновляемых источников энергии при освоении недр

Условия образования	Источник	Процессы, обусловившие проявление	Факторы, определяющие величину	Устройства для сбора и преобразования
Природные	тепло недр	геологические	температура геотермальных вод, пара	теплоэлектрогенераторы
	земное притяжение	геологические	высота и плотность налегающих пород, их деформационные характеристики	теплоэлектрогенераторы, деформометры с встроенными пьезогенераторами
	электромагнитное поле Земли	геологические	индукция электромагнитного поля	индукционные генераторы
	тектонические силы, в т.ч. статические	геологические, космогенные, термоядерные	компоненты тензора тектонических статических напряжений и деформаций	деформометры с пьезогенераторами
	динамические		амплитуда и скорость естественных колебаний	энергетические ловушки с эффектом нелинейного резонанса
Техногенные	падающая вниз в системе водоотлива условно чистая вода	водоотлив	напор, вязкость, плотность, высота столба	гидрогенераторы турбинного типа
	сбрасываемая по скважинам технологическая вода	водоотведение	скорость подачи потока, диаметр трубопровода, коэффициент трения, вязкость жидкости, плотность, высота столба	гидрогенераторы лопастного или ковшевого типа
	падающая в выработанное пространство гидросмесь	гидрозакладка	производительность, площадь потока, коэффициент трения, вязкость гидросмеси, плотность, высота столба	гидрогенераторы лопастного или ковшевого типа
	подача в закладочной скважине твердеющей смеси	твердеющая закладка	производительность, диаметр скважины, коэффициент трения, вязкость гидросмеси, плотность, высота столба	гидрогенераторы ковшевого типа

Продолжение таблицы 2.1

сила тяжести подсеченных пород в системах разработки с самообрушением	самообрушение руды и налегающих пород	площадь подсечки, прочность и плотность пород, высота свода обрушения	подсечные и разгрузочный скважины, щели, выработки
рекуперация энергии движущихся вниз транспортных средств и сосудов	транспортирование	сила тяжести, скорость движения	электрогенераторы
сила тяжести большегрузного транспорта в пункте остановки	транспортирование	квадрат силы тяжести	гироплатформы
свободная энергия вентиляционной струи	вентиляция	скорость воздуха резервной струи	электрогенераторные установки
тепловое поле, обусловленное разностью температуры горного техногенного массива и атмосферы рудничной и поверхности	теплоэнергетика	разность температуры природно-техногенного массива и атмосферы рудничной и поверхности	термоэлектрические установки, использующие эффект ТЭДС
концентрация силы тяжести подработанного массива в опорных элементах, элементах крепи	очистная выемка	площадь опоры, коэффициент концентрации нагрузок, высота и плотность налегающих пород в пределах свода опорного давления, их деформационные характеристики	деформометры с пьезо генераторами
наведенные колебания горного массива под воздействием взрывной волны, движения выпускаемой рудной массы, обрушений горного массива, вибраций работающего горного оборудования, например, на вибровыпуске, дроблении, бурении и т.д.	очистная выемка, рудо-подготовка, закладка	амплитуда и скорость наведенных колебаний горного массива	энергетические ловушки с эффектом нелинейного резонанса

Таблица 2.2 – Классификация технологий получения возобновляемых источников энергии при освоении недр

Технологий получения	Виды	Типы	Группы
1. Энергия гравитационного поля Земли.	1.1. Энергия вещества литосферы при техногенном изменении недр	1.1.1. Энергия напряженно-деформированного состояния массива горных пород	1.1.1.1. Технология самообрушения руд и пород
			1.1.1.2. Технология получения энергии подработанного массива за счет использования пьезогенераторов
		1.1.2. Энергия движения потоков горной массы	1.1.2.1. Технология получения энергии остановках большегрузного транспорта
			1.1.2.2. Технология получения энергии перепускаемых объемов горной массы на основе устройств с порционным перепуском
		1.1.2.3. Технология получения энергии колебаний горного массива при движении горной массы на основе энергетических ловушек с эффектом нелинейного резонанса	
	1.2. Энергия потоков техногенных флюидов при техногенном изменении состояния гидросферы	1.2.1. Энергия нисходящих потоков технологических гидросмесей	1.2.1.1. Технология получения энергии перемещения закладочных гидросмесей с использованием гидрогенераторов ковшевого типа
1.2.1.2. Технология получения энергии перемещения пастообразных смесей на основе хвостов обогащения с использованием гидрогенераторов лопастного типа			
1.2.2. Энергия нисходящих потоков шахтных вод		1.2.2.1. Технология получения энергии нисходящих водных потоков на основе турбогенераторов	
2. Энергия излучения Солнца.	2.1. Энергия избыточного излучения в атмосфере	2.1.1. Нагрев технологических вод	2.1.1.1. Технология получения энергии с помощью теплообменников
	2.2. Энергия недостаточного излучения	2.2.1. Использование температурного ресурса криолитозоны в геотехнологии	2.2.1.1. Повышение эффективности горных технологий за счет устойчивости обнажений многолетнемерзлых пород.
			2.2.1.2. Решение экологических проблем за счет размещения в очистном пространстве хвостов обогащения с последующим восстановлением массива многолетней мерзлоты.
2.3. Энергия прироста фитомассы в биосфере	2.3.1. Использование древесных отходов горного	2.3.1.1. Термоэлектрические установки с использованием древесных отходов	

Технологий получения	Виды	Типы	Группы
	ре	производства	
3. Энергия магматических процессов в недрах Земли	3.1. Энергия нагретых горных пород литосферы	3.1.1. Получение энергии за счет температурного градиента горных пород	3.1.1.1. Термоэлектрические установки на основе эффекта ТЭДС
	3.2. Энергия потоков нагретых флюидов в гидросфере	3.2.1. Получение энергии за счет разницы температур флюидов и наружного воздуха	3.2.1.1. Термоэлектрогенераторы
4. Энергия магнитного поля Земли	4.1. Энергия магнитного поля в литосфере	4.1.1. Получение энергии за счет электро-магнитной индукции	4.1.1.1. Индукционные генераторы электроэнергии

2.4. Методика и принципы реструктуризации георесурсов на завершающей стадии эксплуатации месторождений

В условиях кризиса мировой экономики и роста потребностей мирового рынка в минеральном сырье проблема повышения полноты выемки разведанных запасов приобретает исключительно важное, по существу, стратегическое значение. В связи с этим важна нацеленность предприятий, эксплуатирующих месторождения остродефицитного сырья, на передовые геотехнологии, обеспечивающие эффективность разработки энерго- и ресурсосбережение, комплексное освоение недр, а также промышленную и экологическую безопасность добычи. Стратегической задачей становится полное раскрытие потенциала ресурсной базы, изыскание резервов ее расширения и обеспечение перспектив устойчивого безопасного и гармоничного развития горной промышленности, позволяющих обеспечить высокую конкурентоспособность на мировом рынке производителей минерального сырья при возможных существенных колебаниях цен на производимую продукцию.

Для обеспечения устойчивости состояния горнотехнической системы на завершающей стадии на базе ревизии всех георесурсов могут быть реализованы: реконструкция, консервация, разработка ранее оставленных запасов [130], техническое перевооружение [137], технологии ресурсопроизводства [113]. Именно решение этих вопросов лежит в основе формирования концепции ревизии горно-добывающего предприятия на завершающей стадии.

На предприятиях АО «ЮГК» с учетом положительных тенденций, связанных с научно-техническим прогрессом в области добычи и переработки минерального сырья, изменениями на рынке минерально-сырьевых ресурсов, в социальной сфере, в сфере налогообложения, ужесточением экологических платежей проведена ревизия всего ресурсного потенциала осваиваемого участка недр и намечена концепция развития предприятия в изменившихся условиях.

Для выявления новых видов георесурсов и определения направлений развития горного предприятия на завершающей стадии была предложена новая структура учета состояния и движения георесурсов при комплексном освоении месторождений, которая включает в себя не только учет оставленных балансовых запасов месторождения, но и рассмотрение в связи с пере-

ходом на новые кондиции ранее оставленных забалансовых запасов и возможности по вовлечению в разработку накопленного и техногенного сырья. Кроме того, учитывалась возможность использования выработанных пространств и техногенных ландшафтов в различных направлениях, а также энергетического потенциала недр Земли, а именно:

- горного давления и упругих колебаний горного массива;
- тепловых полей;
- минерально-сырьевых и вспомогательных потоков гидросмесей.

Структура учета состояния и движения георесурсов на завершающей стадии освоения месторождения представлена на рис. 2.2.

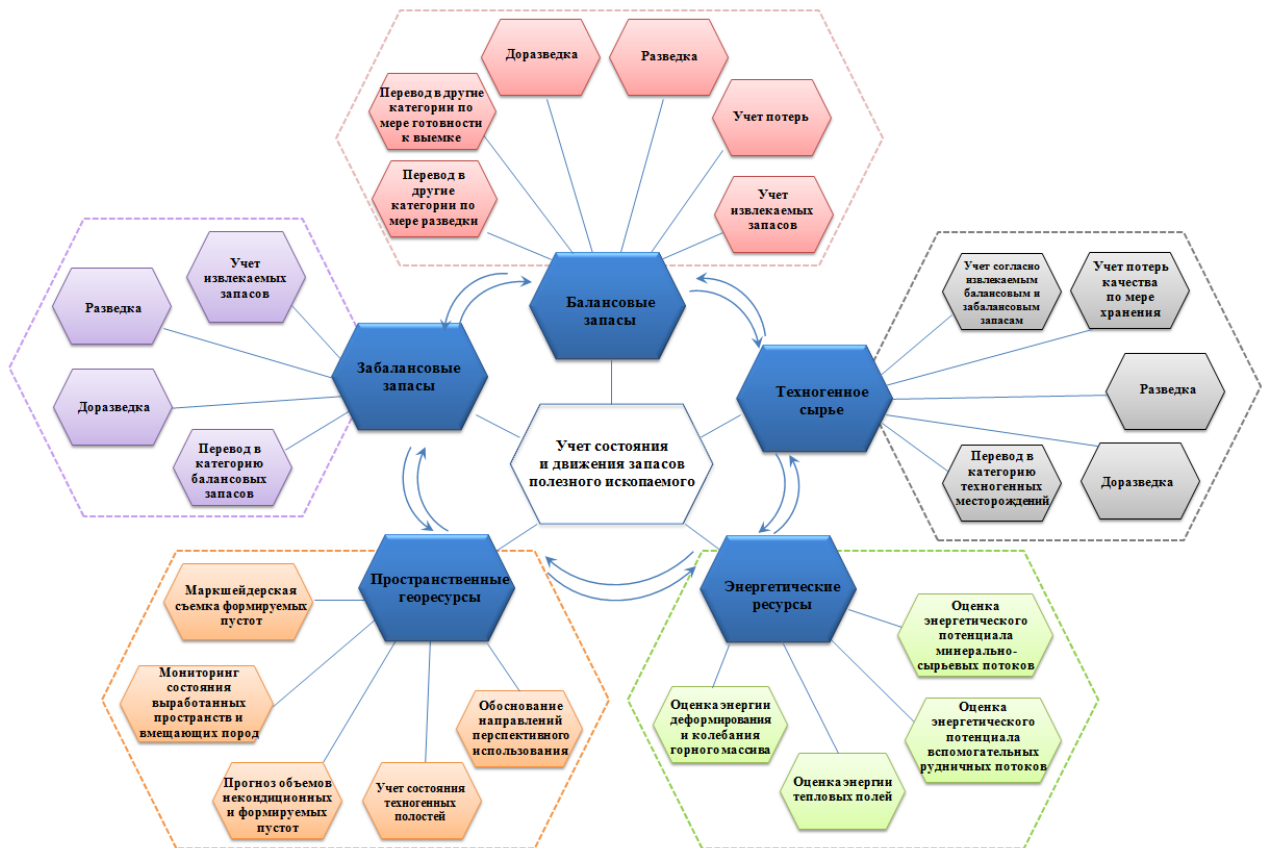


Рисунок 2.2 - Структура учета состояния и движения ресурсного потенциала недр при комплексном освоении месторождения на завершающей стадии

При этом запасы руд на месторождениях, предназначенных для разработки на завершающих стадиях, весьма разнообразны по качеству, условиям залегания и количеству [40, 51].

Так по качеству запасы месторождения на завершающей стадии на два вида:

– запасы, которые по условиям рентабельности эффективно разрабатывать на данный момент времени при существующих системах разработки и технологии ведения горных работ, при существующем уровне техники обогащения и переработки руд;

– запасы, отработка которых неэффективна по условиям рентабельности. Данные запасы подлежат охране до момента, когда их отработка не станет эффективной.

По условиям залегания запасы разделены на:

- кондиционные в жилах и прилегающих к ним минерализованных зонах;
- в межрудных зонах;
- в целиках, ранее отнесенные к потерям;
- в складчатом массиве и в зонах обрушения;
- в отвалах бедных руд;
- в хвостах обогатительных фабрик;
- в отвалах эфелей, содержащих ценные компоненты;
- за контуром карьеров.

По количеству запасы месторождения на завершающей стадии разделяются на:

– запасы, вовлечение которых в отработку приведет к повышению производственной мощности предприятия, вследствие чего, может потребоваться увеличение числа рудовыдачных выработок, повышение числа единиц и вида применяемого оборудования, наращивание производственной мощности обогатительной фабрики и т.д.;

– запасы, вовлечение которых не повлечет за собой повышения производственной мощности предприятия. Такие запасы могут обрабатываться по-

сле отработки основных запасов, и тем самым позволяют продлить срок существования рудника;

- техногенное сырье, экономически целесообразное для доизвлечения золота и других ценных компонентов;

- техногенное сырье, не содержащее ценных компонентов и подлежащее утилизации.

Механизмы реструктуризации запасов минерального сырья предусматривают пересмотр кондиций на вовлечения его в эксплуатацию в принципиально новых технологических и социально-экономических условиях с учетом:

- перехода на интенсивные и высокоэффективные технологии добычи и переработки наряду с жильными запасами руд минерализованных зон;
- совершенствования систем разработки;
- изменения схемы механизации горных работ;
- модернизации логистической системы предприятия;
- вовлечения в эксплуатацию техногенного сырья для доизвлечения ценных компонентов и последующей утилизацией;
- внедрения новых методов управления качеством;
- применения энергоэффективных геотехнологий с использованием возобновляемых источников энергии.

Для этого была разработана блок-схема реструктуризации георесурсов на завершающей стадии, которая включает последовательное выполнение семи этапов: геологические исследования, геомеханические исследования, выбор направления и систем разработки, комплексные и лабораторные испытания не только природного, но и техногенного сырья (рис. 2.3). Это также определение возможности воспроизводства электроэнергии, определение перспектив использования выработанных пространств и, с учетом всего, перечисленного проведение эколого-экономического обоснования целесооб-

разности вовлечения в эксплуатацию всех определенных в ходе реструктуризации природных и техногенных георесурсов.

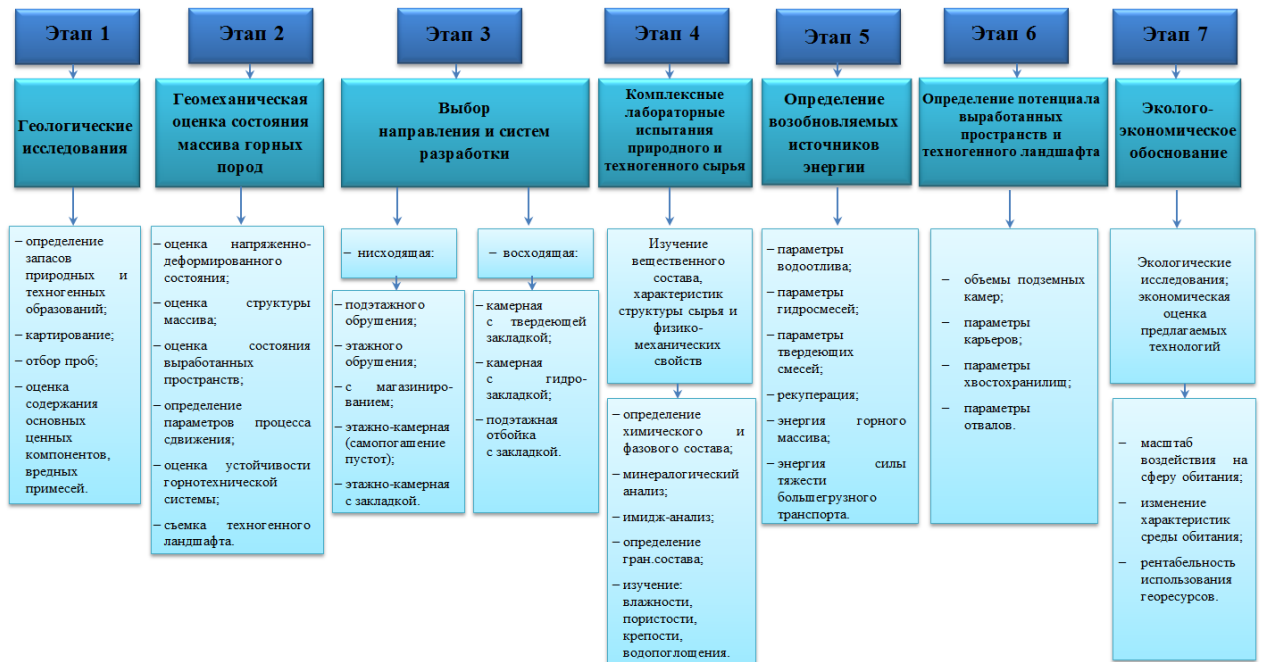


Рисунок 2.3 – Блок-схема реструктуризации георесурсов на завершающей стадии

Требования к качеству минерального сырья следует устанавливать в зависимости от его вида, вещественного и структурного состава и места формирования. Методики обоснования требований к качеству вовлекаемых в разработку руд известны и достаточно широко апробированы. Для выбора рационального сочетания геотехнологий добычи и переработки руд на завершающей стадии необходимо провести дифференциацию запасов эксплуатируемых месторождений: балансовых запасов по качеству, сортам и элементам залегания; а также забалансовых запасов по степени химической активности, по степени принадлежности к балансовым запасам, сортам и элементам залегания. Обоснование кондиций должно обеспечить распределение запасов по способам добычи для эффективной разработки полезных ископаемых с учетом специфики вещественного состава природного и техногенного минерального сырья и перспектив его дальнейшего использования.

Реализация рассмотренных принципов реструктуризации георесурсов на завершающей стадии освоения месторождений позволяет:

- восполнить сырьевую базу;

- увеличить полноту выемки запасов из недр, наиболее комплексно и рационально использовать минеральное сырье;
- обеспечить рентабельность выпуска товарной продукции;
- дополнительно продлить срок рентабельной эксплуатации действующего горно-перерабатывающего производства на срок более 40 лет;
- практически полностью исключить негативное техногенное воздействие производства на окружающую среду;
- обеспечить занятость населения на многие десятилетия.

Выводы по 2 главе

1. Дано понятие «завершающей стадии эксплуатации месторождения», как стадии возможного развития горного предприятия на новой концептуальной основе, отличающейся от принятой в базовом проекте разработки месторождения. Показано, что завершающую стадию следует рассматривать как переходный период на новые принципы освоения недр в целях сохранения производственного потенциала горнотехнической системы, комплексного освоения георесурсов, недопущения ликвидации предприятия и обеспечения его эффективного развития.

2. Определены принципы формирования концепции освоения месторождений на завершающих стадиях эксплуатации, базирующиеся на проектировании устойчивой экологически сбалансированной горнотехнической системы, обеспечивающей комплексную добычу и переработку оставшихся природных и техногенных георесурсов.

3. Доказано, что при реализации процессов техногенного преобразования недр, в том числе на завершающей стадии, возможно получение и полезное использование самостоятельной группы георесурсов – возобновляемых природных и техногенных источников энергии. Возобновляемые источники энергии, обусловленные процессами техногенного преобразования недр, являются самостоятельной группой георесурсов, формируемой в горнотехнической системе при комплексном освоении месторождений. Эта группа георесурсов существует только в рамках горнотехнической системы и возникает, преимущественно, в силу разности высотных отметок поверхности и экс-

плутационных горизонтов рудника – начала и конца перемещения различных технологических потоков в процессах разработки месторождений.

4. Разработана методика дифференциации активных и временно неактивных запасов, чтобы определить перспективные геотехнологии вовлечения минерального сырья различного качества, залегающего в разнообразных условиях в эффективную промышленную эксплуатацию, на завершающей стадии доработки месторождения.

5. Доказано, что полное раскрытие потенциала ресурсной базы и обеспечение устойчивого безопасного и гармоничного развития горного предприятия на завершающей стадии эксплуатации месторождений неразрывно связаны с рациональным использованием невозобновляемых природных и техногенных источников энергии и переходом на использование возобновляемых источников. Для обоснования направлений исследований и поиска технологических решений по повышению энергосбережения и ресурсосбережения горного производства проведена систематизация процессов и устройств для получения возобновляемых источников энергии при комплексном освоении недр.

3. ИССЛЕДОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ОСОБЕННОСТЕЙ МАССИВА ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УРАЛА НА ЗАВЕРШАЮЩИХ СТАДИЯХ ИХ ЭКСПЛУАТАЦИИ

3.1. Закономерности морфологии и структуры техногенно измененного массива рудоносных зон золоторудных месторождений Урала

Многолетнее интенсивное освоение крупнейшего на Южном Урале Кочкарского месторождения золота, отнесенного к удароопасному, привело к усложнению горнотехнических условий ведения горных работ, ухудшению геомеханической ситуации в техногенно-измененном массиве, особенно при переходе на разработку глубоких горизонтов. В этих условиях вовлечение в освоение оставленных в недрах в виде рудных жил, техногенно-измененных в процессе первичной эксплуатации запасов, ранее законсервированных в целиках различного назначения, оставленных в недрах минерализованных участков с низким содержанием золота, является весьма сложной задачей, требующей изучения вопросов геомеханики и обоснования горнотехнических решений.

Вовлечение в освоение техногенно измененных запасов характеризуется сложностью геомеханической обстановки в связи с нарушенностью массива выработками, отсутствием надежной геологической и горнотехнической документации, что затрудняет решение задач по обоснованию геомеханических параметров технологических схем ведения горных работ по условиям горного давления, обуславливает необходимость работ по оценке и прогнозу напряженно-деформированного состояния массива горных пород и элементов систем разработки.

На предприятиях АО «ЮГК» в последнее десятилетие активно развиваются способы комбинированной геотехнологии, обеспечивающие комплексное воздействие на недра и добываемое минеральное сырье физико-техническими (подземные, открытые) и физико-химическими (выщелачивание) способами добычи и переработки сырья. Применяются системы разработки различных классов: с магазинированием, камерные с поэтажной отбойкой, камерные с закладкой (твердеющей, гидравлической).

Расширение перечня вариантов систем разработки, с одной стороны, позволяет вовлечь в разработку запасы весьма бедных руд в сложных горно-геологических условиях, ранее относимых к забалансовым. С другой, это предъявляет повышенные требования к горным проектам, в первую очередь, связанным с обеспечением безопасности освоения запасов полезных ископаемых в ранее погашенных горизонтах, расположенных под охраняемыми объектами.

В настоящее время все указанные осложняющие факторы характерны при разработке запасов ранее погашенных руд на завершающей стадии подземной отработки Кочкарского месторождения.

На эффективность разработки запасов ранее погашенных руд влияют: мощность жил и зон минерализации, содержание полезного компонента, характеристики напряженно-деформированного состояния массива горных пород, наличие и состояние вскрывающих выработок, место их расположения, удаленность от перспективных для эксплуатации участков и т.д.

Западная часть Пластовского массива плагиогранитов, в пределах которой располагается Кочкарское рудное поле, сложена гранитоидами и сформирована в результате гранитизации толщи гнейсов и амфиболитов. Обилие даек жильных пород, пронизывающих плагиогранитный массив в субширотном направлении, обуславливает специфику геологического строения Кочкарского месторождения: жильные породы представлены сериями, начиная от даек жильных плагиогранитов, плагиоаплитов, генетически связанных с пластовским массивом плагиогранитов и кончая дериватами микроплитовыми гранитами, гранит-порфирами, сиенит-порфирами. Наиболее распространены среди жильных пород «табашки» - подукты метаморфизма лампрофиров.

В пределах Кочкарского месторождения выделяются три зоны сгущения даек «табашек»: Северная, Центральная, Южная. Простираются зоны - восток-северо-восточное $70-80^\circ$ от северного до южного. Длина зон - 3-4 км, варьирование мощности от 100 до 400 м. Зоны «табашек» имеют весьма сложное строение. Сложность морфологии кварцевых жил, их мощность и размеры зависят от связи жилы с зонами сгущения «табашек» с отдельными изолированными дайками. Кварцевые жилы, залегающие в мощных зонах сгущения

даек «табашек», отличаются исключительной сложностью. В большинстве жилы представляют собой сближенные кварцевые линзы, располагающиеся кулисно или последовательно.

Геологическая позиция Кочкарского рудного поля определяется, в первую очередь, его приуроченностью к региональному длительно живущему разлому меридионального направления, развивающемуся в блоке между крупными разломами, ограничивающими Восточно-Уральский массив [129]. Вторым определяющим геомеханическую ситуацию фактором является наличие массива плагиогранитов, сыгравших роль локализаторов трещин. Наконец, крупные Северо-Западные разломы (Осеевский, Семеновский, Трифоновский и, особенно, Тихоновский) обусловили систему крупных блоков, различающихся по направлениям систем и количеству даек жильных пород. В наиболее крупном из них Центральном блоке, разбитом большим количеством более мелких разломов Северо-Западного направления, сосредоточены основные запасы промышленного района. Предрудные нарушения расчленили массив рудного поля на блоки различной величины, и дальнейшее формирование структурного поля определилось тектонической активностью отдельных блоков. Эти разломы в пределах рудного поля сохраняют простирание с азимутом простирания 65° , падение на юго-восток под углом $75-85^\circ$.

Основные элементы структуры послерудного этапа предопределили в пределах рудного поля развитие трех видов мелкоблочной трещиноватости: крутопадающего меридионального и широтного направления и трещины пологого падения. Крутопадающие системы трещин включают трещины с направлением как совпадающим с простиранием жил, так и перпендикулярном ему. Пологие трещины характеризуются невыдержанными элементами залегания и фактически представляют собой систему неровных поверхностей.

Среднее количество трещин, приходящихся на 1 п. м в «табашках» – 2,5-2,8; в плагиогранитах – 3,8-4,2. Трещины – чаще притертые, без наполнителя, реже с заполнителем, представленным кварцем, кальцитом или другим материалом [10, 38].

По степени трещиноватости вмещающие породы месторождения подразделяются на три класса:

1. Слаботрещиноватые. Среднее расстояние между видимыми трещинами различных систем 0,5-1,5 м, объем блоков породы, отделяемых Пересекающимися трещинами, 0,1-3,0 м.

2. Среднетрещиноватые. Среднее расстояние между видимыми трещинами различных систем 0,25-0,50 м, трещины разбивают массив пород на блоки объемом 0,02-0,10 м³.

3. Сильнотрещиноватые. Расстояние между трещинами 0,10-0,25 м. Объем блоков 0,001-0,020 м³.

Наиболее опасными, с точки зрения устойчивости пород, являются породные кососекущие трещины. При выемке по восстанию эти трещины вскрываются по всей длине очистного забоя. Породы лежачего и висячего боков расслаиваются, образовавшиеся слои под действием собственной массы и давления разделяются на блоки параллельными забоя трещинами, по которым происходят обрезы и ступенчатое опускание пород в выработанное пространство.

Взрывные работы способствуют образованию вторичной трещиноватости. Трещины первичные и вторичные, снижая устойчивость пород, оказывают влияние на показатели извлечения.

По данным стратиграфического бурения в целом на месторождении не наблюдается уменьшения или увеличения интенсивности трещиноватости пород до глубины 600-700 м. Это подтверждается и замерами трещиноватости пород. Интенсивность трещиноватости плагиогранитов и «табашек» различна.

Тектонические нарушения имеют выдержанные элементы залегания, согласующиеся с рудными телами. Они состоят обычно из нескольких ветвей и располагаются под углом 70-80° в висячем боку, в непосредственной близости (2-3 м) от жил. Эту особенность массива следует учитывать при оценке его напряженно-деформированного состояния. Мощность нарушений составляет 0,2-0,5 м. Они выполнены милонитами, тектонической глиной или другим разрушенным материалом и имеют особенность без видимых признаков отслаиваться по плоскости тектонических нарушений и опускаться

ся в выработанное пространство. К тектоническим нарушениям в большинстве случаев приурочены зоны дробления пород мощностью до 10-15 м, где породы сильно трещиноватые и неустойчивые.

Устойчивость горных конструкций в большой мере зависит от степени трещиноватости, выраженной структурным ослаблением массива. В соответствии с рекомендациями институтов ВНИМИ и ИГД МЧМ СССР [56, 57], коэффициент структурного ослабления пород в массиве принят равным:

- для слаботрещиноватых пород I класса – 0,8;
- для среднетрещиноватых пород II класса – 0,6;
- для сильнотрещиноватых пород III класса – 0,4.

По степени устойчивости, зависящей от физико-механических свойств, трещиноватости и тектонической нарушенности, вмещающие породы на месторождении выделены четыре группы пород.

1. Устойчивые. Жилы приурочены к маломощным дайкам «табашек» мощностью 0,1-1,0 м. Тектонические нарушения отсутствуют.

2. Средней устойчивости. Жилы залегают в «табашках» мощностью 0,5-3,5 м или в плагиогранитах. Тектонические нарушения имеют выдержанные элементы залегания, совпадающие с жилами. Отслоения наблюдаются лишь в зонах повышенного расланцевания пород.

3. Неустойчивые. Тектонические плоскости скольжения располагаются как в плоскости жилы, так и в непосредственной близости от нее со стороны висячего бока, горные породы между нарушениями и жилой обычно раздроблены.

4. Весьма неустойчивые. Рудное тело расположено в зоне мощного тектонического нарушения, где вмещающие породы и само рудное тело представлены мелко раздробленным сыпучим материалом.

Геологической службой ш. «Центральная» установлено, что 72 % запасов приурочено к участкам месторождения, залегающим в породах устойчивых и средней устойчивости, 28 % - к участкам неустойчивых и весьма неустойчивых пород.

Кочкарское месторождение находится в тектонически активном районе Урала и испытывает слабое поднятие со средними амплитудами 1,5-3,5 мм в год [119]. Действующие напряжения в массиве значительно превышают ста-

тические от действия гравитационных сил. По свойствам горных пород месторождения и уровню действующих напряжений в горном массиве месторождение склонно к проявлению горного давления в динамической форме.

Проведенный анализ морфологии, структуры и особенностей прочностных и деформационных характеристик руды и вмещающих пород техногенно измененного массива рудоносных зон свидетельствует о том, что освоение месторождения сопряжено с рядом трудностей, обусловленных наличием сложных и сближенных жил, интенсивной трещиноватости, тектонической нарушенности, удароопасности руд и пород. Практикой эксплуатации Кочкарского месторождения и исследованиями свойств руд и пород установлена их склонность к хрупкому разрушению при нагружении, способность накапливать потенциальную энергию при деформировании. Следствием сложных горно-геологических условий являются значительное понижение глубины разработки; интенсивные проявления горного давления; малая ширина очистного пространства; большая разбросанность горных работ. С увеличением глубины разработки наблюдается перераспределение кварцевых жил, снижение содержания золота в руде, рост напряженности пород. Несмотря на локальный характер этих проявлений, они влекут увеличение трудозатрат при добыче, в ряде случаев необходимость селективной выемки.

3.2. Особенности прочностных и деформационных характеристик руды и вмещающих пород

Для оценки и обоснования условий и параметров вовлечения техногенно измененных георесурсов в эксплуатацию на основе проведенных замеров и результатов исследований института «Унипромедь», ПНИПУ, МГТУ им. Г.И. Носова с непосредственным участием автора диссертации были определены прочностные и деформационные характеристики массива руд и пород наиболее представительного Кочкарского месторождения. Для проведения исследований физико-механических свойств пород производился отбор и подготовка к испытаниям механических свойств образцов на различных горизонтах. Исследования производились согласно ГОСТ 21153.2-84, 21153.3-85, ГОСТ 28985-91. Результаты испытаний приведены в

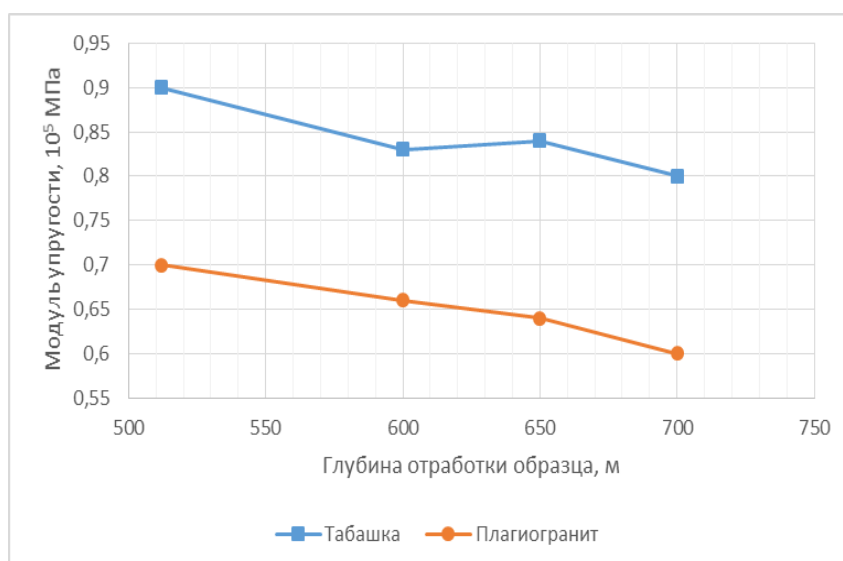
табл. 3.1.

Таблица 3.1 – Прочностные и деформационные характеристики руд и пород Кочкарского месторождения

Наименование показателя	Ед. изм.	Тип пород		
		кварц	плаггиограниты	метасоматиты («табашки»)
Объемный вес	т/м ³	2,64–2,65	2,7–2,8	2,65–2,7
Крепость по шкале М.М. Протождьяконова, f		16–18	19–20	15–16
Пределы прочности на: – сжатие, $\sigma_{сж}$ – растяжение, σ_p	МПа	160,5–200,3 14,3–18,6	109,3–164,0 18,4–22,5	86,9 – 130,4 15,0–18,3
Скорость распространения волн: – продольных, C_p – поперечных, C_s	м/с	5200 3100	4530 2450	3400 2050
Коэффициент Пуассона, μ		0,21–0,25	0,29 – 0,36	0,22–0,26
Модуль упругости, $E \cdot 10^{-5}$	МПа	0,61–0,65	0,60–0,66	0,80–0,84
Модуль сдвига, $G \cdot 10^{-5}$	МПа	0,256	0,165	0,116

Эти значения в последующем были использованы при моделировании геомеханического состояния массива на завершающей стадии отработки запасов месторождения. Особое внимание было уделено значениям этих показателей на глубоких горизонтах месторождения, а также оценке показателей удароопасности массива горных пород.

Поскольку в моделях оценки напряженно-деформированного состояния массива основными исходными параметрами являются значения деформационных характеристик горных пород, были проведены исследования и установлены закономерности изменения модуля упругости и коэффициента Пуассона в зависимости от глубины горных работ на основе натурных замеров (рис. 3.1, 3.2).

**Рисунок 3.1** – График изменения модуля упругости с увеличением глубины

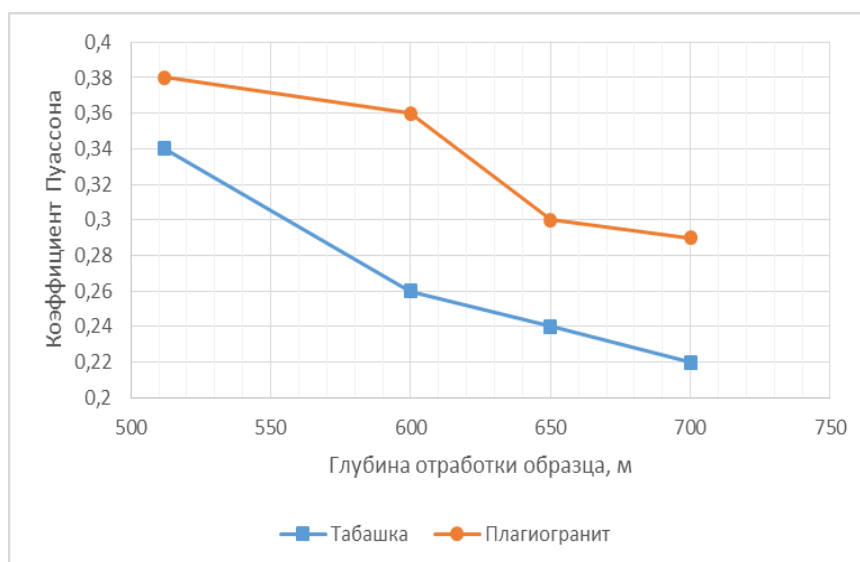


Рисунок 3.2 – График изменения коэффициента Пуассона с увеличением глубины

Результаты исследований свидетельствуют о том, что с увеличением глубины горных грабтов на Кочкарском месторождении снижается как значение модуля упругости пород (для плаггиогранита на 15 %, для «табашки» – на 12 %), так и значение коэффициента Пуассона пород (для плаггиогранита – на 24 %; для «табашки» – на 35 %).

Разница в деформационных характеристиках рудного и породного массива указывает на бóльшую удароопасность именно в рудной золотосодержащей зоне месторождения

По полученным значениям физико-механических свойств пород были построены паспорта прочности и определены значения сцепления и угла внутреннего трения пород глубоких горизонтов Кочкарского месторождения (табл. 3.2).

Таблица 3.2 – Значения сцепления и угла внутреннего трения пород глубоких горизонтов Кочкарского месторождения

Глубина, м	Породы	Сцепление, МПа	Угол внутреннего трения, ⁰
512 - 700	Плаггиогранит	25,5-27,1	31,6-33,4
	«Табашки»	20,8-21,2	25,9-28,8

Анализ результатов определения физико-механических свойств пород, слагающих Кочкарское месторождение, и оценка пород по деформационным критериям, показали, что породы являются прочными, имеют высокие зна-

чения модуля упругих деформаций, способными накапливать упругую энергию и склонны к внезапному высвобождению напряжений в динамической форме.

Многолетняя интенсивная эксплуатация Кочкарского месторождения значительная изрезанность горного массива, относительная низкая интенсивность горных работ способствуют активному проявлению горного давления, в том числе и в динамической форме.

Для оценки удароопасности массива пород Кочкарского золоторудного месторождения были проведены исследования динамических проявлений горного давления.

Выполненная оценка удароопасности пород по различным деформационным и энергетическим критериям, свидетельствует, что породы Кочкарского месторождения способны к накоплению потенциальной энергии и являются потенциально удароопасными (табл. 3.3).

Таблица 3.3 – Показатели удароопасности пород Кочкарского месторождения [36]

Порода	$\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p} \geq 6$ (по Г.Н. Кузнецову)	$\frac{\varepsilon_{упр}}{\varepsilon_{полн}} \geq 70\%$ (по А.А. Бичу)	$K_{xp}^{лаб} \geq 15$ (по Я.А. Минину)	$\lambda = \frac{M}{E} \geq 1$ (по запредельным испытаниям)
Плагиогранит	11,0	98,0	28,0	13,3
«Табашки»	8,0	76,4	15,0	7,3

Анализ проявлений горного давления доказывает, что динамические проявления наблюдаются в породах с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова от 15 до 20. Они сопровождаются отскакиванием от кровли кусков породы различной массы, сильным звуком, сотрясением массива горных пород, воздушным толчком.

По форме проявления горных ударов на подготовительных, нарезных и очистных работах выделяют три степени их проявления [4, 64, 66, 70, 72, 119]:

- I категория: отскакивание от напряженно-деформированного массива отдельных кусков с резким звуком, со значительным выбросом горных пород в выработки.

- II категория: толчки и горные удары внутреннего действия, то есть разрушение в глубине массива без выбросов разрушенных пород в выработки, внешние толчки ощущаются по звуку, сотрясению массива, осыпанию со стороны стенок выработки.
- III категория: микроудары. Проявление в виде небольших разрушений и выбросов материалов в выработки без разрушения крепи, машин и механизмов. Имеет место резкий звук и сотрясение массива.

Для районирования по степени удароопасности участков Кочкарского месторождения предложен метод геомеханических аналогий [72]. С использованием анализа размерностей существенных факторов в виде напряженного состояния массива, с учетом склонности пород к накапливанию упругой энергии, наличие в пределах участка жилы тектонических нарушений и трещиноватости, получены шесть критериев геомеханического подобия (K_1, K_2, \dots, K_6), которые справедливы при прогнозировании степени удароопасности участков крутопадающих месторождений жильного типа [72].

Критерии K_1 и K_2 являются критериями подобия напряженного состояния участков месторождения, причем $K_1 = \frac{\sigma_z}{E} = \frac{1.3\gamma H}{E}$ определяет величину энергии, запасенной участком массива пород на конкретной глубине (H), а $K_2 = \frac{\sigma_z}{\sigma_z}$ – критерии анизотропии напряжений в массиве; $K_3 = \frac{M}{E}$ – характеризует степень удароопасности пород на сравниваемых участках; $K_4 = \frac{l}{S}$ – критерий подобия - отношение расстояния от прогнозируемого участка до тектонического нарушения (l) к расстоянию между тектоническими нарушениями (S) одного масштабного уровня; $K_5 = \sum_{i=1}^n \frac{\overline{\Delta a_1}}{\Delta a_i + \Delta a_i}$ - критерий, характеризующий степень трещиноватости участка жилы, где $\overline{\Delta a_1}$ – ширина трещины (i)-системы, a_i - расстояние между трещинами этой же системы; $K_6 = \frac{E_1}{E_2}$ - критерий, характеризующий условия на контакте пород.

Коэффициенты K_1 и K_3 указывают лишь на склонность к динамическому проявлению горного давления на всех жилах месторождения. Установлено, что для гор.512 м $K_1 = 21,1$; $K_3 = 13,3$.

Коэффициенты K_2 , K_4 и K_5 характеризуют степень удароопасности участков месторождения. Значение их для различных категорий приведены в табл. 3.4.

Таблица 3.4 – Характеристика категорий удароопасности [72]

Категория удароопасности	Интервал значений критериев подобия участков		
	K_2	K_4	K_5
I	$>3,5$	$>0,4$	< 1
II	2,5-3,5	0,2 - 0,4	1-2
III	$<2,5$	$<0,2$	>2
Весовые коэффициенты критериев	0,045	0,89	0,051

Весовые коэффициенты критериев показывают, что основными характеризующими показателями степени удароопасности являются тектонические нарушения и различного рода сместители. На основе проведенных расчетов и изучения массива пород по геологическим планам и разрезам произведена на примере массива гор.512 м оценка жил по степени удароопасности.

I категория. Жилы: Сретенская, западный и восточный фланги между тектоническими нарушениями, Дегтярско-Кузнецовская между тектоническими нарушениями, Новая, Васильевская, Бажуковская, Соснинская, Северо-Николаевская в пределах тектонических нарушений, Удачная между тектоническими нарушениями, Покровская между сместителями 1 и 2, Северная Октябрьская.

II категория. Жилы: Сретенская – вся ее Центральная часть, Дегтярско-Кузнецовская – западный фланг, Северо-Николаевская – восточная ее часть, Удачная – восточная ее часть.

III категория. Жилы: Суторминская, 1-ая Южная Александровская, Северная Александровская, Удачная Северная - 50 м западнее тектонического нарушения, Юбилейная.

Очевидно, что снизить число вредных проявлений горного давления (отслоение пород висячего бока, разрушение целиков, динамические проявления горного давления) представляется возможным за счет:

- сокращения сроков отработки блоков;

- уточнения параметров систем разработки, совершенствования ее конструкции;
- проведения профилактических мероприятий (разгрузка, отстой блока).

С учетом результатов натуральных исследований в дальнейшем были определены компоненты первичного (природного) и вторичного (измененного под влиянием техногенных воздействий) полей напряжений.

3.3. Исследование параметров природного поля напряжений

Анализ существующих подходов к оценке напряженно-деформированного состояния массива пород при разработке крутопадающих месторождений малой и средней мощности показал, что наиболее надежными методами оценки напряженного состояния пород на обнажениях для расчета устойчивых размеров горнотехнических конструкций являются методы, в основе которых находятся результаты натуральных наблюдений, замеров, а также физического и математического моделирования, поскольку они позволяют учесть параметры реальных полей напряжений и деформаций, оценить временной фактор, свойства и нарушенность массива, особенности конструктивных элементов систем разработки [12, 16, 33, 37, 47, 49, 58, 64, 65, 66, 70, 73, 119, 128].

Сложность и изменчивость полей напряжений и деформаций в горном массиве очистных блоков предопределили использование в исследованиях комплексной методики оценки напряженного состояния пород, включающей натурные замеры и моделирование. Переход к параметрам исходного поля напряжений производился заданием граничных условий и сил в модели таким образом, чтобы при сопоставительных оценках обеспечивалось равенство значений напряжений, полученных инструментальными наблюдениями, с натурными замерами в сходственных точках.

Из натуральных методов для оценки напряженно-деформированного состояния (НДС) горного массива исследуемого месторождения были приняты замеры в шахтных условиях методом щелевой разгрузки (рис. 3.3). Данный метод основан на взаимосвязи между действующими напряжениями и деформациями упругого восстановления элемента массива горной породы при

снятии в процессе нарушения связи этого элемента с окружающим массивом [13].

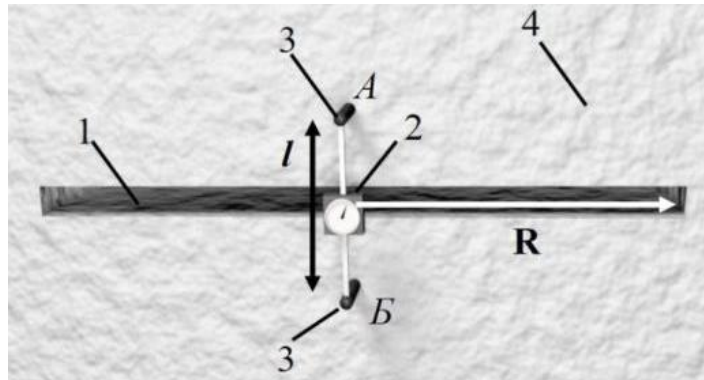


Рисунок 3.3 – Схема щелевой разгрузки: 1 – щель; 2 – микрометр; 3 – реперы; 4 – горный массив

Деформация разгрузки измеряется при нарушении сплошности массива плоскими щелями, имеющими форму полудиска, радиусом 0,3 м с точностью 10^{-4} м механическим индикатором часового типа между двумя цанговыми реперами, которые устанавливаются в точках А и Б (рис.3.4). Теоретическое обоснование метода базируется на решении упругой задачи о деформации бесконечно тонкой щели под действием нагрузки, приложенной перпендикулярно плоскости щели [70].

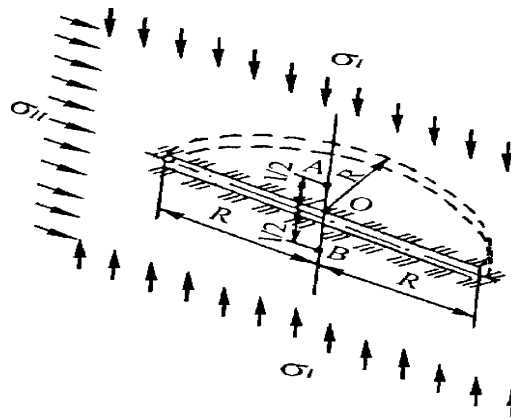


Рисунок 3.4 – Схема замера деформаций методом щелевой разгрузки (а),

Шпурь под цанговые репера бурилась диаметром 20 мм специально изготовленными коронками. После установки реперов и замера расстояния между ними с помощью комплекта приспособлений, перфоратором бурением смежных шпуров выбуривалась щель. После образования щели производился повторный замер расстояния между реперами и определялась деформация. Для получения полного тензора напряжений щель ориентировалась в

пространстве соответственно выбранным осям главного тензора напряжений. В местах замера отбирались пробы пород для определения модуля упругости пород в лабораторных условиях.

По результатам расчетов в зоне влияния очистных выработок блоков строились эпюры напряжений. При анализе напряженного состояния пород массива по теории Кулона- Мора рассчитывался коэффициент запаса устойчивости пород в объемной постановке задачи. Устойчивость несущих элементов блока: целиков, потолочин, обнажений пород висячего и лежащего боков, оценивалась по условию:

$$\sigma_d - [\sigma_{сж}] \leq 0,$$

где σ_d – главное максимальное напряжение, действующее на контуре закрепленной выработки, МПа; $[\sigma_{сж}]$ – прочность породы на одноосное сжатие, МПа.

С целью выявления зависимости напряжений в массиве от глубины и оценки сопоставимости полученных в процессе натуральных замеров данных с результатами других исследований был проведен их сравнительный анализ. В исследованиях использовались методы полной, частичной и щелевой разгрузки.

При проведении исследований учитывались деформации разгрузки участка массива, заключенного между реперами и стенками щели.

Величина напряжений, действующих перпендикулярно к плоскости щели, оценивалась по формуле:

$$\delta = U_{AB} \cdot E\pi / [8R - \pi l(1 - K_{пер} + \mu K_{парал})], \quad [2]$$

где U_{AB} – деформация массива между точками А и В после образования щели, см; E – модуль упругости породы, МПа; R – радиус щели, см; l – расстояние между точками А и В, см; $K_{пер}$, $K_{парал}$ – коэффициенты концентрации напряжений в направлениях соответственно перпендикулярно и параллельно щели, которые взяты по зависимостям, представленным на рис. 3.5.

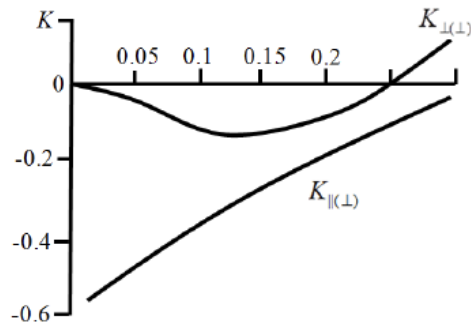


Рисунок 3.5 – Зависимости коэффициентов концентрации (K) приконтурной части разгрузочной щели при действии нагрузки перпендикулярной к ее плоскости от отношения $l/(4R)$

Замеры напряжений проводились в бортах выработок, пройденных непосредственно по жилам или пересекающих их на горизонтах. В каждой точке в выработке производились по три замера для определения вертикальных и горизонтальных компонент. Для определения упругих характеристик пород в точках замеров отбирались и исследовались образцы пород (подготавливалось не менее 7 образцов).

Натурные замеры напряженно-деформированного состояния массива методом щелевой разгрузки проводились на горизонтах: 147 м, 296 м, 600 м, 650 м, 700 м. Исследования проводились и в жилах: ЮЛВК, Северная Александровская, Северная Николаевская, Дегтярско - Кузнецовская, Сретенская, Северная Октябрьская, Октябрьская, Юбилейная.

Обобщенные результаты исследований напряженного состояния природного нетронутого массива методом щелевой разгрузки приведены в табл. 3.5 и на рис. 3.6.

Таблица 3.5 – Значения компонент напряжений в нетронутом массиве Кочкарского месторождения

Глубина измерения Н, м	Величины напряжений, МПа			Расчетное $\sigma_z = \gamma H$, МПа
	σ_x	σ_y	σ_z	
147	3,79-4,55	2,3-3,26	2,04-2,87	4,1
296	8,59-14,0	4,87-10,19	3,63-9,0	8,3
600	55,1-56,3	33,06-35,7	22,4-24,7	16,8
650	59,7-60,5	36,5-37,3	25,1-28,4	18,2
700	63,8-64,6	40,5-41,7	31,6-33,1	19,6

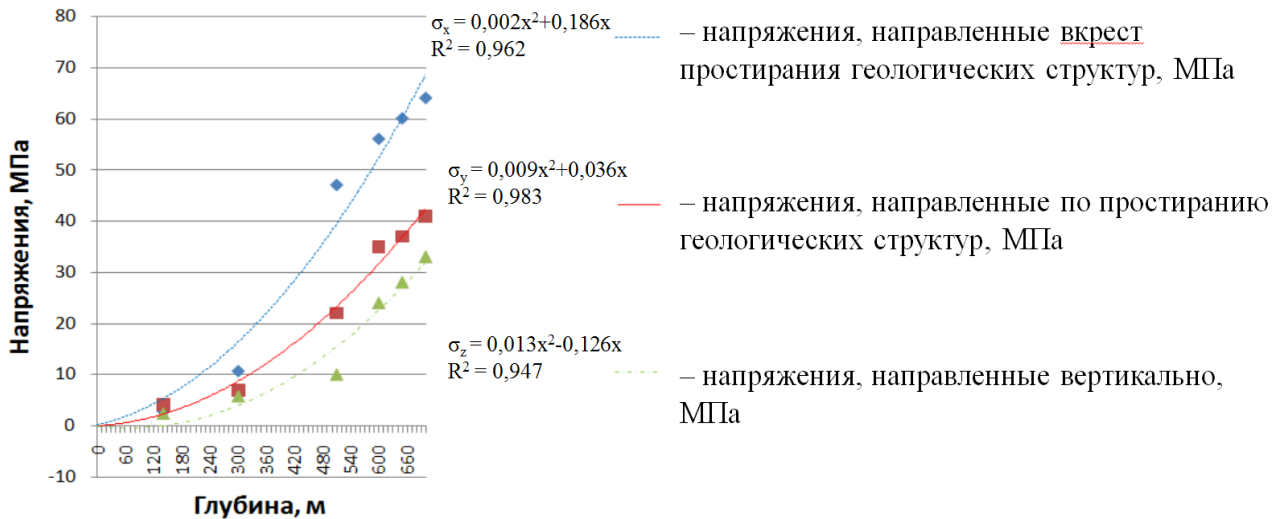


Рисунок 3.6 – График зависимости величины напряжений от глубины

Результаты замера напряжений до начала развития горных работ на завершающей стадии на различных глубинах, как на верхних горизонтах, так на нижних, показали, что параметры поля напряжений по вертикальной составляющей σ_z на верхних горизонтах на 30-50% ниже расчетных, что является следствием разгрузки массива в результате первичной отработки запасов и обрушения налегающих пород. Горизонтальные напряжения не равны между собой ($\sigma_x \neq \sigma_y$) и превышают вертикальные в 1,1 - 1,6 раза (на верхних горизонтах); в 2 - 2,6 раза (на глубоких горизонтах). Большая составляющая σ_x направлена вкрест простирания рудоносных жил.

Это объясняется, прежде всего, тем, что в формировании поля напряжений в массиве месторождения участвовали гравитационные и тектонические силы. Широтное простирание жил и малая их мощность, принятые схемы подготовки блоков не позволяют расположить подготовительные выработки в меридиональном направлении. Эти особенности необходимо учитывать при конструировании и обосновании параметров систем разработки.

В зонах влияния очистных работ наблюдается значительное увеличение напряжений, особенно в районе тектонических нарушений. В зоне массива в пределах от 10 до 20 м от нарушения напряжения увеличиваются: σ_x – в 1,5 раза, σ_z – в 2,5 раза [41, 65]. На расстояниях от нарушения в пределах 5-6 м, напряжения могут достигать критических значений и возможно «стреляние» горных пород. С целью снижения концентрации напряжений рекомендовано предусмотреть разгрузку рассматриваемого объема массива бурением сква-

жин или динамическим воздействием взрыва. Следует подчеркнуть, что горные работы в районе тектонических нарушений усложнены не только повышенными напряжениями пород, но и низкой устойчивостью пород в окрестностях выработок в пределах нарушения.

Производство горных работ приводит к формированию в окружающем горном массиве и элементах систем подземной разработки вторичных силовых полей. Закономерности распределения напряжений в конструктивных элементах систем разработки и их устойчивость зависят от большого числа факторов, таких, как геометрические параметры несущих опор и очистных блоков, состояние очистного пространства, порядок отработки, время стояния обнажений и др.

Размеры блока являются параметрами, определяющими основные технико-экономические показатели очистных работ, так как от них зависят величина запасов, подлежащих добыче, а, следовательно, удельный объем ПНР, тип механизации и производительность блока. Из практики эксплуатации жильных месторождений известно, что целесообразно применение блоков увеличенной длины. Значения напряжений на верхних горизонтах Кочкарского месторождения (147, 296 м) в 8-12 раз ниже соответствующих значений на глубоких горизонтах. С увеличением глубины прослеживается тенденция к росту напряжений в массиве, как вертикальных, так и горизонтальных, что влечет рост числа проявлений горного давления в динамической форме.

В связи с вовлечением в отработку минерализованных зон, внедрением камерных систем разработки, переходом горных работ на верхние горизонты появилась необходимость прогнозирования геомеханической ситуации и определения параметров несущих элементов горной конструкции на глубоких горизонтах.

Распределение напряжений в зоне влияния горных работ на завершающей стадии освоения Кочкарского месторождения изучалось моделированием с использованием метода конечных элементов в упругой объемной постановке задачи с определением закономерностей распределения напряжений на верхних и нижних горизонтах месторождения с рассмотрением сечений по простиранию и вкрест простирания рудоносных тел.

Для оценки и прогнозирования напряженно-деформированного состоя-

ния массива в районе очистных камер в этажах 200/300; 600/650 метров были разработаны соответствующие математические модели освоения участков месторождения. За основу моделей взяты разрезы, располагающиеся вкрест и по простиранию рудной залежи, то есть по поперечной и продольной осям камер.

В качестве исходных данных принимались результаты натурных замеров. Моделировались следующие варианты отработки развития горных работ:

- запасы рудной жилы не отработаны, имеются подготовительно - нарезные выработки;
- запасы рудных жил отработаны, выработанное пространство свободное.

Расчет напряжений при моделировании проводился для двух стадий:

- после отработки запасов (очистная выемка в камере);
- после закладки камеры твердеющими смесями (закладка) или после обрушения пород.

В связи с тенденцией увеличения напряжений с глубиной разработки моделирование проводилось как для верхних, так и глубоких горизонтов.

Расчетные значения вертикальных и горизонтальных компонент тензора напряжений, действующих во вмещающем массиве и в самом рудном теле до начала отработки запасов минерализованных зон на контакте с имеющимся очистным пространством на верхних горизонтах (менее 600 м), представлены в табл. 3.6.

Таблица 3.6 – Значения нормальных напряжений в горном массиве до начала отработки запасов на горизонте 200/300 м

Нормальные напряжения в конструкциях камеры	Средние напряжения, МПа			
	после отработки запасов камеры		после закладки очистного пространства	
	лежащий бок	висячий бок	лежащий бок	висячий бок
В угловых частях кровли потолочины	-14,8	-12,2	-16,4	-12,9
В угловых частях кровли камеры	-69,8	-63,9	-35,9	-40,2
В камере	-			
В угловых частях почвы камеры	-54,4	-60,0	-39,2	-39,9
В лежащем боку камеры	-0,044	-	-8,0	-
В висячем боку камеры	-	-0,03	-	-8,0

Как видно из данных таблицы, наибольшие сжимающие напряжения регистрируются в угловых частях почвы камеры (54 - 60 МПа), в угловых частях кровли камеры (63 - 69 МПа), в угловых частях кровли потолочины (12 - 14 МПа).

В лежащем и висячем боках камеры напряжения принимают характер сжимающих и составляют 0,044 МПа и 0,028 МПа, соответственно.

Закладка отработанной камеры твердеющей смесью изменяет характер распределения нормальных напряжений, образовавшихся вокруг очистной камеры. Также повышенные нормальные напряжения формируются в кровле и почве камеры, но значения напряжений ниже (35,9-40,2 МПа и 39,2-39,9 МПа, соответственно).

Сжимающие напряжения в висячем и лежащем боках после закладки выработанного пространства растут до 8,0 МПа.

Расчетные значения нормальных напряжений, действующих во вмещающем массиве и в самом рудном теле после очистной выемки запасов в камере при отработке минерализованных пород камерными системами разработки с применением высокопроизводительного оборудования, представлены в табл. 3.7.

Таблица 3.7 – Значения нормальных напряжений в массиве при отработке запасов на горизонте 200/300 м

Нормальные напряжения в конструкциях камеры	Средние напряжения, МПа			
	после отработки запасов камеры		после закладки очистного пространства	
	лежащий бок	висячий бок	лежащий бок	висячий бок
В угловых частях кровли потолочины	-16,1	-23,2	-15,2	-21,2
В угловых частях кровли камеры	-25,9	-47,2	-26,6	-34,4
В камере	-			-3,0
В угловых частях почвы камеры	-56,8	-47,8	-33,4	-42,2
В лежащем боку камеры	-0,1	-	-3,1	-
В висячем боку камеры	-	-2,4	-	-2,5

Как видно из данных таблицы, наибольшие сжимающие напряжения регистрируются в угловых частях почвы камеры (47 - 57 МПа), в кровле камеры (25 - 47 МПа), в потолочине (16-23 МПа).

В лежащем и висячем боках камеры напряжения принимают характер сжимающих (0,1 и 2,4 МПа, соответственно).

Закладка отработанной камеры твердеющей смесью изменяет характер распределения нормальных напряжений, образовавшихся вокруг очистной камеры, незначительно. Рудная потолочина по-прежнему остается нагруженной сжимающими горизонтальными напряжениями. Однако, при этом сжимающие напряжения в угловых частях кровли камеры снижаются и принимают меньшие значения – 26 - 34 МПа, в угловых частях почвы камеры - 33 - 42 МПа.

Значения сжимающих напряжений в висячем и лежащем боках после закладки камеры увеличиваются до 2,5 - 3,1 МПа.

На рисунке 3.7 представлены зависимости нормальных напряжений в горном массиве и в конструктивных элементах систем разработки от глубины ведения работ (а), от ширины камеры при нисходящей выемке на гор. 300 м (б) и 600 м (в), при восходящей на гор. 600 м (г).

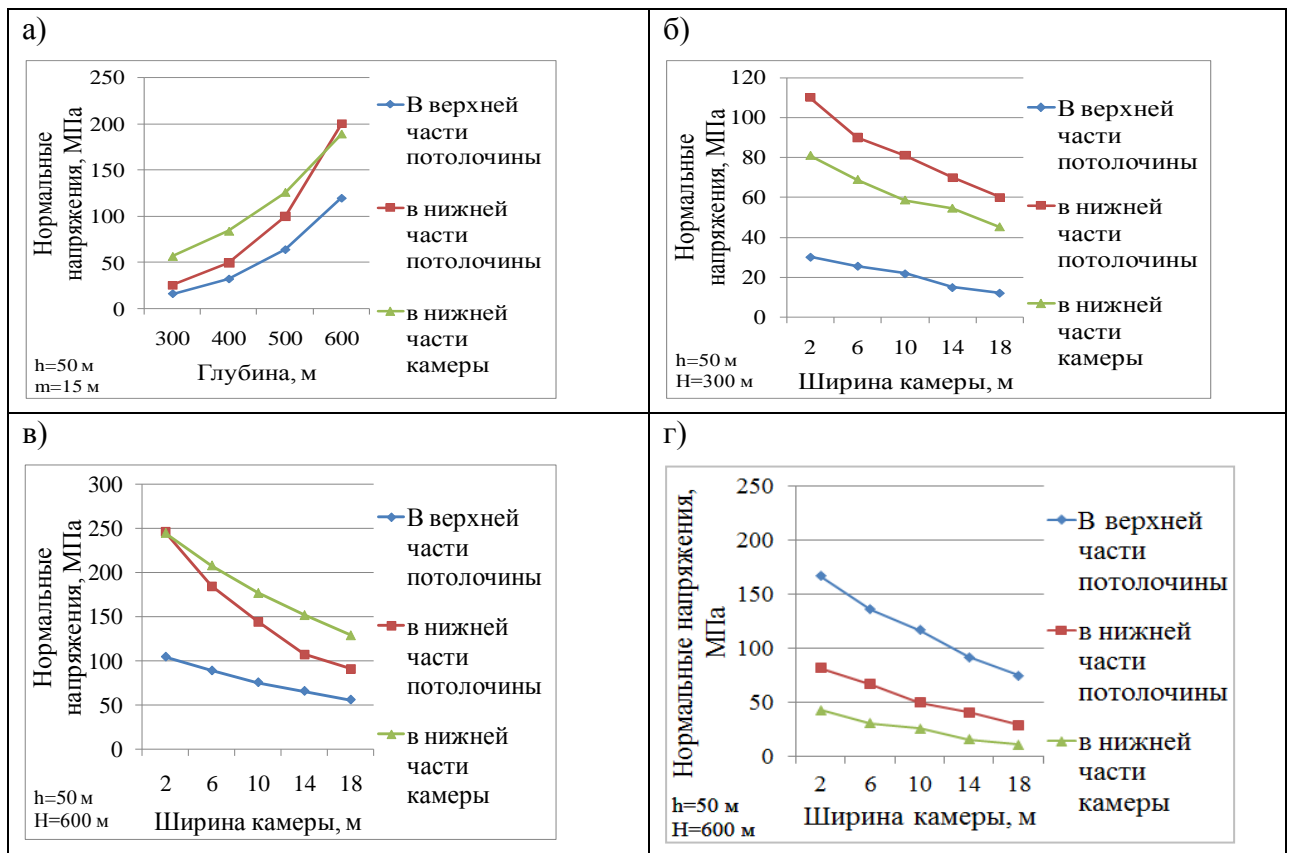


Рисунок 3.7 – Графики зависимости σ_x в несущих элементах:

а) от глубины ведения работ; от ширины камеры при нисходящей выемке на гор. 300 м (б) и 600 м (в), при восходящей на гор. 600 м (г)

Как видно из рис. 3.7, нормальные напряжения в конструктивных элементах камер возрастают на 18 - 20% при увеличении высоты камер на каждые 10 м.

Практика ведения горных работ на Кочкарском подземном руднике показывает, что проявления горного давления в виде стреляния пород в целиках имеют место при значительной длине блока (> 50-60 м) и длительных сроках отработки их запасов (больше 12-14 мес.). Увеличение напряжений в несущих элементах горных конструкций при росте длины блока является следствием снижения разгружающего эффекта вмещающих пород. Высокий уровень напряжений на обнажениях целиков, потолочины на практике соответствует стадии упругого деформирования массива, которая имеет место только в начальный период оформления целиков. Поэтому вполне вероятны динамические проявления горного давления после проведения взрывных работ, которые выступают как провоцирующий силовой фактор.

Увеличение глубины ведения горных работ также приводит к росту напряжений в конструктивных элементах горной конструкции. При увеличении ширины камер, нормальные напряжения на контуре в элементах систем разработки снижаются, что объясняется перераспределением напряжений в массиве и развитием деформаций горных пород в сторону очистного пространства. В связи с этим рекомендовано следующее:

- отработку запасов месторождения на завершающей стадии целесообразно начинать с верхних горизонтов, на которых значения напряжений в горном массиве в несколько раз ниже, чем на глубоких;
- вовлечение в эксплуатацию минерализованных зон месторождения системами разработки с повышенным пролетом камер не ухудшает геомеханическую ситуацию по сравнению с существующей технологией.

Аналогичные исследования напряженно-деформированного состояния горного массива были проведены для глубоких горизонтов месторождения, более 600 м. Установлено, что характер распределения напряжений в массиве горных пород аналогичен верхним горизонтам. Наибольшие сжимающие напряжения также регистрируются в угловых частях почвы камеры (152 -

236 МПа), кровле камеры (107 - 148 МПа), потолочине (66 - 90 МПа). По величине напряжения сопоставимы и несколько превышают прочностные характеристики массива.

В лежачем и висячем боках камеры напряжения принимают характер растягивающих (0,1 МПа).

Закладка отработанных камер твердеющей смесью изменяет характер распределения нормальных напряжений, образовавшихся вокруг очистной камеры незначительно. Рудная потолочина по-прежнему остается нагруженной. Однако, сжимающие напряжения в угловых частях кровли камеры снижаются до 96-137 МПа, в угловых частях почвы камеры до 139-148 МПа.

Таким образом, можно сделать вывод о том, что переход на камерные системы разработки с повышенным пролетами выработанных пространств повлечет за собой ухудшение геомеханической ситуации, так как несущие элементы очистных блоков более нагружены, а напряжения превысят значения предела прочности пород на сжатие, что будет способствовать увеличению числа динамических проявлений горного давления.

При проходке горных выработок на участках, склонных и опасных по горным ударам, должны быть организованы работы по прогнозированию и предотвращению проявлений динамических форм горного давления в соответствии с требованиями «Положения по безопасному ведению горных работ на месторождениях, склонных и опасных по горным ударам» [119] и включать:

- визуальные наблюдения за внешними признаками удароопасности;
- локальный прогноз удароопасности;
- приведение горных выработок в неудароопасное состояние;
- контроль и оценку эффективности выполненных мер по предотвращению горных ударов.

Для предотвращения проявлений горного давления в динамической форме и снижения концентрации напряжений в краевых частях выработок рекомендовано к применению следующие способы:

- камуфлетное взрывание зарядов ВВ в шпурах и скважинах;
- сотрясательное взрывание;
- бурение параллельных рядов и вееров разгрузочных скважин большо-

го диаметра;

- регламентирование скорости подвигания забоя, «отстой» выработки;
- комбинации перечисленных способов.

При этом выбор параметров систем разработки должен базироваться на установлении закономерностей распределения напряжений в зависимости от конструктивных параметров систем разработки.

3.4. Закономерности распределения напряжений при отработке на верхних горизонтах

На отработанных горизонтах Кочкарского золоторудного месторождения имеются перспективные участки жил и минерализованных зон, по величине запасов и условиям пригодные для освоения (Рождественская, Красная 1-ая, Красная 2-ая, Баталовская, Павловская, Киргизская, Козел, Панфиловка, Безменовская, Гаврило-Архангельская, Нефтяная, Васильевская, Гутиловская, Дедюхинская, Неожиданная и др.). Содержание полезного компонента в руде, морфология рудных тел данных участков позволяет отрабатывать их экономически эффективно, что способно обеспечить выход предприятия на увеличенные объемы добычи руды. Как показал анализ состояния горного массива и выработок в 50 % случаев существует возможность использования вскрывающих, подготовительно-нарезных выработок при условии увеличения их поперечного сечения и ремонта крепи. Из них примерно 20 % выработок имеют форму поперечного сечения, не изменившуюся с момента их проведения. Оставшиеся 50 % выработок осложнены вывалами горных пород или полностью обрушены и не подлежат ремонту. Представляется возможным использование в качестве вскрывающих выработок шахт Запад, Красная, Карла Маркса для освоения участков ранее действовавших горизонтов 155 м, 375 м, 415 м, 470 м для целей вентиляции, обеспечения доступа людей.

Расчетные значения вертикальных и горизонтальных компонент тензора напряжений, действующих во вмещающем массиве и в самом рудном теле до начала отработки запасов минерализованных пород на контакте с имеющимся очистным пространством на верхних горизонтах (менее 600 м), представлены в табл. 3.8.

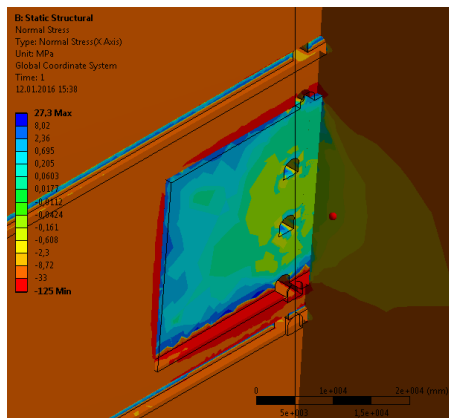
Таблица 3.8 – Расчетные напряжения до начала отработки запасов камерой

Напряжения в конструкциях камеры	Средние напряжения, МПа	
	лежащий бок	висячий бок
В угловых частях кровли потолочины	-14,8	-12,2
В угловых частях кровли камеры	-69,8	-63,9
В камере	-	
В угловых частях почвы камеры	-54,4	-60,0
В лежащем боку камеры	-0,044	-
В висячем боку камеры	-	-0,028

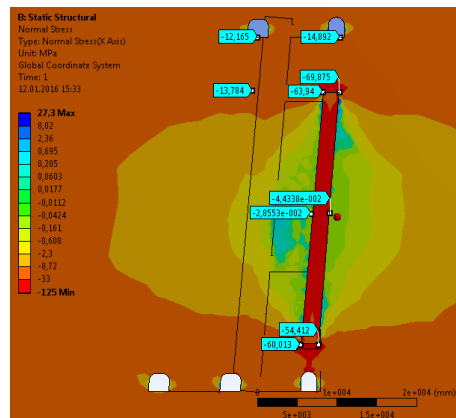
Как видно из таблицы, наибольшие сжимающие напряжения регистрируются в угловых частях почвы камеры (54 - 60 МПа), в угловых частях кровли камеры (63 - 69 МПа), в угловых частях кровли потолочины (12 - 14 МПа).

На рис. 3.8 и 3.9 показаны максимальные широтные напряжения, действующие в районе камеры до начала отработки на верхних горизонтах.

а)



б)



в)

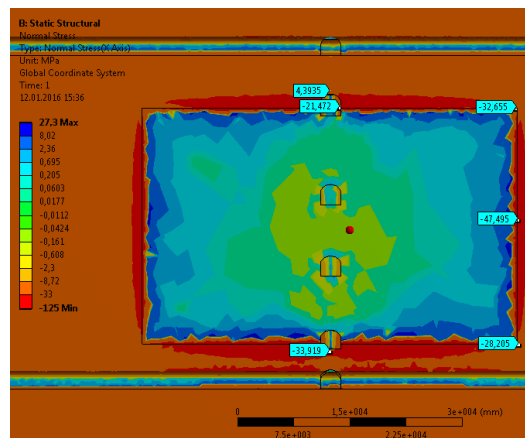


Рисунок 3.8 – Распределение максимальных напряжений при освоении запасов на верхних горизонтах (200/300 м) системой подэтажных штреков: а) модель объемного вида; б) разрез вкрест простирания кварцевых жил; в) разрез по простиранию

Характер распределения напряжений в междукамерном и надштрековом целиках, потолочине и в центре породного обнажения висячего и лежащего боков в виде изолиний для камеры, длиной 50 м, отработанной при повторном освоении запасов месторождения на верхнем горизонте 200/300 м показана на рис. 3.15.

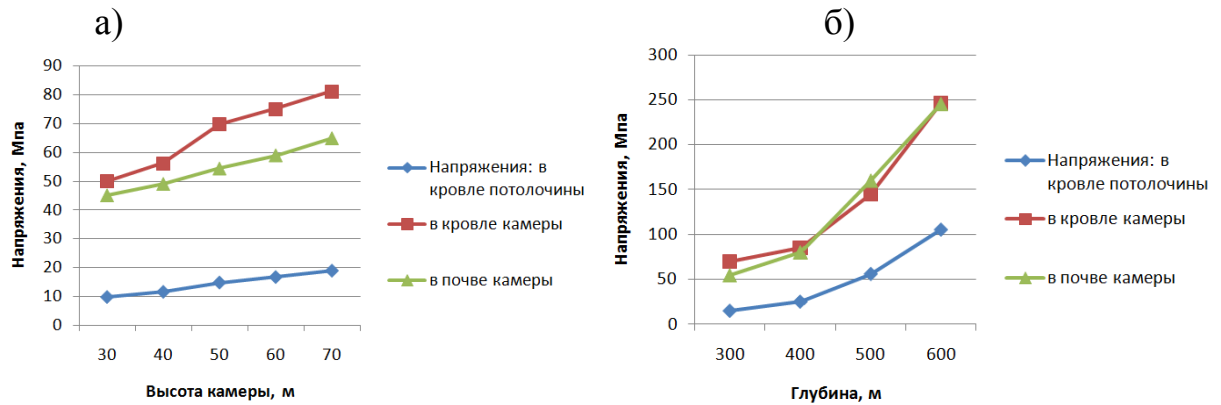
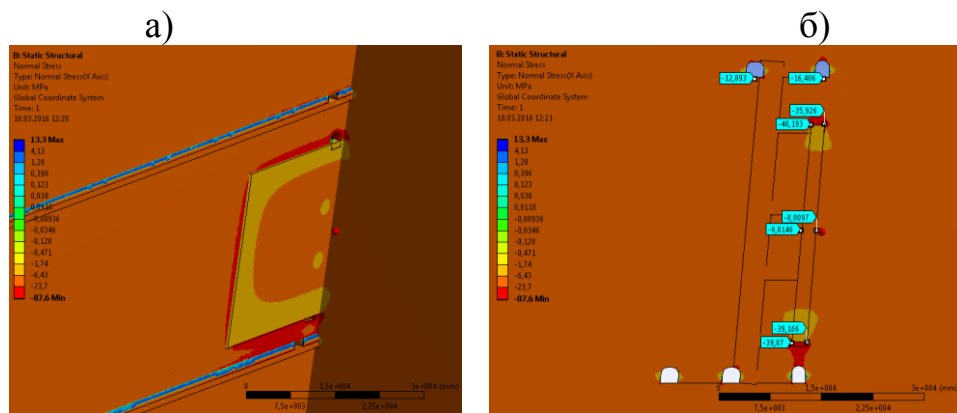


Рисунок 3.9 – Графики зависимости напряжений в несущих элементах выемочных единиц: а) от высоты камеры; б) от глубины ведения работ

В лежащем и висячем боках камеры напряжения принимают характер сжимающих и составляют 0,044 МПа и 0,028 МПа, соответственно. Характер распределения напряжений в элементах блока, после его полной закладки, в виде изолиний для камеры длиной 50 м, показан на рис. 3.10.

Расчетные значения вертикальных и горизонтальных компонент тензора напряжений, действующие во вмещающем массиве и в самом рудном теле после закладки выработанного пространства, представлены в табл.3.9.



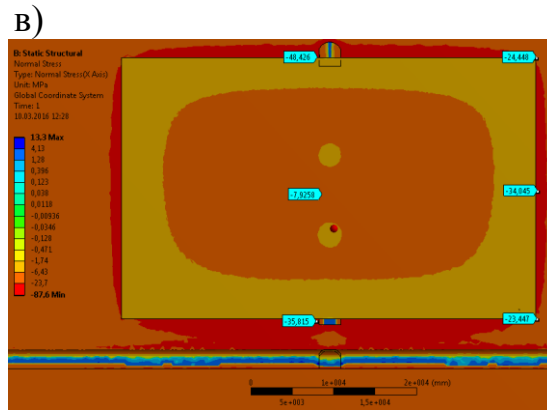


Рисунок 3.10 – Распределение максимальных напряжений в камере после закладки на контакте с имеющимся очистным пространством на верхних горизонтах (200/300 м): а) модель объемного вида; б) разрез вкрест простирания кварцевых жил; в) разрез по простиранию

Таблица 3.9 – Расчетные напряжения в камере после закладки отработанной камеры твердеющей смесью

Напряжения в конструкциях камеры	Средние напряжения, МПа	
	лежащий бок	висячий бок
В угловых частях кровли потолочины	-16,4	-12,9
В угловых частях кровли камеры	-35,9	-40,2
В камере	-7,9	
В угловых частях почвы камеры	-39,2	-39,9
В лежащем боку камеры	-8,0	-
В висячем боку камеры	-	-8,0

Как видно из табл. 3.9, закладка отработанной камеры твердеющей смесью изменяет характер распределения напряжений, образовавшихся вокруг очистной камеры. В отработанной камере повышенные напряжения формируются в кровле и почве выработанных пространств, но значения напряжений снижаются до 35,9 - 40,2 МПа и 39,2 - 39,9 МПа соответственно).

Сжимающие напряжения в массиве со стороны висячего и лежачего боков после закладки принимают более высокие значения – до 8,0 МПа.

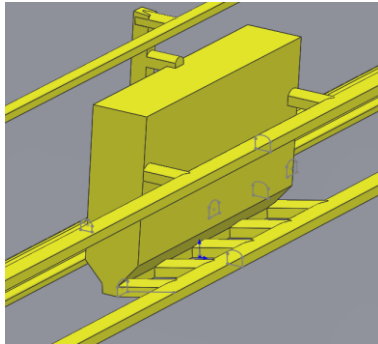
Расчетные значения напряжений, действующих во вмещающем массиве и в самом рудном теле после очистной выемки в камере при отработке минерализованных пород камерными системами разработки с применением высокопроизводительного оборудования, представлены в табл. 3.10.

Таблица 3.10 – Расчетные напряжения после очистной выемки в камере

Напряжения в конструкциях камеры	Средние напряжения, МПа	
	лежащий бок	висячий бок
В угловых частях кровли потолочины	-16,1	-23,2
В угловых частях кровли камеры	-25,9	-47,2
В камере	-	
В угловых частях почвы камеры	-56,8	-47,8
В лежащем боку камеры	-0,1	-
В висячем боку камеры	-	-2,4

На рис. 3.11 представлены модели на момент окончания очистной выемки в камере при освоении запасов Кочкарского месторождения и на момент окончания закладки.

а)



б)

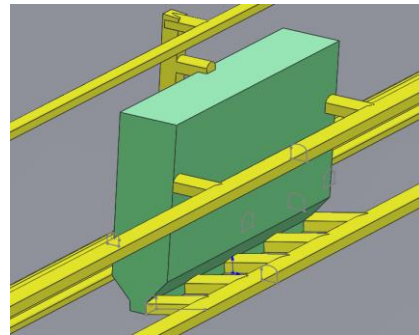
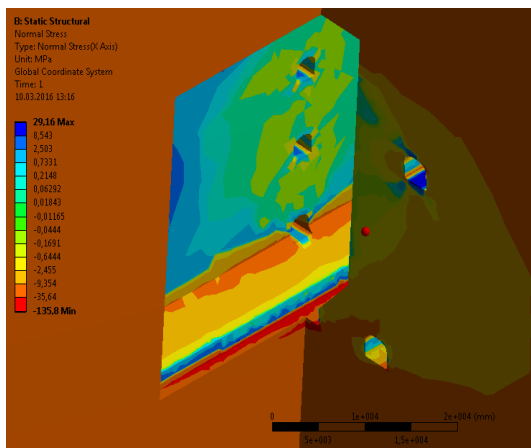


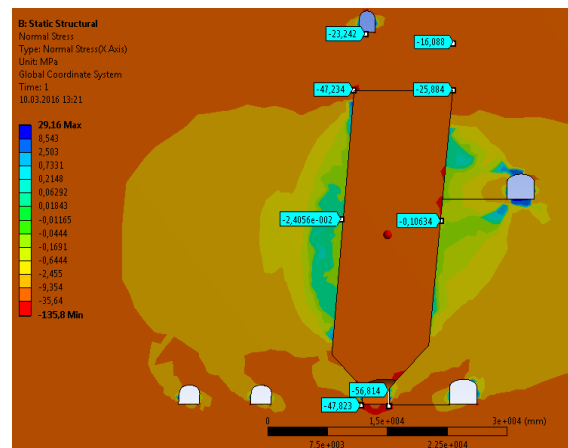
Рисунок 3.11 – Модели камерной системы разработки со скважинной отбойкой и применением самоходного оборудования: а) при повторной разработке; б) после закладки камеры

На рис. 3.12 показаны максимальные широтные напряжения, действующие в районе камеры после очистной выемки запасов.

а)



б)



в)

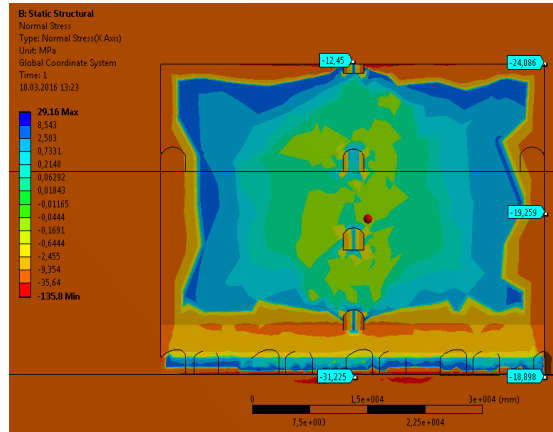


Рисунок 3.12 – Распределение максимальных напряжений при освоении запасов на верхних горизонтах (200/300 м) камерной системой разработки: а) модель объемного вида; б) разрез вкрест простирания кварцевых жил; в) разрез по простиранию

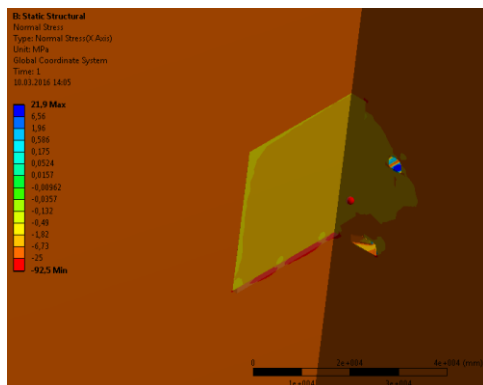
Характер распределения напряжений в элементах систем разработки блока в виде изолиний для камеры длиной 50 м, отработанной при повторном освоении месторождения, показан на рис. 3.13.

Как видно из табл. 3.10, наибольшие сжимающие напряжения регистрируются в угловых частях почвы камеры (47 - 57 МПа), в угловых частях кровли камеры (25 - 47 МПа), и также в угловых зонах кровли потолочины (16-23 МПа).

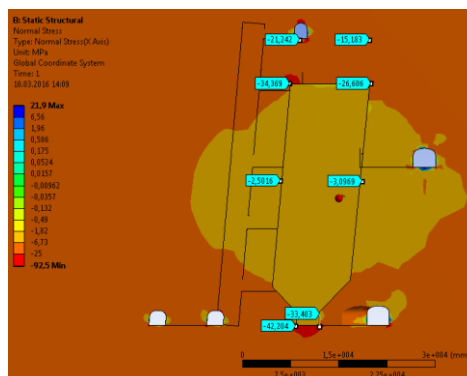
В лежачем и висячем боках камеры напряжения принимают характер сжимающих (0,1 и 2,4 МПа, соответственно).

Характер распределения напряжений в элементах блока после его полной закладки твердеющей смесью в виде изолиний для камеры, длиной 50 м, отработанной при повторном освоении месторождения, показан на рис. 3.13 и в табл. 3.11.

а)



б)



в)

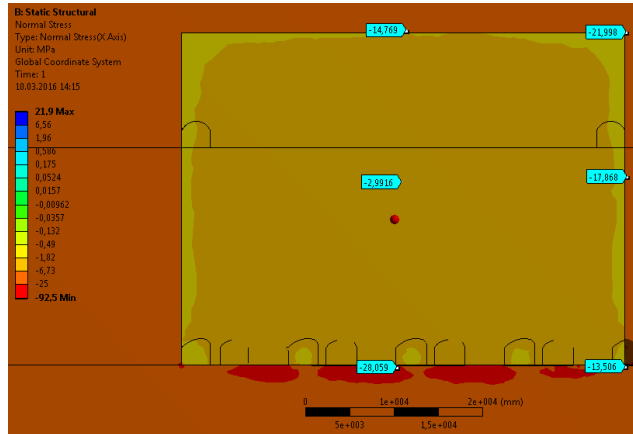


Рисунок 3.13 – Распределение максимальных напряжений в камере после закладки при повторной отработке запасов: а) модель объемного вида; б) разрез вкрест простирания кварцевых жил; в) разрез по простиранию

Таблица 3.11 – Расчетные напряжения в камере после закладки выработанных пространств камеры твердеющей смесью

Напряжения в конструкциях камеры	Средние напряжения, МПа	
	лежащий бок	висячий бок
В угловых частях кровли потолочины	-15,2	-21,2
В угловых частях кровли камеры	-26,6	-34,4
В камере	-3,0	
В угловых частях почвы камеры	-33,4	-42,2
В лежащем боку камеры	-3,1	-
В висячем боку камеры	-	-2,5

Как видно из табл. 3.11, закладка отработанной камеры твердеющей смесью изменяет характер распределения напряжений, образовавшихся вокруг очистной камеры, незначительно. Рудная потолочина остается нагруженной, как со стороны висячего, так и лежачего боков. Однако, сжимающие напряжения в угловых частях кровли камеры снижаются и принимают меньшие значения, снижаясь с 26 до 34 МПа, в угловых частях почвы камеры они уменьшаются, соответственно, до 33 и 42 МПа.

На рис. 3.14 представлены зависимости нормальных напряжений в массиве горных пород и в конструктивных элементах системы разработки от высоты камеры (а) и глубины ведения работ (б).

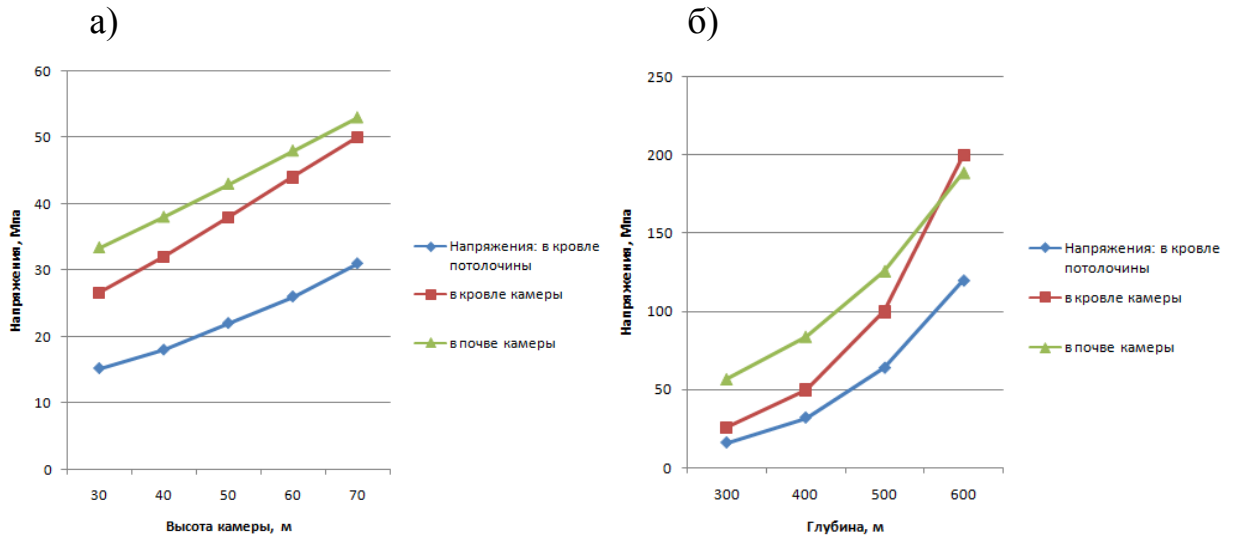


Рисунок 3.14 – Графики зависимости напряжений в несущих элементах выемочных единиц: а) от высоты камеры; б) от глубины ведения работ

Как видно из рис. 3.14, нормальные напряжения в несущих элементах систем разработки при увеличении высоты камер на каждые 10 м монотонно возрастают на 20%. Отмечается параболическая зависимость напряжений в несущих элементах системы разработки от глубины ведения горных работ. При этом, при достижении глубины 600 м изменяется общая тенденция превышения напряжений в почве камеры над напряжениями в кровле: напряжения в кровле камеры достигают 200 МПа, превышая значения, регистрируемые в почве камеры.

Значения сжимающих напряжений в висячем и лежащем боках после закладки камеры увеличиваются до 2,5 - 3,1 МПа.

В целом, переход на камеры с увеличенным пролетом при освоении Кочкарского золоторудного месторождения сопровождается ростом действующих напряжений до 40-50 МПа, регистрируемых как в кровле, так и в почве выработанных пространств. Закладка отработанных камер твердеющей смесью позволяет снизить действующие напряжения в угловых частях кровли камеры до 26 - 34 МПа, в угловых частях почвы камеры уменьшаются до 33 - 42 МПа. Очевидно, что с глубиной ухудшаются горно-геологические условия ведения горных работ, снижается безопасность ведения работ и повышается вероятность проявления горного давления в динамической форме.

В таких условиях целесообразно применение добычного оборудования с дистанционным управлением, исключающим присутствие людей в опасных зонах ведения горных работ.

Анализ полученных результатов свидетельствует, что в условиях техногенно измененного напряженно-деформированного состояния массива пород на верхних горизонтах вертикальная составляющая напряжений σ_z уменьшается относительно природного поля и составляет на Кочкарском месторождении до глубины 300 м - $0.5 - 0.8\gamma H$, а горизонтальные составляющие σ_x и σ_y равны соответственно $1.2\gamma H$ и $1.4\gamma H$. Поэтому переход на камеры увеличенной ширины не приводит к осложнению геомеханической обстановки.

3.5 Закономерности распределения напряжений при отработке запасов глубоких горизонтов

Расчетные значения вертикальных и горизонтальных компонент тензора напряжений, действующих во вмещающем массиве после полной отработки запасов камеры представлены в табл. 3.12. На рис. 3.15 показаны максимальные широтные напряжения, действующие в массиве пород после полной отработки запасов в камере.

Таблица 3.12 – Расчетные напряжения при первичном освоении запасов на глубоких горизонтах (600/650 м) Кочкарского месторождения

Напряжения в конструкциях камеры	Средние напряжения, МПа	
	лежащий бок	висячий бок
В угловых частях кровли потолочины	-105,6	-105,0
В угловых частях кровли камеры	-246,5	-244,7
В камере	-	
В угловых частях почвы камеры	-245,4	-234,6
В лежащем боку камеры	0,5	-
В висячем боку камеры	-	0,28

Характер распределения напряжений в междукамерном и надштрековом целиках, потолочине и в центре породного обнажения висячего и лежащего боков в виде изолиний в окрестностях для камеры длиной 50 м, обрабо-

танной при освоении запасов месторождения системой разработки подэтажных штреков, показана на рис. 3.15.

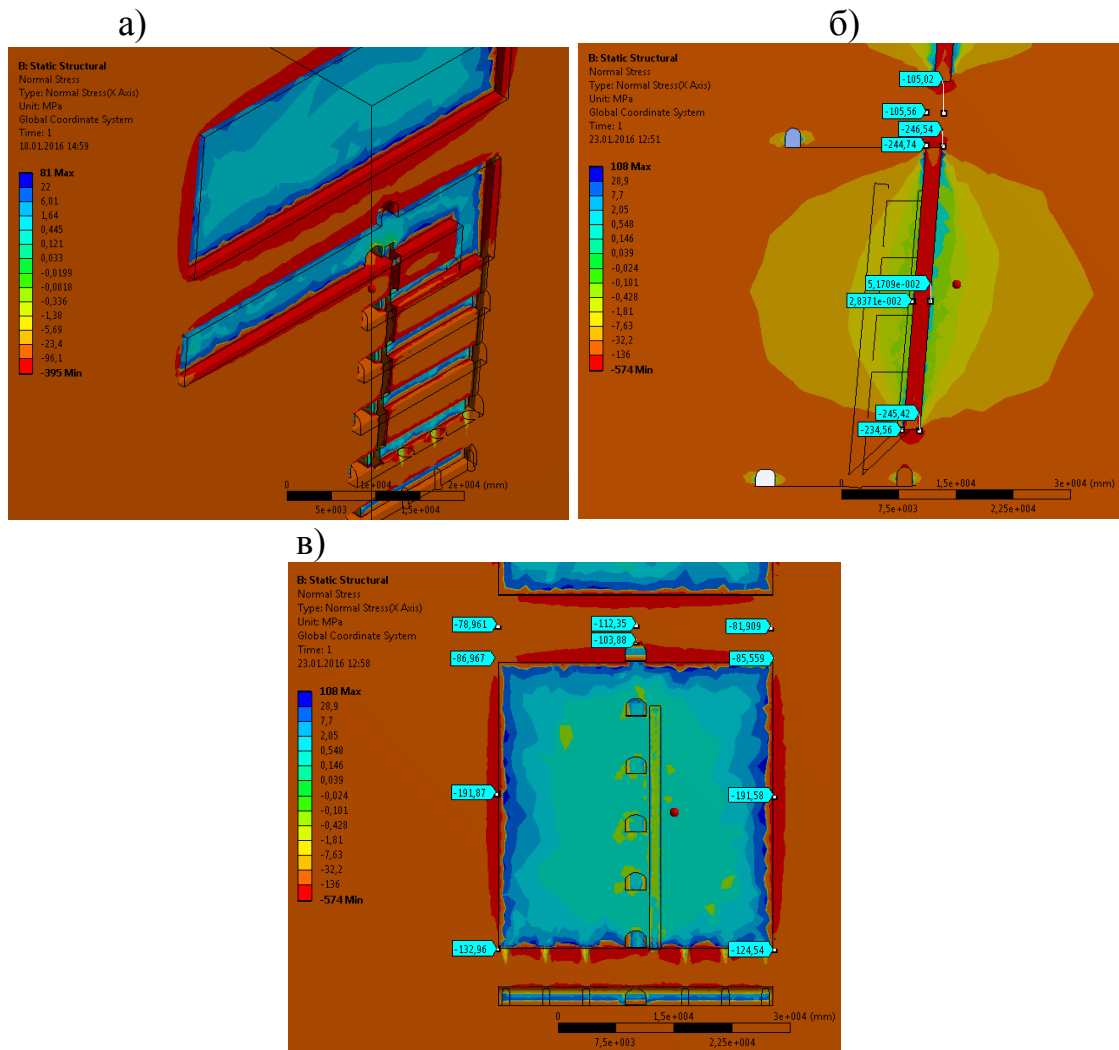


Рисунок 3.15 – Распределение максимальных напряжений при освоении запасов на глубоких горизонтах (600/650 м): а) модель объемного вида (момент отработки запасов камеры); б) разрез вкрест простирания кварцевых жил (полная отработка запасов); в) разрез по простиранию (полная отработка запасов)

Как видно из данных рисунка, наибольшие сжимающие напряжения регистрируются в угловых частях почвы камеры (234 - 245 МПа), в углах кровли камеры (244 - 246 МПа) и в угловых частях кровли потолочины (105 МПа).

В лежачем и висячем боках камеры напряжения принимают характер растягивающих и составляют 0,28 МПа и 0,5 МПа, соответственно. В реальных условиях, вследствие протекания реологических процессов, уровень нагруженности будет снижаться, однако, он будет оставаться достаточно вы-

соким, в связи с наличием зон объемного сжатия в целиках малой высоты, большими значениями модуля деформации пород. Эффект разгрузки краевых зон, перераспределения напряжения проявляется в виде шелушения, толчков, стреляний пород на вновь образуемых обнажениях в первые сутки после отбойки руды. Этот процесс характеризуется изменением формы эпюры опорного давления, снижением напряжений на контуре и ростом их в отдаленной от контура зоне.

Для ликвидации пустот в массиве целесообразным является применение закладки.

На рис. 3.16 представлена конструкция системы разработки подэтажных штреков на момент окончания закладки.

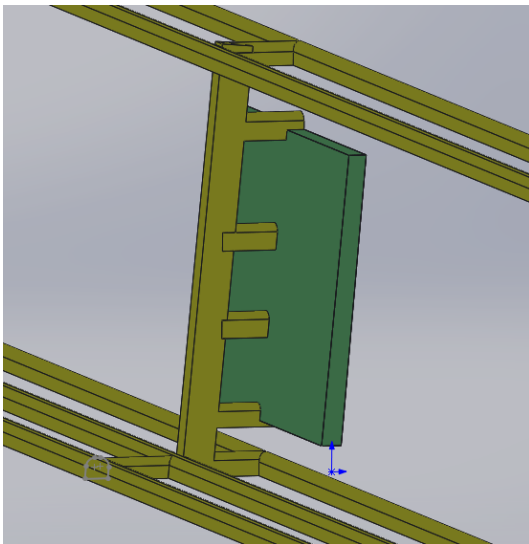


Рисунок 3.16 – Конструкция системы разработки подэтажных штреков после закладки камеры

Характер распределения напряжений в элементах блока после его полной закладки в виде изолиний для камеры, длиной 50 м, отработанной камере системой разработки с закладкой на глубоких горизонтах, показан на рис. 3.17. Расчетные напряжения в камере после закладки при первичном освоении запасов представлены в табл. 3.13.

Таблица 3.13 - Расчетные напряжения в камере после закладки при первичном освоении запасов

Напряжения в конструкциях камеры	Средние напряжения, МПа	
	лежащий бок	висячий бок
В угловых частях кровли потолочины	-79,5	-74,1
В угловых частях кровли камеры	-137,6	-152,3
В камере	-30,7	
В угловых частях почвы камеры	-142,9	-136,0
В лежащем боку камеры	-30,6	-
В висячем боку камеры	-	-30,6

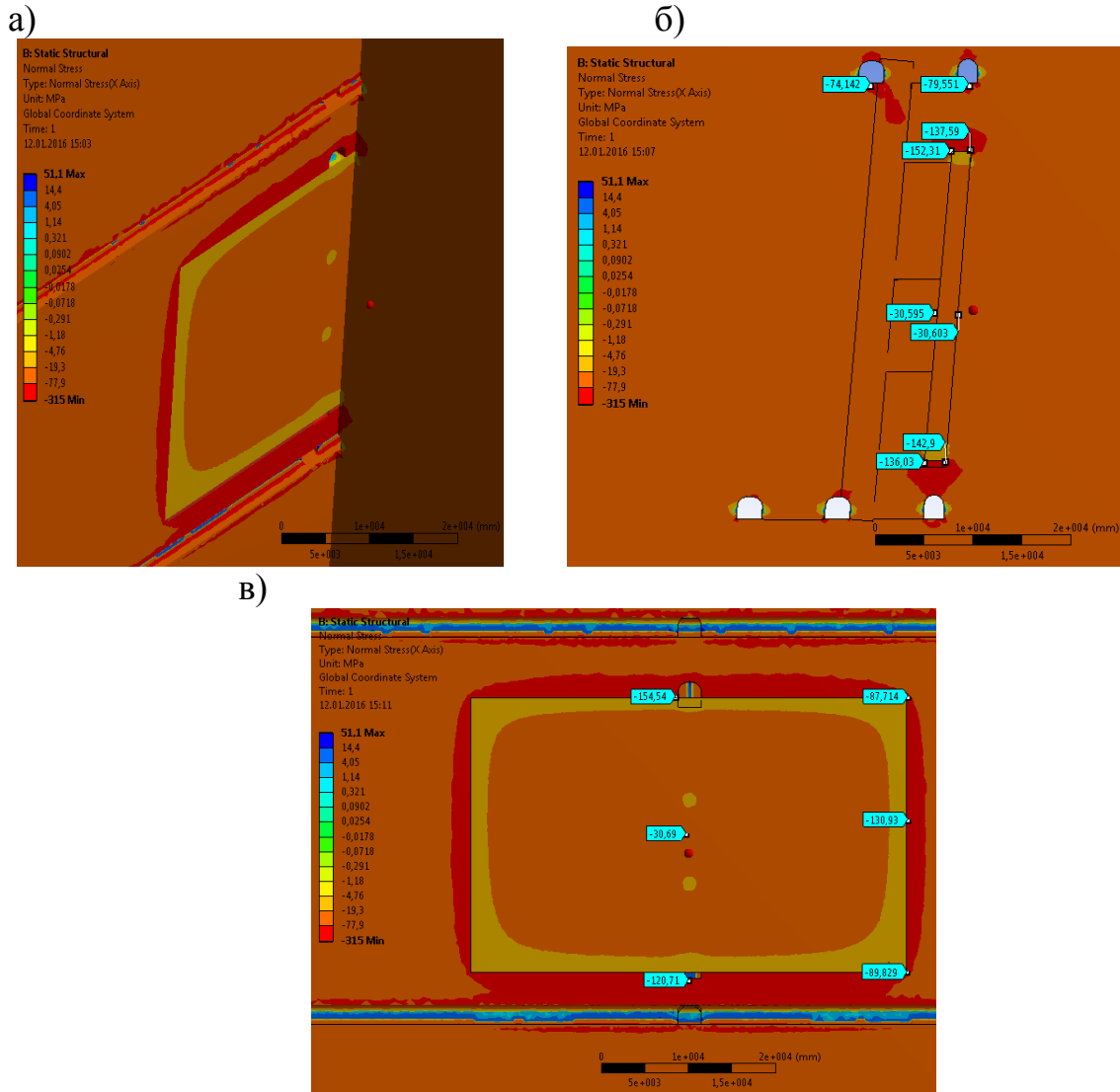


Рисунок 3.17 – Распределение максимальных напряжений после закладки при освоении запасов на глубоких горизонтах (600/650 м): а) модель объемного вида; б) разрез вкрест простирания кварцевых жил; в) разрез по простиранию

Как видно из табл. 3.13, закладка отработанной камеры твердеющей смесью изменяет характер распределения напряжений в массиве вокруг очистной камеры.

В целом, исследованные закономерности напряженно-деформированного состояния массива горных пород показали, что при отработке запасов глубоких горизонтов рудная потолочина остается нагруженной, как со стороны висячего, так и лежащего боков (рис. 3.18). В отработанной камере повышенные напряжения формируются в прилегающем горном массиве в кровле и почве камеры, но значения напряжений ниже (137 - 152 МПа и 136 - 143 МПа, соответственно). Сжимающие напряжения снижаются

и принимают значения в 1,4 - 1,7 раза меньше, чем значения напряжений в соответствующих точках до закладки камер. Растягивающие напряжения в висячем и лежащем боках после закладки принимают характер сжимающих и возрастают до 30 МПа.

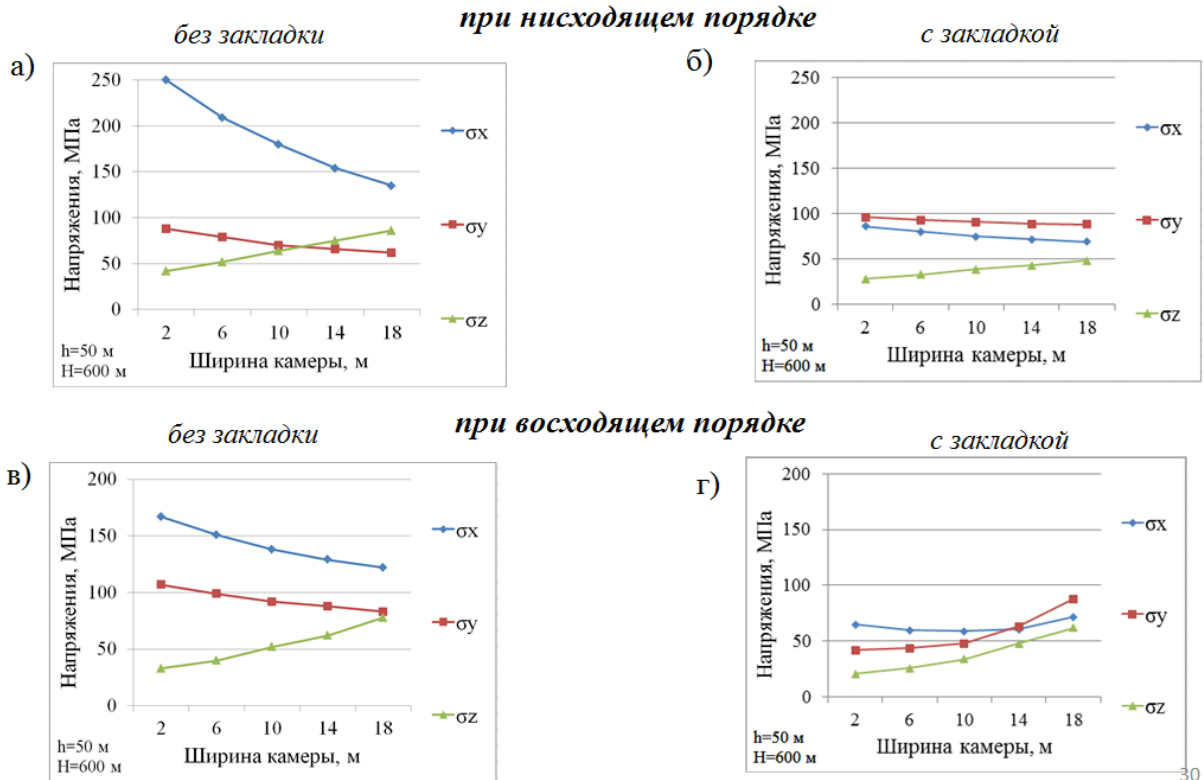


Рисунок 3.18 – Графики зависимости напряжений в верхней части потолочины от ширины камеры на гор. 600 м

В целом, закладка камер твердеющей смесью выравнивает напряжения в массиве, обеспечивая более устойчивое состояние массива на обнажениях. Переход на восходящую отработку запасов с заполнением выработанного пространства камер закладочной смесью позволяет более чем в 2 раза снизить концентрацию напряжений в зоне ведения горных работ. Таким образом, на глубоких горизонтах месторождения переход к восходящей выемке с заполнением выработанного пространства закладкой позволяет обеспечить более безопасные условия.

Таким образом, установлено, что на глубоких горизонтах месторождения, как по вертикальной составляющей, так и по горизонтальной компоненте, идет пригрузка массива и наблюдается рост напряжений. При вертикальной составляющей напряжений σ_z , равной $1.35 - 1.8\gamma H$, и горизонтальных σ_x

и σ_y , соответственно, 2,0 и 3,3 γ H, обеспечение безопасности достигается переходом на восходящий порядок отработки этажей камерными системами разработки с закладкой. Влияние закладки способствует снижению напряжений как со стороны висячего, так и со стороны лежащего бока выработанного пространства. Переход на восходящую отработку запасов с заполнением выработанного пространства камер закладочной смесью позволяет более, чем в 2 раза снизить концентрацию напряжений в зоне ведения горных работ.

Выводы по 3 главе

1. Анализ морфологии, структуры и особенностей прочностных и деформационных характеристик руды и вмещающих пород природного и техногенно-измененного массива рудоносных зон свидетельствует о том, что освоение месторождения сопряжено с рядом трудностей, обусловленных наличием сложных и сближенных жил, интенсивной трещиноватостью вмещающего массива, тектонической нарушенностью, удароопасностью руд и пород.
2. Практикой эксплуатации Кочкарского месторождения и исследованиями свойств руд и пород установлена их склонность к хрупкому разрушению при нагружении, способность накапливать потенциальную упругую энергию при деформировании.
3. Увеличение глубины разработки приводит к усложнению горно-геологических условий, интенсивным проявлениям горного давления, становится причиной большой разбросанности горных работ при малой ширине очистного пространства. Несмотря на локальный характер этих проявлений, они влекут к увеличению трудозатрат при добыче золотосодержащих руд.
4. Анализ результатов определения физико-механических свойств пород, слагающих Кочкарское месторождение, и оценка пород по различным деформационным критериям, показали, что породы являются прочными, высокомодульными, хрупкими, способными накапливать упругую энергию и внезапно высвободить ее в динамической форме.
5. Анализ результатов натуральных экспериментов показал, что горизонтальные напряжения не равны между собой ($\sigma_x \neq \sigma_y$) и превышают вертикальные в

1,5 – 2,4 раза (на верхних горизонтах); в 1,5 - 1,8 раза (на глубоких горизонтах). Максимальные сжимающие напряжения σ_x преимущественно направлены субмеридионально, вкрест простирания геологических структур. Установлено, что измеренные величины вертикальной компоненты напряжений на 30-70% превышают значения расчетных величин 4,1; 8,3; 16,8; 18,2; 19,6 МПа, определяемые весом налегающей толщи пород (при глубинах, соответственно, 147, 296, 600, 650, 700 м), что объясняется влиянием очистных и подготовительных выработок на вышележащих горизонтах, а также большой изрезанностью Кочкарского рудного поля тектоническими нарушениями различного рода. Исследования показали, что напряженное состояние массива горных пород Кочкарского месторождения является сложным и неоднородным. Горизонтальные составляющие σ_x и σ_y на верхних горизонтах равны, соответственно, $1.2\gamma H$ и $1.4\gamma H$. Поэтому переход на камеры увеличенной ширины на верхних горизонтах не приводит к осложнению геомеханической обстановки.

- б. Исследованные закономерности напряженно-деформированного состояния массива горных пород показали, что при отработке запасов глубоких горизонтов рудная потолочина остается нагруженной, как со стороны висячего, так и лежащего боков. В отработанной увеличенной до 14 м ширине камеры повышенные напряжения формируются в кровле и почве камеры, но значения их ниже на 5-10 % при системах разработки с закладкой выработанного пространства. Сжимающие напряжения снижаются и принимают значения в 1,4 - 1,7 раза меньше, чем значения напряжений в соответствующих точках до закладки камер. Растягивающие напряжения в висячем и лежащем боках после закладки принимают характер сжимающих (30 МПа). На глубоких горизонтах месторождения - ниже 500 м, при вертикальной составляющей напряжений σ_z , равной $1.35 - 1.8\gamma H$, и горизонтальных σ_x и σ_y , соответственно, $2,0$ и $3,3\gamma H$, обеспечение безопасности достигается переходом на восходящий порядок отработки этажей камерными системами разработки с закладкой.

ГЛАВА 4. ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВОЗОБНОВЛЯЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ ЭНЕРГИИ ПРИРОДНОГО И ТЕХНОГЕННОГО ПРОИСХОЖДЕНИЯ В ПРОЦЕССЕ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

4.1. Оценка интенсивности, вещественного состава и систематизация потоков гидросмеси при разработке рудных месторождений Урала

Наряду с вопросами технической модернизации и инновационного технологического развития горного производства в работе в качестве приоритетных рассматривается проблема повышения энергоэффективности и ресурсосбережения на стадиях добычи, обогащения и металлургического передела за счет использования природных и техногенных возобновляемых в ходе реализации процессов разработки месторождений полезных ископаемых источников энергии. Научная и практическая значимость решения этой проблемы связана с тем, что 2/3 российских месторождений расположены в неосвоенных регионах, не обеспеченных собственными источниками электроэнергии, а стоимость энергозатрат на добычу полезных ископаемых на некоторых месторождениях в пересчете на мировые цены на энергоносители уже сейчас становится сопоставимой со стоимостью извлекаемых из недр минеральных ресурсов.

На рис. 4.1 представлена структура затрат по статьям при подземной разработке золоторудных месторождений при наличии и при отсутствии централизованных поставок электроэнергии.

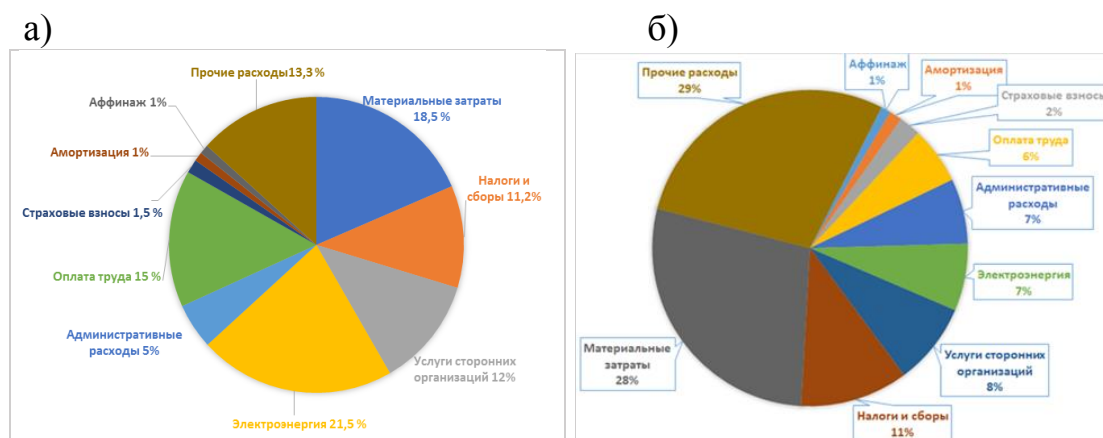


Рисунок 4.1 - Структура затрат по статьям при подземной разработке золоторудных месторождений: а – Чукотский АО, отсутствие централизованных поставок электроэнергии; б – Южный Урал, централизованные поставки электроэнергии

Приведенная на рис. 4.1 структура затрат свидетельствует, что при наличии собственных подстанций затраты оказываются существенно ниже. Так, на завершающей стадии отработки золоторудных месторождений переход на собственное производство электроэнергии позволил сократить АО «ЮГК» затраты по этой статье практически в 2 раза.

Структура затрат на электроэнергию по технологическим процессам при подземной добыче руд свидетельствует, что наибольшая доля приходится на процессы дезинтеграции, перемещения твердых, жидких и воздушных масс и управление состоянием массива (рис. 4.2).

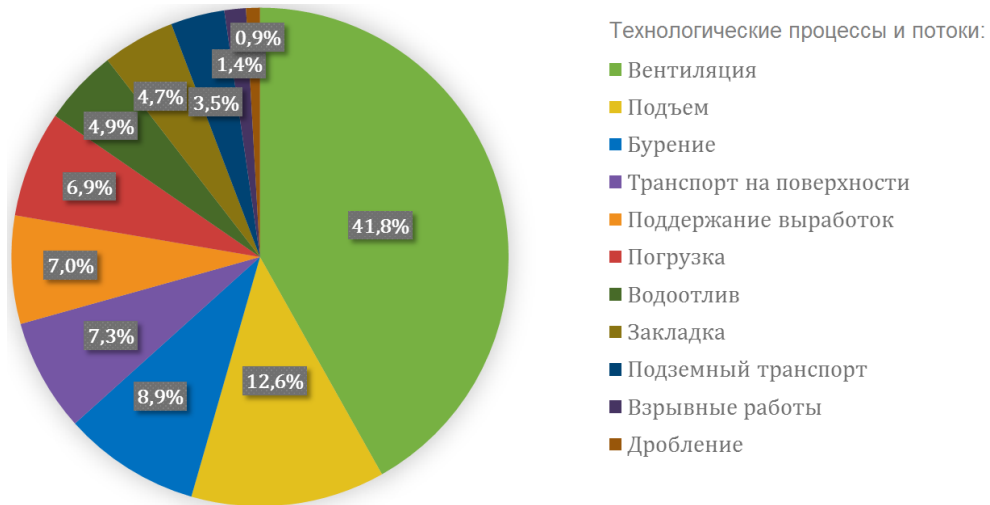


Рисунок 4.2 - Структура затрат на электроэнергию по технологическим процессам при подземной добыче руды

Анализ зависимостей энергетических затрат от глубины ведения горных работ, выполненный по золоторудным месторождениям мира, показал, что с ростом глубины они возрастают практически по всем технологическим процессам (рис. 4.3). Общий тренд по большому числу месторождений свидетельствует, что с некоторой глубины стоимость энергозатрат на добычу полезных ископаемых превысит стоимость извлекаемых из недр минеральных ресурсов.

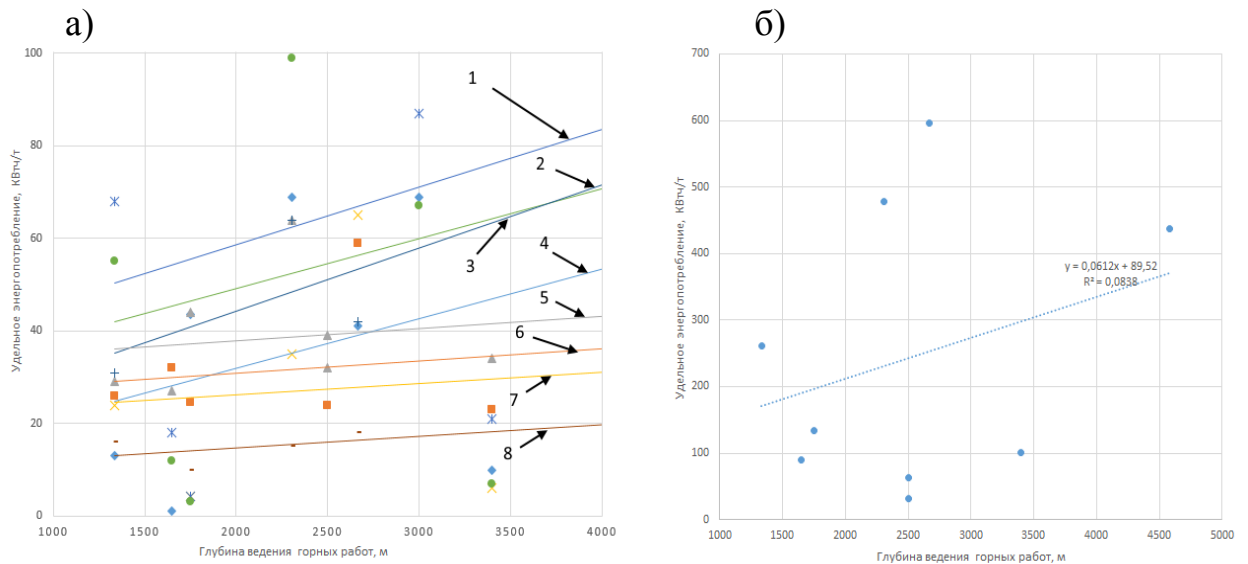


Рисунок 4.3 - Энергозатраты добычи 1 т руды на золотодобывающих рудниках с различной глубиной ведения горных работ по технологическим процессам (а) и в целом по горному предприятию (б): 1 - водоотлив, водоотведение; 2 –сжатый воздух; 3 – обогащение; 4 – добыча; в т.ч. доставка и транспортирование; 5 – вентиляция; 6 – подъем; 7 – охлаждение воздуха; 8 – прочие хозяйственные энергозатраты

Из общей структуры ВИЭ (см. табл. 2.1) для исследований была выделена энергия круглогодичных самотечных потоков карьерных и рудничных подземных вод, перемещаемых в ходе технологических процессов ведения горных работ, загрязненных твердыми частицами горных пород и закладочных смесей, технической воды, спускаемой на рабочие горизонты, потоки техногенных закладочных твердеющих и гидравлических смесей, размещаемых в выработанных пространствах камер при твердеющей или гидравлической закладке (далее - гидросмесь). Эти потоки формируются на горизонтах сбора поверхностных и подземных вод, на поверхностных закладочных комплексах, обогатительных фабриках, хвостохранилищах и преимущественно самотеком перемещаются вниз до главных горизонтов водоотлива или закладочных работ подземных рудников. При этом энергия поверхностных естественных и подземных шахтных потоков воды, перемещаемых в ходе горных работ с верхних горизонтов на нижние промежуточные и концентрационные горизонты, оснащенные насосными станциями главного водоотлива, по перепускным скважинам на выходе могут быть преобразованы с использованием гидроэлектростанций малой мощности в электрическую энергию. Как показали выполненные расчеты, сбор и преобразование энергии движущихся

рудничных потоков гидросмеси в электрическую способны компенсировать до 40 – 50 % энергопотребления действующих рудников.

Условия образования и возможности преобразования энергии рудничных потоков гидросмеси в электрическую представлены в табл. 4.1.

Таблица 4.1 - Условия преобразования энергии движущихся потоков в электрическую

Вид источников энергии в потоках	Условия образования источников потоков с накопленной энергией	Необходимые условия для создания потоков с накопленной энергией	Технические решения по преобразованию энергии накопленной в потоках
Природные. Возобновляемые	<ul style="list-style-type: none"> - естественные источники потоков рек и ручьев; - селевые потоки; - потоки паводковых вод и ливневых дождей; - потоки подземных вод 	<ul style="list-style-type: none"> - естественные природные условия поверхности земли по высотным отметкам; - результаты ведения открытых и подземных работ на поверхности земли с различными высотными отметками; - научно-технические разработки для преобразования потоков энергии 	<ul style="list-style-type: none"> - гидроэлектростановки малой мощности для преобразования кинетической энергии движущегося потока в электроэнергию; - механическое преобразование энергии движущихся потоков в работу
Техногенные. Невозобновляемые	<ul style="list-style-type: none"> - результаты комплексной технологии ведения открытых и подземных горных работ; - техногенные источники потоков шахтной воды, закладочной смеси, пульпы хвостов; - потоки отходов переработки минерально-сырьевых энергетических ресурсов выщелачиванием. 	<ul style="list-style-type: none"> - изначально не являются целью деятельности, возникли попутно при создании человеком необходимых условий; - постоянно совершенствование технологические процессов; - не могут быть возобновлены, так как напрямую зависят от наличия природных невозобновляемых ресурсов. 	<ul style="list-style-type: none"> - гидроэлектростановки малой мощности для преобразования кинетической энергии движущегося потока в электроэнергию; - установки по комплексной переработке отходов обогащения и выщелачивания

Основным условием, обуславливающим возникновение перечисленных видов возобновляемой энергии, является характерная для разработки рудных месторождений полезных ископаемых разность высотных отметок поверхности, от которой ведутся горные работы, и до нижних горизонтов, на которых производится добыча полезных ископаемых.

Важно отметить, что с увеличением глубины горных работ условия и возможности по полезному использованию ВИЭ от потоков шахтной воды растут. Это определяет значительный резерв воспроизводства ВИЭ от пото-

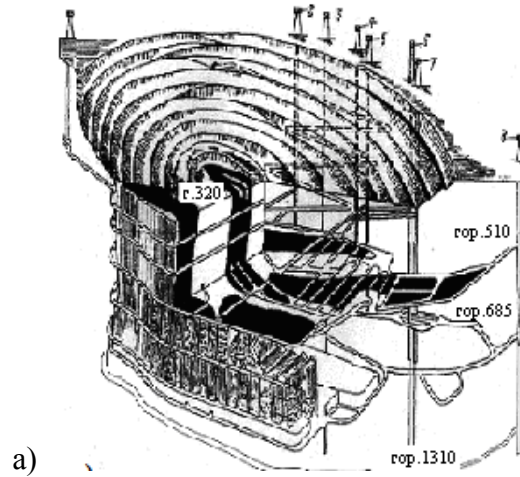
ков шахтной воды и закладочной смеси на глубокие горизонты рудных месторождений для снижения энергоемкости добычи руды.

Исследования по вовлечению ВИЭ природного и техногенного происхождения в работу при комплексной разработке рудных месторождений проводилось применительно к условиям подземных рудников Урала, дорабатывающих на больших глубинах жильные золоторудные тела Кочкарского, Гайского и Учалинского месторождений.

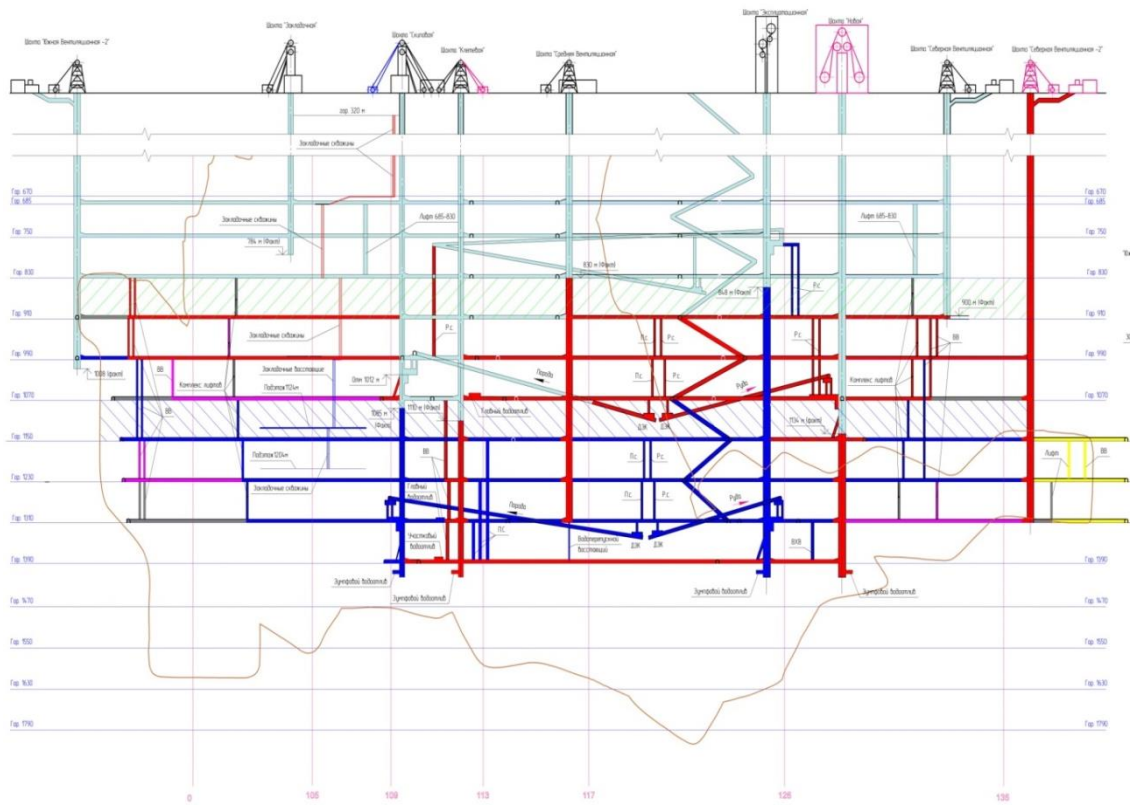
Характерной особенностью разработки рудных тел на больших глубинах, выбранных для исследований рудников, является прохождение ими всех стадий комбинированной разработки - открытой, открыто-подземной и подземной с наличием выработанных пространств отработанных карьеров Светлинского, Гайских №1, 2, 3 и Учалинского [45, 46, 75, 76]. В настоящее время рассмотренные рудные месторождения разрабатываются подземными рудниками с углубкой стволов шахт: «Центральная» (до $H_{ст}=1000$ м) АО «ЮГК»; «Клетьева» (до 1429 м) и «Новая» (до $H_{ст}=1423$ м) ПАО «Гайский ГОК» и «Скиповая» ($H_{ст}=758$ м) для доработки запасов Учалинского подземного рудника АО «Учалинский ГОК». Подземные рудники имеют разветвленную сеть вертикальных, наклонных и горизонтальных горных выработок, по которым перемещаются различные минерально-сырьевые потоки (рис. 4.2, 4.3 и 4.4).



Рисунок 4.2 - Аксонометрическая схема горных выработок шахты «Центральная» Кочкарского месторождения: глубина ствола шахты «Центральная» $H_{ст}=1000$ м; высота этажа блока $H_{эт}=50$ м; высота промежуточного горизонта $h_{п.у}=10$ м



а)



б)

Рисунок 4.3 - Схема вскрытия (а) Гайского месторождения, водопритоков и вертикальный совмещенный разрез горных выработок (б) ствола шахты «Клетьевая» $H_{ст} = 1429$ м; «Новая» $H_{ст} = 1423$ м; шаг этажа $h_{эт} = 80$ м; разность отметок перепускных скважин $h_{пс} = 160$ м; разность отметок закладочных скважин $h_{з.ск} = 160$ м

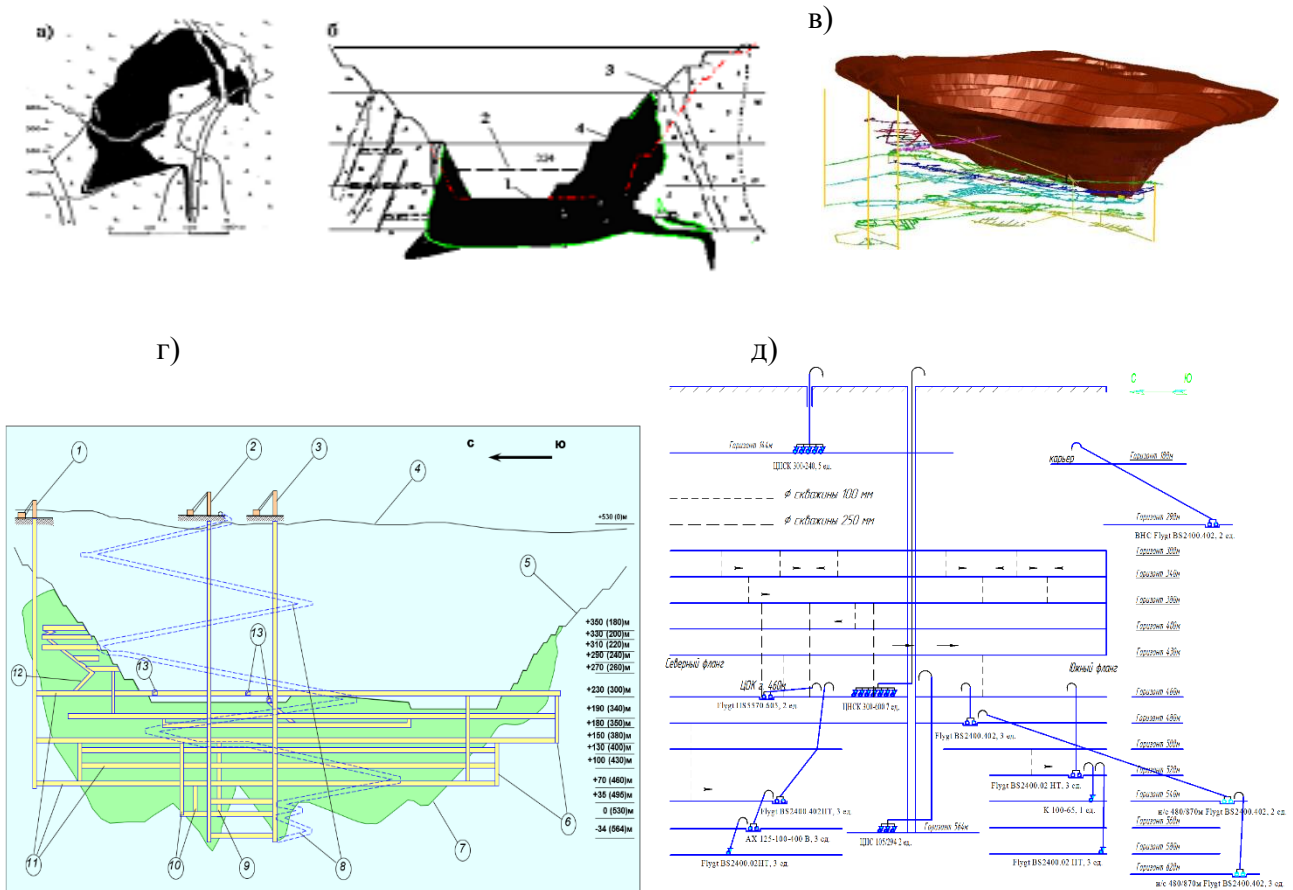


Рисунок 4.4 - Геологические разрезы (а), схемы вскрытия и доработки нижними горизонтами мощного рудного тела (б, в) и схемы движения шахтной воды (г) и закладочной смеси (д) по горным выработкам Учалинского рудника: 1 – ствол шахты «Северная вентиляционная»; 2 – ствол шахты «Скиповая»; 3 – ствол шахты «Клетевая»; 4 – дневная поверхность; 5 – предельный контур карьера; 6 – вентиляционные восстающие; 7 – контур рудного тела; 8 – транспортный наклонный съезд; 9 – породоспуск; 10 – рудоспуск; 11 – откаточные штреки по горизонтам; 12 – участковый наклонный съезд; 13 – штольни из карьерного пространства; глубина ствола $H_{ст} = 756$ м, шаг промежуточных горизонтов $h_{гор} = 20$ м

Исследованиями энергетического потенциала различных потоков гидросмесей Центрального подземного рудника Качкарского золоторудного месторождения установлено, что падающие самотеком по водоотливным канавкам и межгоризонтным перепускным скважинам шахтные воды являются самостоятельным источником для воспроизводства электроэнергии на руднике. Все воды системы собираются на концентрационных горизонтах в главные водосборники (гор. 250 м, 500 м, 750 м и 1000 м). Возможность

схема возобновляемой энергии определяется схемой расположения горных выработок.

В настоящее время в проектах по отработке Кочкарского месторождения предусмотрена отработка камер с закладкой пустот закладочной смесью, приготовленной на основе вмещающих пород сгущения и пульпы хвостов обогатительной фабрики, поступающей от поверхностного закладочного комплекса (ПЗК) по вертикальному и горизонтальному закладочным трубопроводам на вентиляционно-закладочные горизонты для сброса по скважинам в отработанные камеры.

Энергия потока закладочной смеси может быть использована в качестве возобновляемого технологического источника на Гайском подземном руднике ПАО «Гайский ГОК» (рис. 4.3).

Шахтная вода по водоотливным канавкам и межгоризонтным перепускным скважинам собирается на концентрационных горизонтах в главные водосборники гор. 144 м, 460 м, 750 м, 1000 м и 1250 м. Закладочная смесь подается самотеком от ПЗК по вертикальным скважинам и горизонтальным трубопроводам на вентиляционно-закладочные горизонты с дальнейшим сбросом по вертикальным скважинам в пустоты закладываемых камер.

На рис. 4.4 представлены план и схема отработки Учалинского месторождения Учалинским подземным рудником АО «Учалинский ГОК». Поверхностные и подотвальные воды поступают в водосборники на гор. 144 м, водопритоки с промежуточных горизонтов 260 м, 300 м, 340 м, 380 м, 400 м и 430 м - поступают по канавкам и перепускным скважинам, являющимися основными источниками для воспроизводства электроэнергии, на гор. 460 м и далее к водосборникам насосной станции шахты «Клетевая». Закладочная смесь подается самотеком от закладочного комплекса по вертикальным, наклонным и горизонтальным трубопроводам на вентиляционно-закладочные горизонты, а затем по вертикальным скважинам смесь сбрасывается в пустоты отработанных камер.

Использование данных по объемам и интенсивности гидропотока по горизонтам подземных рудников Урала позволило обосновать новый подход к созданию технологий и оборудования для получения возобновляемых техногенных источников электроэнергии с использованием гидроэлектростановок (ГЭУ) малой мощности (рис. 4.5).

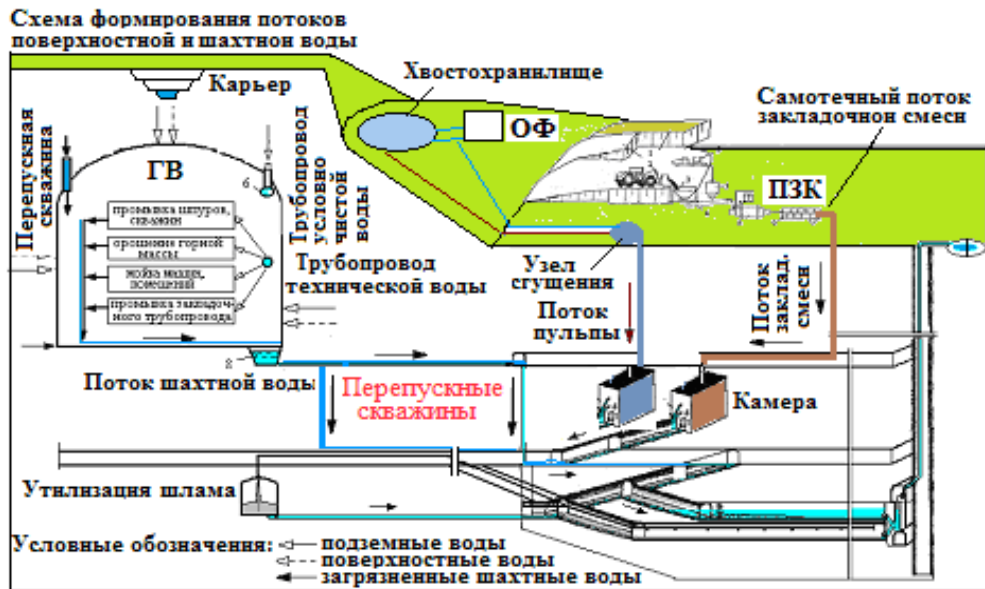


Рисунок 4.5 - Обобщенная технологическая схема формирования потоков гидросмеси в открытых I (карьер) и в подземных горных выработках II (ГВ), от системы водоотлива поверхностного закладочного комплекса III (ПЗК) и сгущенных хвостов обогащения обогатительной фабрики IV (ОФ)

С учетом представленного ранее определения и содержания понятия полного цикла комплексного освоения недр Земли в настоящем исследовании предусмотрено проведение в рамках замкнутого цикла обращения материальных потоков в логистических схемах подземных рудников-аналогов с неизбежной необходимостью формирования встречных потоков от мест их образования до места их депонирования в подземном пространстве или на поверхности в горнотехнической системе горнодобывающего предприятия (рис. 4.6) [82].

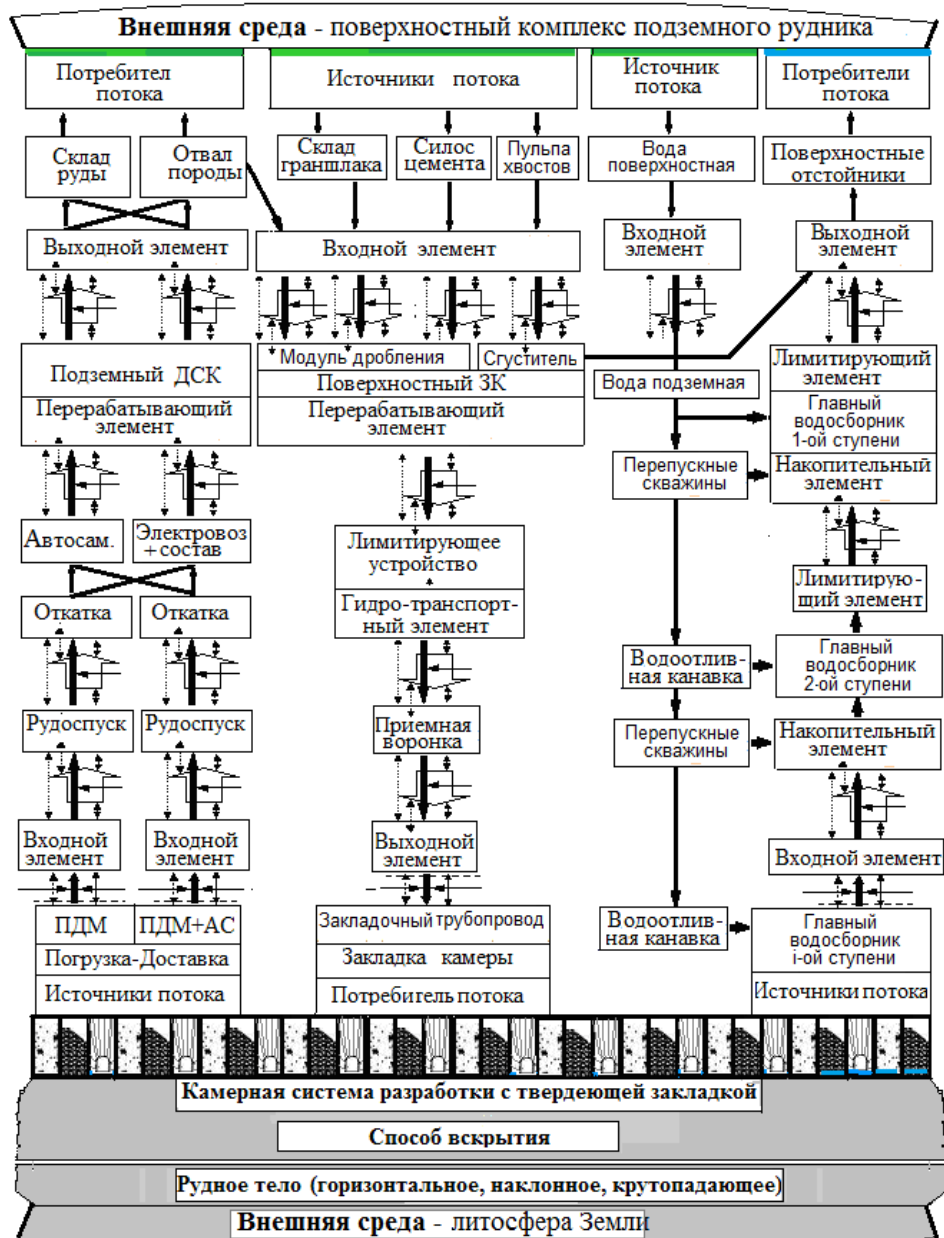


Рисунок 4.6 - Обобщенная логистическая схема формирования и перемещения потоков гидросмеси в горно-технической системе подземных рудников

Обобщенная технологическая схема формирования потоков гидросмеси в горнотехнической системе по составу выполняемых подземным рудником функций позволяет выполнить моделирование и оптимизацию параметров движения материальных потоков на протяжении всей логистической схемы.

Поэтому, преобразование кинетической энергии, накопленной при движении материальных потоков гидросмеси в логистической схеме подземных рудников, в электрическую предполагает обоснование условий подобных преобразований.

4.2. Обоснование условий преобразования энергии движущего потока гидросмеси в электрическую и опытно-промышленные исследования параметров процессов воспроизводства электроэнергии от потоков гидросмеси в шахтных условиях

Необходимость исследования перспектив применения и параметров энергоэффективных геотехнологий при комплексном освоении рудных месторождений подтверждается историей развития и достигнутых перспектив в мировой гидроэнергетике.

Анализ мирового опыта свидетельствует, что эксплуатация ГЭС в два раза экономичнее тепловых электростанций (ТЭЦ). В связи с этим проектирование микро (до 5000 кВт и более) и макро (до 100 кВт и более) гидроэлектростанций (ГЭУ) малой мощности по аналогии с ГЭС также имеет большие перспективы, особенно при разработке рудных месторождений на больших глубинах [45, 46, 75, 76, 78].

Воспроизводство электроэнергии от потоков гидросмеси возможно на основе усовершенствования конструкций малых ГЭС. Анализ в историческом аспекте достигнутых успехов в мировой гидроэнергетике путем сравнения конструкций различного рода гидротурбин, применяемых в малой гидроэнергетике и на современных плотинных ГЭС (рис. 4.7) сверхбольшой мощности, позволили выявить основные тенденции развития конструкций гидротурбин и на этой основе сконструировать образцы для съема энергии потока загрязненной гидросмеси в условиях подземного рудника.

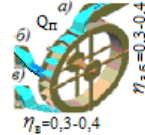

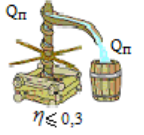
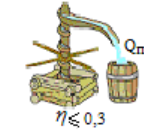
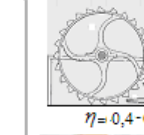
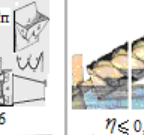

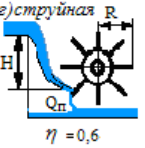
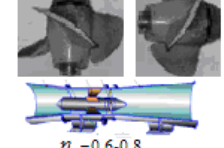


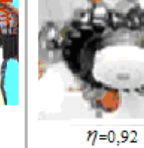

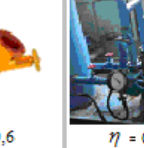
Турбины лопастные: верхнебойные; среднебойные; нижнебойная эксперимент.	Турбины: винтовая Архимеда; винтовая лопастная; лопастная капсульная экспериментальная	Турбины: винтовая Архимеда; винтовая пропеллерная Каплана	Турбины: винтовая Архимеда; винтовая с прорезью Каплана	Турбины: ковшовые Пилтона; ковшово-струйные ГЭС	Турбины: винтовая Архимеда; диагонально-осевая Тюрго	Турбины: центробежно-радиальная Френсиса; экспериментальная
 $\eta_c = 0,3-0,4$	 $\eta \leq 0,3$	 $\eta \leq 0,3$	 $\eta \leq 0,3$	 $\eta = 0,4-0,6$	 $\eta \leq 0,3$	 $\eta = 0,6$
 $\eta = 0,6$	 $\eta = 0,6-0,8$	 $\eta = 0,8-0,9$	 $\eta = 0,8$	 $\eta = 0,92$	 $\eta = 0,6$	 $\eta = 0,6$

Рисунок 4.7 – Ретроспектива развития конструкций гидротурбин от лопастных, винтовых, ковшовых до современных, эксплуатируемых на плотинных гидроэлектростанциях (ГЭС) большой мощности (Пилтона, Каплана) и ГЭУ малой мощности (Каплана, Тюрго, Френсиса)

Перспективы развития ГЭУ малой мощности зависят от условий разработки месторождений, объемов водопритоков (Q_v , м³/ч) на отдельные горизонты открытого и подземного рудников, расстояний между подэтажами и этажами сбора, перемещения и накопления потоков ($h_r = 10$ м и более), перепускаемых по перепускным скважинам, диаметром от 100 мм, на нижние и глубокие горизонты рудников, которые являются круглогодичным резервом воспроизводства электроэнергии от потоков шахтной воды.

Структура формирования и распределение потоков водоотлива по горизонтам шахты «Центральная» (Кочкарское месторождение), Гайского и Учалинского рудников в зависимости от глубины горных работ представлена на рис. 4.8.

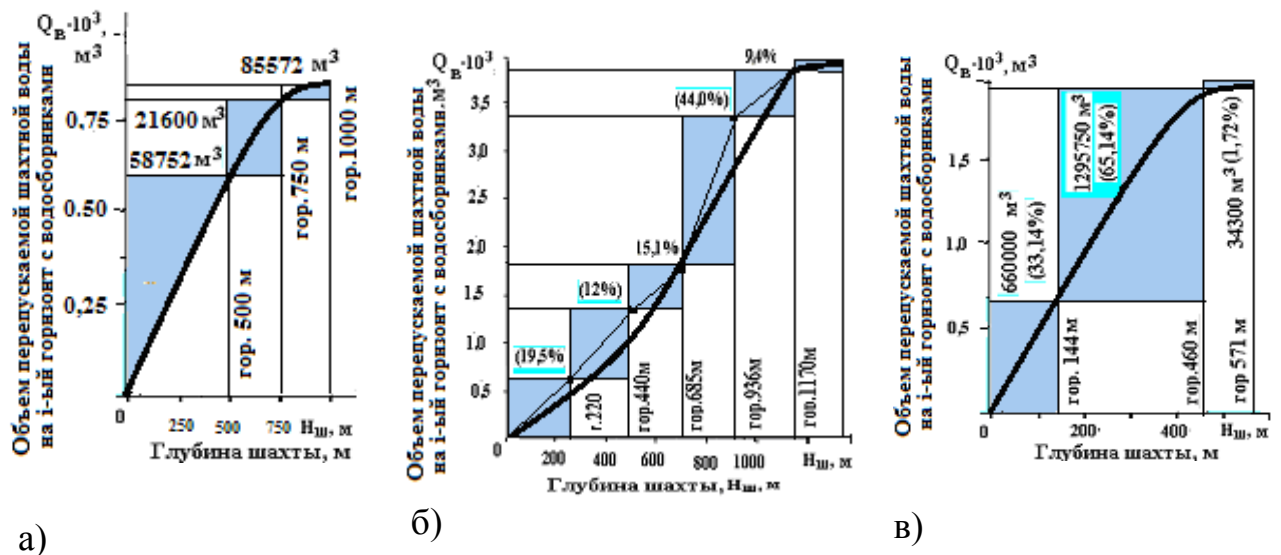


Рисунок 4.9 - Структура и распределение водопритоков по горизонтам в этажах на Центральном Кочкарском (а), Гайском (б) и Учалинском (в) подземных рудниках в зависимости от глубины горных работ

Величина этих потоков энергии зависит от объемов гидросмеси ($Q_{гс}$, м³/ч), ее плотности, разности высотных отметок подачи и приема смеси, периодически транспортируемой самотеком от поверхностного комплекса или обогатительной фабрики до пустот отработанных камер [86].

Также перспективы развития ГЭУ малой мощности связаны с возможностью получения и преобразования энергии потоков закладочной смеси, размещаемой в выработанной пространстве карьеров и подземных камер [61, 86].

В свою очередь, объемы закладочной смеси ($Q_{гс}$, м³/ч), периодически транспортируемой самотеком от поверхностного комплекса или обогатительной фабрики до пустот отработанных камер [82, 86], сопоставимы с объемами добываемой руды (Q_p , т/ч) (рис. 4.9) и выдаваемой сопутствующей пустой породы ($Q_{п}$, м³/ч) от проходки подготовительных и нарезных выработок, которые также являются резервом воспроизводства электроэнергии от потоков закладочной смеси и пульпы хвостов.

а)



б)



в)



г) Кочкарский подземный рудник

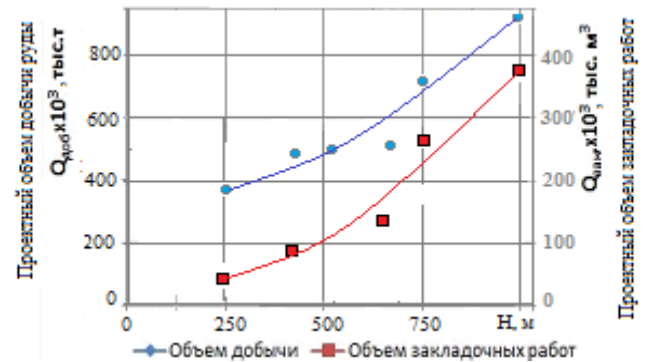


Рисунок 4.9 - Динамика объемов добычных и закладочных работ по глубине на Учалинском (а), Узельгинском (б), Гайском (в) и Кочкарском Центральном (г) подземных рудниках

Анализ графических зависимостей, представленных на рис. 4.8 и 4.9, позволяет установить общий потенциал источников возобновляемой энергии от потоков перепускаемой по скважинам загрязненной шахтной воды и оценить потенциальные возможности ГЭУ малой мощности от преобразования свободной энергии перемещаемых гидросмесей. Наличие данных по круглогодичным объемам потоков шахтной воды и закладочной смеси (твердеющей и сгущенной пульпы хвостов) во времени и по глубине подземных рудников подтверждает необходимость разработки методики оценки энергетического

потенциала потенциальной и кинетической энергии потоков гидросмеси (шахтной воды, закладочной смеси, пульпы хвостов) и воспроизводимой мощности ГЭУ.

Величина энергетического потенциала ($\mathcal{E}_{i-п}$, кДж) потоков шахтной воды, закладочной смеси и пульпы хвостов объемом ($V_{i-п}$, м³), оцениваемого возможной извлекаемой мощностью ($N_{i-п}$, кВт) и временем работы ГЭУ по получению энергии гидросмеси определенного состава и установлению интенсивности в горнотехнической системе подземных рудников, определяется по формуле:

$$\mathcal{E}_{in} = \sum_{ij} N_{in} \cdot t_{in}, \quad (4.1)$$

где $N_{i-п}$ – расчетное значение воспроизводимой мощности $n_{j-й}$ ГЭУ с рабочим колесом различного исследуемого типа, кВт; $t_{iп}$ – время прохождения объемов потоков гидросмеси заданной интенсивности и состава (шахтной воды, закладочной смеси или пульпы хвостов обогащения) по перепускной водоотливной или закладочной скважине с высотными отметками h_i (м) между промежуточными горизонтами z_i , ч.

Оценка требуемых объемов потоков гидросмеси в горнотехнической системе полного цикла «рудник–карьер–фабрика» необходима для выбора и разработки конструкций применяемых ГЭУ малой мощности с рациональными параметрами рабочих колес.

Общеизвестно, что силой, осуществляющей работу гидропотока в единицу времени (1 секунду), является вес (масса) гидросмеси (шахтной воды, закладочной смеси или пульпы хвостов), протекающей через перепускную или закладочную скважину и ГЭУ, то есть воспроизводимая мощность потока гидросмеси N (Вт) на рассматриваемом участке.

Работа A (Дж) потока гидросмеси, протекающей по перепускной или закладочной скважине подземного рудника, определяется как работа силы в 1 Н при перемещении потока на расстояние в 1 м в направлении действия силы с учетом основных положений механики привода и характеристик электрических машин.

Механическая передача от электропривода (рис. 4.10) передает механическую энергию от электромашин к рабочему органу производственной

машины и в отдельных случаях, при воспроизводстве электроэнергии, поток механической энергии может быть направлен от рабочего органа к электромашине.

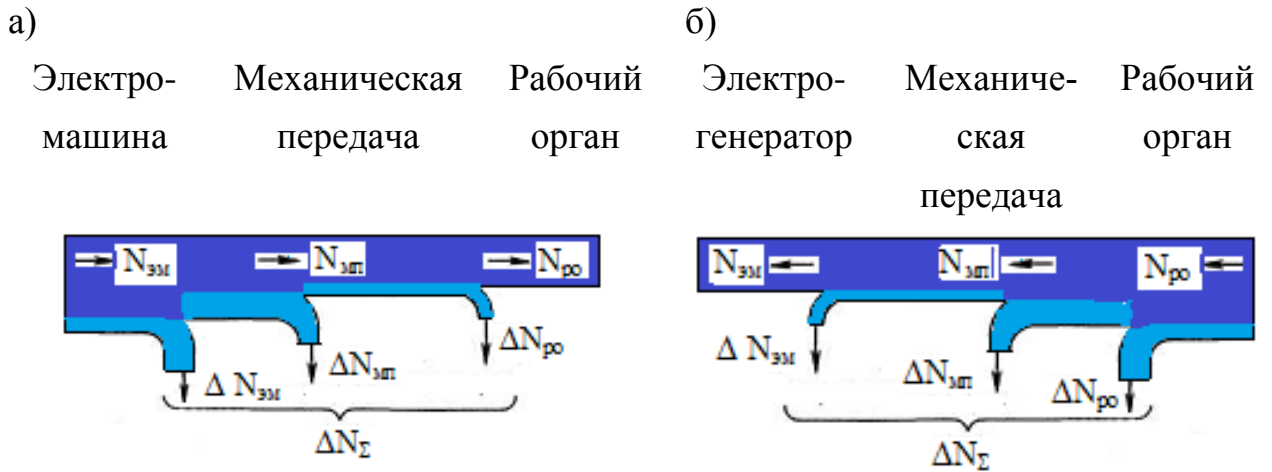


Рисунок 4.10 - Структурная схема механической части электропривода и распределения потоков мощности электромашины в двигательном (а) и генераторном (б) режимах

В первом случае, электромашина работает в режиме двигателя, т. е. преобразователя электрической энергии в механическую, во втором случае - в режиме генератора, т. е. преобразователя механической энергии в электрическую.

Примером такого режима является работа насоса водоотливной установки шахты для откачки воды на поверхность и при перепуске ее по скважине с поверхности (из отработанного карьера) в шахту через насос (рис. 4.10 а, б). В первом случае насос работает в режиме двигателя, во втором случае - при перепуске воды, например, с промежуточного горизонта на горизонт водосборника – насос работает в режиме генератора.

Независимо от направления потока механической энергии, передача ее связана с потерями мощности во всех элементах системы (рис. 4.10, а): механические потери в электромашине $N_{эм}$ (трение в подшипниках, создание воздушного потока самовентилизации); потери в механической передаче $N_{мп}$ (трение в зацеплениях зубчатой передачи или втулочно-роликковой и др. муфт); потери в рабочем органе $N_{ро}$ (различные виды трения потока воды в трубопроводах и в потокопроводящих каналах насоса).

При направлении потока энергии от электромашины к рабочему органу (рис. 4.10, а) все потери покрываются дополнительными затратами электро-

энергии в электромашине (двигателе), как источнике механической энергии. При обратном направлении потока (рис. 4.10, б) потери покрываются частью запасенной рабочим органом или аккумулятором механической энергии.

Работа A (Дж), совершаемая двигателем или рабочим органом при вращательном движении с линейной v (м/с) и угловой ω (рад) скоростью за время t (с), определяется по формуле:

$$A = \int_0^t v \cdot \omega \cdot dt, \quad (4.2)$$

при поступательном движении силы F (Н) с линейной v (м/с) - скоростью за время t (с), определяется как:

$$A = \int_0^t F \cdot v \cdot dt, \quad (4.3)$$

где A - работа, Дж; N - мощность, Вт; F - сила, Н; M - момент вращения, Н·м; ω - угловая скорость, рад/с; v - линейная скорость, м/с.

Механическая мощность определяется по формулам:

– при вращательном движении:

$$N = \frac{dA}{dt} = M \cdot \omega, \quad (4.4)$$

– при поступательном движении:

$$A = \frac{dA}{dt} = F \cdot v. \quad (4.5)$$

Процесс электропривода с приложенной к нему нагрузкой при вращательном движении описывается уравнением движения, составленным из допущения, что входящий в него момент инерции $J = \text{const}$:

$$M - M_c = M_{\text{дин}} \quad \text{или} \quad M - M_c = J \cdot d\omega/dt, \quad (4.6)$$

где M – вращающий момент электродвигателя, Н·м; M_c - статический момент рабочего механизма; J – суммарный, приведенный к валу двигателя момент инерции вращающихся частей электропривода, Н·м²/рад; ω - угловая скорость двигателя, рад/с; $M_{\text{дин}} = J \frac{d\omega}{dt}$ - динамический момент электропривода,

Н·м.

Направление и величина динамического момента определяются соотношением величин вращающего момента двигателя M и момента сопротивления M_c на валу:

– при $M - M_c = J \frac{d\omega}{dt} > 0$ - динамический момент положительный, и

электропривод вращается с ускорением ($\frac{d\omega}{dt} > 0$);

– при $M - M_c = J \frac{d\omega}{dt} < 0$ - динамический момент отрицательный, и

электропривод вращается с замедлением;

– при $M - M_c = J \frac{d\omega}{dt} = 0$ имеет место равновесие вращающегося момента двигателя и статического момента рабочего механизма, т. е. установившийся режим вращения с постоянной скоростью.

В уравнении (4.6) важно условно определить знак входящих в него моментов. Часто знак момента принимают по направлению движения электродвигателя. Одно из направлений его вращения принимают за положительное, а противоположное — за отрицательное. Если направление действия момента двигателя совпадает с положительным направлением вращения, то момент считается положительным.

В уравнении (4.6) важно условно определить знак входящих в него моментов. Часто знак момента принимают по направлению движения электродвигателя. Одно из направлений его вращения принимают за положительное, а противоположное — за отрицательное. Если направление действия момента двигателя совпадает с положительным направлением вращения, то момент считается положительным.

Как показывает анализ работы малой гидроэнергетики, зачастую применяются ГЭУ (рис. 4.7) с рабочими колесами и генераторами постоянного тока, требующие высококвалифицированного обслуживания. В настоящем исследовании, ввиду размещения ГЭУ в выработках подземного рудника, применение генераторов постоянного тока является нерациональным, из-за сложного конструктивного исполнения и наличия преобразовательной электроники. В этой связи, для решения поставленной задачи рассмотрен вариант замены генератора постоянного тока асинхронным двигателем.

Данное техническое решение позволяет уйти от сложной преобразовательной аппаратуры и повысить надежность установки в целом на переходе асинхронного двигателя в генераторный режим (рис. 4.11) при превышении частоты вращения ротора, за счет чего происходит рекуперация электроэнергии в сеть.

Анализ механической характеристики асинхронного двигателя (рис. 4.11) позволяет установить, что переход двигателя в генераторный режим произойдет при превышении асинхронной частоты вращения ротора на величину скольжения $S = 2 \dots 10\%$. Однако, увеличение числа оборотов ротора не может быть безграничным, так как это приведет к тому, что частота генерируемого напряжения может отличаться от промышленной частоты 50 Гц, что приведет к неустойчивой работе частотно-зависимых потребителей электроэнергии: электронасосов, устройств с трансформаторным входом. Поэтому для предотвращения превышения частоты вращения за критические отметки в конструкции генератора предусмотрен центробежный тормоз.

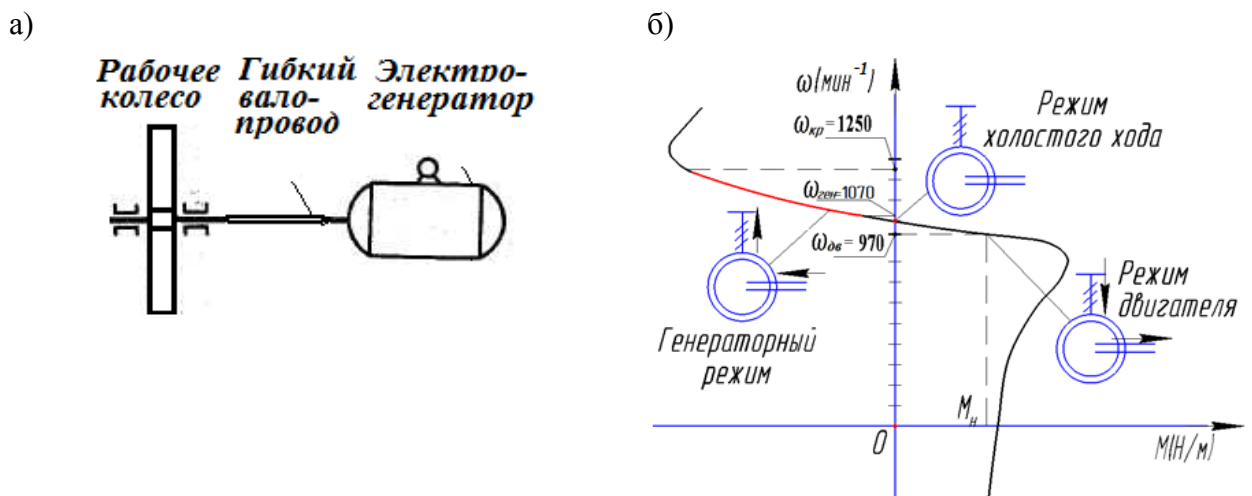


Рисунок 4.11 - Схема электромеханической системы (РК-ГВ-ЭГ) с гибким валопроводом (а); механическая характеристика асинхронного двигателя (б)

Вал рабочего колеса ГЭУ вращается с частотой n (об/мин) зависящей от напора H (м) и определяется по выражению:

$$n = 300\sqrt{H}. \quad (4.7)$$

Воспроизводимая мощность потока гидросмеси, проходящей по перепускной или закладочной скважине подземного рудника, $N_{гci}$ (Вт) ГЭУ малой мощности определяется: напором $H_{п}$ – разностью геодезических уровней расположения скважины на верхнем $h_{вi}$ (м) и нижнем $h_{нi}$ (м) горизонтах; величиной расхода в единицу времени $Q_{гmi}$ перепускаемой по скважине гидросмеси со скоростью v (м/с) и ее плотностью ρ (кг/м³), рассчитывается по формуле:

$$N_{гci} = \rho \cdot g (h_{вi} - h_{нi}) Q_{гmi} = \rho \cdot g Q_{гci} H_{пi}, \quad (4.8)$$

где ρ – плотность гидросмеси, кг/м^3 ; g – ускорение свободного падения, м/с^2 ; $Q_{\text{гс}}$ – расход гидросмеси, протекающей через перепускную или закладочную скважину, $\text{м}^3/\text{ч}$; $H_{\text{п}}$ – напор гидросмеси в перепускной или закладочной скважине, м.

Расчетное значение воспроизводимой мощности j -ой ГЭУ с рабочим колесом n_i -го типа от перемещаемого потока шахтной воды, закладочной смеси или пульпы хвостов определяется:

$$N_{i-\text{п}} = \rho \cdot g \cdot H_{\text{п}} \cdot Q_{\text{шви}}, \quad (4.9)$$

где ρ – плотность шахтной воды (не загрязненной $\rho=1000 \text{ кг/м}^3$ и загрязненной $\rho = 1050 \text{ кг/м}^3$); g – ускорение свободного падения, м/с^2 ; $H_{\text{п}} = (h_{\text{вi}} - h_{\text{ни}})$, где $h_{\text{вi}}$, $h_{\text{ни}}$ – отметки верхнего и нижнего уровней перепускной скважины, являющиеся отметками верхнего и нижнего промежуточного горизонтов или междуэтажных горизонтов рудника, м; $Q_{\text{шви}}$ – водоприток шахтной воды, протекающей через перепускную скважину, $\text{м}^3/\text{ч}$:

$$Q_{\text{шви}} = Q_{\text{швк}} + Q_{\text{швп}}, \quad (4.10)$$

где $Q_{\text{швк}}$ – водоприток естественной воды в отработанный карьер, $\text{м}^3/\text{ч}$;

$$Q_{\text{швк}} = Q_{\text{евк}} + Q_{\text{сут}}, \quad (4.11)$$

$Q_{\text{евк}}$ – водоприток естественной воды в отработанный карьер, $\text{м}^3/\text{ч}$;

$$Q_{\text{евк}} = Q_{\text{сут}} + W_{\text{л}} = (m \cdot F / t) + (g \cdot \alpha \cdot F \cdot h), \quad (4.12)$$

$Q_{\text{сут}}$ – запас талых вод в снежном покрове, $\text{м}^3/\text{сут}$:

$$Q_{\text{сут}} = (m \cdot F / t) + (g \cdot \alpha \cdot F \cdot h),$$

где m – запас воды в снежном покрове, м; F – площадь отработанного карьера, м^2 ; t – время удаления талых вод из карьера по данным метеостанций Южного Урала, $t=15 \text{ сут.}$; $W_{\text{л}}$ – приток воды от ливневых дождей в отработанный карьер, $\text{м}^3/\text{ч}$; g – средняя интенсивность выпадения ливневого дождя, $g = 2080 \text{ м}^3/\text{ч}$ на 1 км^2 ; α – коэффициент поверхностного стока для площади, занятой бортами и дном отработанного карьера $\alpha = (0,8-0,9)$ – для скальных пород; h – коэффициент простираемости дождя (для площади водосбора отработанного карьера до $2,0 \text{ км}^2$ им можно пренебречь);

$Q_{\text{швп}}$ – водоприток подземных шахтных вод в горные выработки подземного рудника, $\text{м}^3/\text{ч}$:

$$Q_{\text{швп}} = (Q_{\text{норв}} \cdot n_{\text{дн.нор}} + Q_{\text{максв}} \cdot n_{\text{дн.макс}}), \quad (4.13)$$

$Q_{\text{нор в}}$, $Q_{\text{макс в}}$ – нормальный и максимальный водопритоки в горные выработки, $\text{м}^3/\text{ч}$; $n_{\text{дн.нор}}$, $n_{\text{дн макс}}$ – длительность нормального и максимального водопритоков, дн.:

$$Q_{\text{нор в}i} = (A_p \cdot k_B) / D_K, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (4.14)$$

A_p – годовая производственная мощность рудника, млн.т/год; k_B – коэффициент водообильности, $\text{м}^3/\text{т}$; D_K – календарное число дней в году, дн.;

$$Q_{\text{макс в}} = Q_{\text{нор в}} \cdot k_{\text{кр}}, \quad (4.15)$$

$k_{\text{кр}}$ – коэффициент кратности водопритока.

Суммарный объем ($Q_{\text{шв}i}$, $\text{м}^3/\text{ч}$) перетекаемой шахтной воды по перепускной скважине составит:

$$Q_{\text{шв}i} = [(m \cdot F / t) + (g \cdot \alpha \cdot F \cdot h)] + (A_p \cdot k_B) / D_K. \quad (4.16)$$

Диаметр перепускной скважины определяется как:

$$D = \sqrt{\frac{4 \cdot S}{\pi}},$$

или

$$D_{\text{мп}} = \sqrt{\frac{4 \cdot Q_{\text{pi}}}{3600 \cdot \pi \cdot v_c}}, \quad S = (\pi \cdot D_{\text{мп}}^2 / 4), \quad (4.17)$$

где Q_{pi} – расход шахтной воды по перепускной скважине, $\text{м}^3/\text{ч}$; v_c – скорость самотечного течения шахтной воды по перепускной скважине, м/с.

Для потока закладочной смеси:

$$N_{i-n} = V_{\text{зci}} \cdot H_{\text{мп}} \cdot \rho \cdot g,$$

где $V_{\text{зci}}$ – объем (м^3) закладочной смеси в закладочном трубопроводе заданного диаметра ($D_{\text{мп}}$, м) определяется как:

$$V_{\text{зci}} = \pi \cdot r^2 \cdot H_{\text{мп}},$$

где $H_{\text{мп}} = (h_{\text{в}i} - h_{\text{н}i})$, $h_{\text{в}i}$, $h_{\text{н}i}$ – уровни верхней и нижней высотных отметок закладочного трубопровода, м.

Масса закладочной смеси в закладочном трубопроводе определяется по формуле:

$$m_{\text{зci}} = \gamma_i \cdot V_{\text{зci}}.$$

Момент ($M_{\text{эг}}$, Н·м) на валу электрогенератора малой мощности с диаметром рабочего колеса ($D_{\text{тр}}$, м) определяется как:

$$M_{\text{эз}} = S_{\text{II}} \cdot r,$$

где S_n – площадь поперечного сечения потока закладочной смеси, м^2 .

Тогда мощность ($N_{\text{ГЭУ}}$, кВт) ГЭУ для заданных условий определяется, как:

$$N_{\text{ГЭУ}} = M_{\text{эз}} \cdot \omega_{\text{Г}},$$

где $\omega_{\text{Г}}$ – скорость двигателя, $\omega_{\text{Г}} = 0,1047 \cdot n_{\text{Г}}$, рад/с., $n_{\text{Г}}$ – частота вращения вала генератора ГЭУ малой мощности, мин^{-1} :

$$n_{\text{Г}} = 300 \sqrt{H_{\text{ни}}} = 300 \sqrt{(\nabla h_{\text{ви}} - \nabla h_{\text{ни}})},$$

$\nabla h_{\text{ви}}$, $\nabla h_{\text{ни}}$ – отметки верхнего и нижнего уровней перепускной скважины, являющиеся отметками верхнего и нижнего промежуточных горизонтов или междуэтажных и этажных горизонтов рудника, м.

Установив оптимальную величину $h_{\text{иопт}}$ $H_{\text{ни}}$ (м), путем математического моделирования (перебора и сравнения) значений межгоризонтных расстояний между промежуточными, полуэтажными и этажными горизонтами, определяем возможное количество $n_{\text{ГЭУ}}$ (шт) ГЭУ малой мощности, устанавливаемых между промежуточными, междуэтажными и этажными горизонтами по формулам:

$$k_{\text{ГЭУ пром.гор}} = (\sum h_{\text{и пр.гор}} / h_{\text{иопт}}),$$

$$k_{\text{ГЭУ меж.эт}} = (h_{\text{и меж.эт}} / h_{\text{иопт}}),$$

$$k_{\text{ГЭУ эт}} = (h_{\text{и эт}} / h_{\text{иопт}}),$$

$$\sum k_{\text{ГЭУ эт}} = \sum k_{\text{ГЭУ}} = \sum_{i=1,2,\dots,n}^{j_{\text{эу}}} [(\sum h_{\text{инн.гор}} / h_{\text{иопт}}) k_{\text{пр.гор}} + \sum (h_{\text{и меж.эт}} / h_{\text{иопт}}) + \sum (h_{\text{и эт}} / h_{\text{иопт}})].$$

Так, при сбросе потока закладочной смеси ($\gamma_i = 500 \text{ кг/м}^3$) по закладочному трубопроводу с заданным диаметром ($D_{\text{тр}}=0,130 \text{ м}$) с высоты этажа по высотным отметкам ($H_{\text{эт}} = 60 \text{ м}$) ГЭУ малой мощности воспроизводит расчетную мощность электрической энергии в ($N_{\text{ГЭУ}}=20,4 \text{ кВт}$), что подтверждает ее работоспособность.

Энергетический потенциал $\mathcal{E}_{\text{п}}$ (кДж) потока пульпы хвостов определяется по формуле:

$$N_{\text{ип}} = V_{\text{Г}} (1 - K_{\text{к}}) \left(1 + \frac{1}{B}\right) \cdot g \cdot \gamma_{\text{п}} \cdot H_{\text{ср}} \cdot \eta_{\text{спэ}}, \quad (4.18)$$

где $V_{\text{Г}}$ – годовая добыча руды, м^3 ; $K_{\text{к}}$ – выход вещества в концентрат, ед; B – отношение твердое/жидкое в подаваемой пульпе после сгущения, ед; g – ускорение свободного падения, м/с^2 ; $\gamma_{\text{п}}$ – плотность, кг/м^3 ; $H_{\text{ср}}$ – глубина

разработки, м; $\eta_{спэ}$ – сквозной коэффициент системы преобразования энергии потока пульпы хвостов в электрическую, доли ед.

Учитывая, что вся кинетическая энергия потока гидросмеси (шахтной воды, закладочной смеси и пульпы хвостов) не может быть преобразована в электрическую энергию, необходимо учесть потери энергии в потоке гидросмеси, общепринятым в стационарных и электрических машинах общим КПД. ($\eta_{iообщ}$) ГЭУ в формуле определения мощности ГЭУ как:

$$N_{шви} = \rho \cdot g \cdot H_{пi} \cdot Q_{шви} \cdot \eta_{iообщ}, \quad (4.19)$$

или в упрощенном виде

$$N_{шви} = 9,81 \cdot Q \cdot H \cdot \eta_1 \cdot \eta_2,$$

где $N_{шви}$ - мощность генерации ГЭУ, Вт; ρ_i - плотность гидросмеси, кг/м³; g - ускорение свободного падения, $g = 9.8 \text{ м}^2/\text{с}$; H - напор, расстояние по вертикали между верхним и нижним уровнями гидросмеси по схеме движения потока гидросмеси, м; $Q_{п.гс}$ - расход потока гидросмеси, м³/с:

$$Q_{п.гс} = S_{сеч} \cdot v_{п.гс},$$

$S_{сеч}$ - поперечное сечение подводящей трубы потока к рабочему колесу ГЭУ, м²; $v_{п.гс}$ - скорость потока гидросмеси, м/с; η_1 - эффективность генератора, $\eta_1 = (0.7-0.8)$; η_2 - эффективность проточных каналов и рабочего колеса гидроустановки, $\eta_2 = (0.80-0.95)$; $\eta_{iообщ}$ – общий КПД гидравлической установки:

$$\eta_{iообщ} = \eta_{г} \cdot \eta_{о} \cdot \eta_{м} = \eta_{i \text{ гэу}} \cdot \eta_{i \Sigma п}, \quad (4.20)$$

где $\eta_{г}$, $\eta_{о}$, $\eta_{м}$ - гидравлические, объемные и механические потери в гидроустановках [Карт]; $\eta_{i \text{ гэу}}$ – коэффициент полезного действия ГЭУ j-ого типа (лопастных: русловых $\eta_l = 0,3-0,4$, верхнее- и среднебойных $\eta_l = 0.4-0.6$, сопло-струйных нижебойных $\eta_l = 0.7-0.8$; ковшовых $\eta_k = 0.7-0.8$, много сопло-струйных ковшовых $\eta_k = 0.8-0.9$; осевых капсульных $\eta_{ок} = 0.7-0.9$ по данным интернет источников) с учетом $\eta_{г}$, $\eta_{о}$, $\eta_{м}$ гидравлических, объемных и механических потерь ($\eta_{г}$, $\eta_{о}$, $\eta_{м}$ – определяемые или выбираемые по данным технической литературы).

Коэффициент полезного действия ГЭУ малой мощности складывается из потерь мощности в структурных элементах схемы гидроэлектроустановки, представленной в виде электромеханической системы РК-МП-ЭГ.

В свою очередь, распределение мощности от потока гидросмеси, перепускаемой по перепускным или закладочным скважинам, осуществляется в

генераторном режиме с преобразованием энергии потока гидросмеси в электроэнергию с учетом всех потерь в элементах структурной схемы модуля (РК-МП-ЭГ).

Поэтому при определении напора необходимо учитывать полный (статический) напор и рабочий (динамический) напор. Полный напор - это расстояние по вертикали между верхней точкой подводящей трубы и точкой, где гидросмесь (шахтная вода, закладочная смесь, пульпа хвостов) освобождается из турбины. Рабочий напор - это полный напор минус давление или гидравлические потери, связанные с трением и явлением турбулентности в трубопроводе. Эти потери зависят от типа, материала трубы, диаметра, длины трубы, количества изгибов и пр. Для определения реальной мощности рекомендуется вести расчет по рабочему напору H :

$$H = H_{\text{полн}} - h_{\text{тр}} - h_{\text{доп}}, \text{ м},$$

где $h_{\text{тр}}$ - потери на трение в водоводе; $h_{\text{доп}}$ - дополнительные или местные потери, связанные с засорением водозабора, бифуркацией на сужениях и расширениях, задвижках, клапанах и т.д.

Величину потерь напора на трение в водоводе можно определить по выражению:

$$h_{\text{тр}} = J \cdot L, \text{ м},$$

где J - гидравлический градиент; L - длина водовода, м.

Для определения гидравлического градиента можно использовать следующую практическую формулу:

$$J = a \cdot V^m \cdot D^n,$$

где V - скорость потока, м; D - диаметр скважины или трубопровода, м; a , n , m - коэффициенты материала, из которого изготовлены подводящие трубы и рабочие колеса (учитывают шероховатость поверхностей стенок и защиты внутренних поверхностей).

В перепускных скважинах и трубопроводах для расчета потерь на трение в стальных трубах принимают для:

- стальной трубы: $a=0,885$; $n=1,8$; $m=1,17$;
- скважины в горной породе: $a=0,917$; $n=2,0$; $m=1,25$.

В перепускных скважинах и трубопроводах для расчета потерь на трение рекомендуется использовать уравнение Дарси-Вейсбаха:

$$h_{\text{тр}} = f \cdot \frac{L}{4R} \cdot \frac{V^2}{2g}, \text{ м}$$

где R - гидравлический радиус (в метрах); $v_{\text{сп}}$ - средняя скорость потока, м/с; f - безразмерный коэффициент (приводится в гидрологических таблицах, в зависимости от степени шероховатости водовода и числа Рейнольдса).

Дополнительные или местные потери в трубопроводе определяются из выражения:

$$h_{\text{доп}} = \varepsilon_x \cdot \frac{V^2}{2g}, \text{ м}$$

Значения коэффициента ε_x приводятся в справочниках гидравлических сопротивлений (потери на сгибах, сужениях и т.д.).

Следовательно, распределение мощности энергии потока гидросмеси, перепускаемого по скважинам, осуществляется в генераторном режиме с преобразованием энергии потока гидросмеси в электроэнергию с учетом всех потерь в элементах структурной схемы.

Предложена каскадная схема последовательного съема на промежуточных горизонтах энергии потоков гидросмеси и приведена методика оценки мощности рудничных потоков, с использованием которой построены номограммы для определения воспроизводимой мощности и выбора ГЭУ малой мощности по параметрам рабочих зон для промышленного использования осевой капсульной и роторной ГЭУ.

При каскадной схеме последовательного съема на промежуточных горизонтах энергии потоков шахтной воды (рис. 4.12), объединяемых в общий водопоток на горизонте главного водоотлива, определяет общее число ГЭУ малой мощности в шахте или на карьере:

$$n_{\text{гэу}} = L_i / l_i,$$

где L_i - высота перепускной или закладочной скважины, заполненной потоком гидросмеси, м; l_i - вертикальная высота межгоризонтного потока шахтной воды, обеспечивающая воспроизводство минимально-допустимой мощности $N_{i\text{min}}$ (кВт) по экономическим показателям, м.

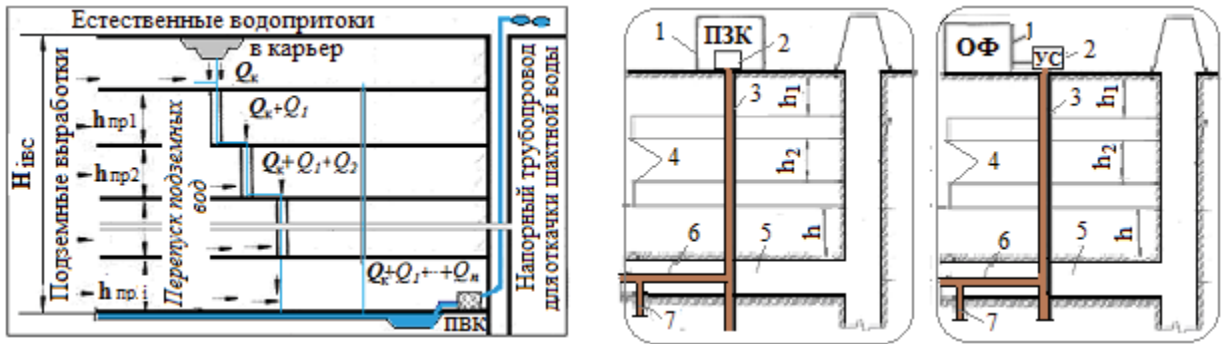


Рисунок 4.12 - Каскадная схема распределения ГЭУ малой мощности для воспроизводства энергии потока шахтного водоотлива (а) твердеющей закладочной смеси (б), пульпы хвостов обогащения руд (в): 1 – поверхностный закладочный комплекс (ПЗК) и обогатительная фабрика; 2 – смеситель на ПЗК и узел сгущения; 3 – закладочная скважина; 4 – горизонты съема энергии потока гидросмеси; 5 – закладочно-вентиляционный горизонт; 6 – горизонтальный закладочный трубопровод; 7 – устье вертикальной закладочной скважины, пробуренной в центр потолочины отработанной камеры

По значениям установленной максимальной и минимальной воспроизводимой мощности ГЭУ и с учетом высотных отметок, расположения промежуточных и концентрационного (с главными водосборниками и подземной насосной станцией), закладочно-вентиляционного (для закладочной смеси и пульпы хвостов) и до нижних глубоких горизонтов, определяется количество ГЭУ ($n_{гзу}$, шт.) по глубине ведения горных работ от поверхности рудника (шахты) по формуле:

$$n_{гзу} = \sum_{i=1}^{z_i} \left(\frac{L_{к.гор}}{l_{пр.г.гзу}} \right) z_i, \quad (4.21)$$

где z_i – количество промежуточных горизонтов на подземном руднике, $i = 1, 2, \dots, z_i$, шт.; $h_{пр.гор}$ – вертикальная высота перепускной или закладочной скважины по сумме промежуточных горизонтов, м; $h_{пр.гор}$ – вертикальная высота промежуточного (ых) горизонта на котором устанавливается ГЭУ, обеспечивающая минимально-допустимую воспроизводимую мощность (N_{imin} , кВт) по экономическим показателям.

Величина теоретического энергетического потенциала ($\mathcal{E}_{i-п}$, кДж) потока шахтной воды, закладочной смеси и пульпы хвостов определяется по поэтапной программе и методике проведения экспериментальных исследований

с выполнением расчетов значений электрической мощности (табл. 4.2), воспроизводимой ГЭУ от потока гидросмеси на подземном руднике.

Таблица 4.2 - Обоснование постоянных исходных и переменных расчетных параметров определения теоретической мощности ($N_{\text{тп}}$, кВт) проектируемой ГЭУ

Исходные данные	Ед.изм	Расчетная формула	Расчетные параметры воспроизводства электроэнергии от потока шахтной воды				
Вариант расчета №1							
Высота столба смеси $H_p(\text{пост})$	М	$H_p = \nabla B \gamma_p - \nabla H \gamma_p$	30	30	30	30	30
Расход $Q_{\text{п}}(\text{пост})$	л/с	$Q = v \cdot S$	5	5	5	5	5
Скорость (\sim)	м/с	$v = \frac{Q}{S}$	0,1	0,28	0,4	0,64	1,13
Диаметр скв (\sim)	М	$d_{\text{скв}} = \sqrt{\frac{4Q}{3600 \cdot \pi \cdot v}}$	0,250	0,150	0,125	0,100	0,075
Мощность $N(\text{пост})$	кВт	$N = \eta_1 \eta_2 \rho g Q H$	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5

Для оперативного определения мощности ГЭУ, работающей на потоке шахтной воды, закладочной смеси и пульпы хвостов по результатам исследований построены номограммы (рис. 4.13).

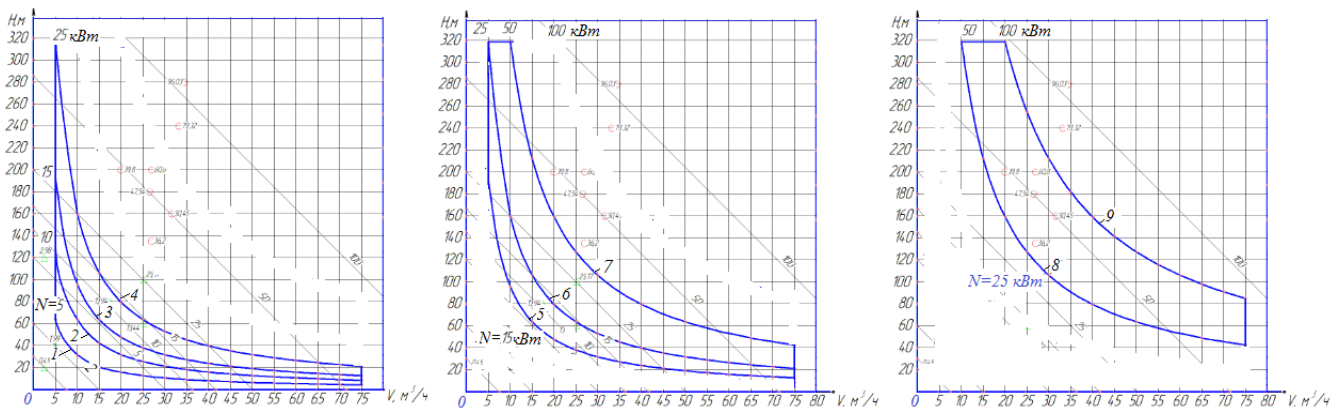


Рисунок 4.13 – Номограммы для определения воспроизводимой мощности и выбора ГЭУ малой мощности по параметрам рабочих зон при промышленном использовании ГЭУ, работающих от потоков: а – шахтной воды плотностью ρ , кг/м³: 1010 (1), 1015 (2), 1030 (3), 1050 (4); б – пульпы хвостов $\rho = 1170$ кг/м³ (5), для текущей пульпы плотностью ρ , кг/м³: 1340 (6), 1400 (7); в – твердеющей закладочной смеси плотностью ρ , кг/м³: 1400 (8), 2000 (9)

Согласно номограмме на рис. 4.13, по значениям установленной расчетной максимальной и минимальной мощности, для различных сочетаний переменных и постоянных параметров с использованием формулы (4.19) рас-

считывают воспроизводимую мощность j -й ГЭУ в зависимости от КПД (η_j ГЭУ) рабочего колеса n -го типа в электромеханической системе. Это позволяет определить зону промышленного использования ГЭУ с рабочим колесом лопастного, винтового, ковшового и капсульно-осевого типа.

Далее по значениям установленной максимальной и минимальной мощности ГЭУ и с учетом их распределения на горизонтах рудника уточняется общее число установок по глубине ведения горных работ.

Проверочные расчеты по предложенной методике подтвердили практическую возможность в горнотехнической системе открытого или подземного рудника воспроизводства электроэнергии на ГЭУ малой мощности. Максимальное приближение разрабатываемых моделей к натурным условиям и соблюдение физических явлений подтверждается равенством критерия подобия Ньютона:

$$Ne = \frac{F \cdot L}{m \cdot v^2} = idem,$$

где F - сила, действующая на тело, Н; L - линейный размер, м; m - масса тела, т; v - скорость движения потока (тела) шахтной воды, закладочной смеси, пульпы, рудничного загрязненного воздуха, м/с.

Критерии подобия Ньютона в выполненных моделях к натурным условиям, соответственно, составляют 1:10.

Для реализации энергетического потенциала потоков гидросмеси разработаны конструкции действующих моделей ГЭУ с электрогенераторами малой (до 100 кВт) мощности с прямоугольными лопастными, ковшовыми и продольно-осевыми рабочими колесами. Отличительной особенностью рабочих колес действующих моделей ГЭУ малой мощности является их использование на подшипниках скольжения апробированных в работе водоизмерительных приборов, выходной вал которых соединяется с валом генератора эластичной муфтой, что значительно снижает трение и повышает коэффициент использования рабочих колес. Такие конструкции турбин были изготовлены для испытаний на электромеханическом заводе ТОО «Энергоресурс» в г. Магнитогорске (рис. 4.14), проведены лабораторные исследования и построены эмпирические зависимости воспроизводимой электроэнергии от движущихся потоков гидросмеси.

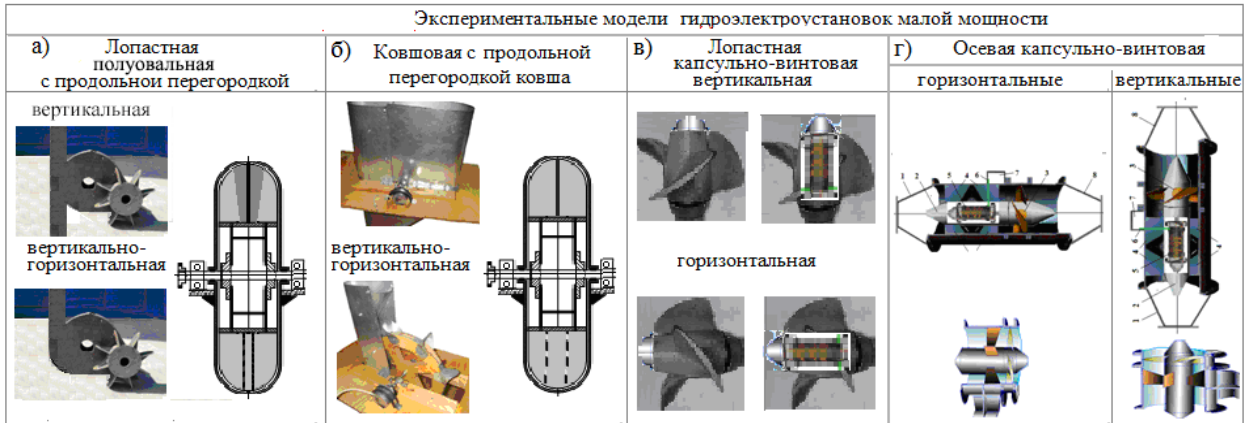


Рисунок 4.14 – Изготовленные для испытаний гидротурбины

Исследования проводились в опытно-промышленных условиях, приближенных к шахтным. В емкости размещались гидросмеси с различными характеристиками по вязкости, вещественному составу, плотности. Использовались электрогенераторы малой (до 100 кВт) мощности, размещенные на одной оси с гидротурбиной. По результатам обработки данных экспериментальных исследований, полученных на ГЭУ с рабочими колесами ковшового и лопастных прямоугольного типа при различных соотношения (Т:Ж) в гидросмеси, построены эмпирические зависимости воспроизводимой электроэнергии от движущихся потоков гидросмеси, которые приведены на рис. 4.15.

Выработка электроэнергии от техногенных возобновляемых источников нестабильна во времени и зависит от многих природных и горно-технических факторов, а шахтное оборудование должно быть запитано постоянно. Поэтому, если ГЭУ не работает или вырабатывает малое количество энергии, то напряжение в резервной схеме уменьшается, и схема питания шахтного оборудования автоматически подключается к шахтной сети посредством диодного моста VD либо инвертора UF6 (рис. 4.16).

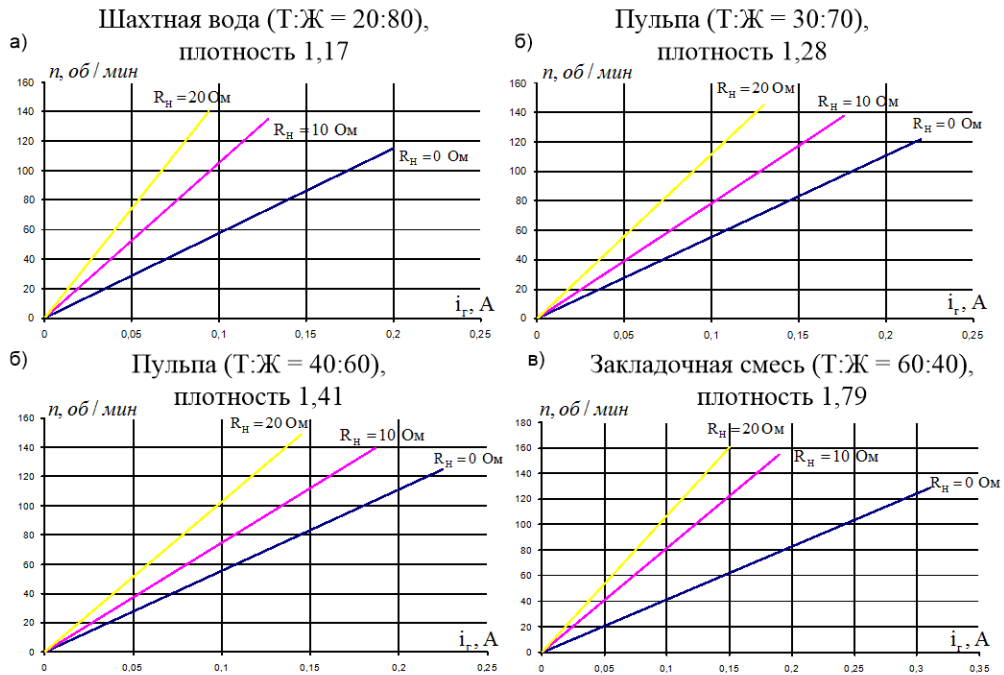


Рисунок 4.15 - Электромеханические характеристики генератора $n_r = f(i_r)$, с нагрузочным сопротивлением R_H , Ом, для: (а) - шахтной воды с соотношением (Т:Ж=20:80) и плотностью $\rho=1,17$ т/м³; (б) - пульпы хвостов обогащения с соотношением (Т:Ж=30:70) и плотностью $\rho=1,28$ т/м³; (в) - пробы сгущенной пульпы хвостов с соотношением (Т:Ж=40:60) и плотностью $\rho=1,41$ т/м³; (г) - закладочной смеси с соотношением (Т:Ж=60:40) и плотностью $\rho=1,79$ т/м³

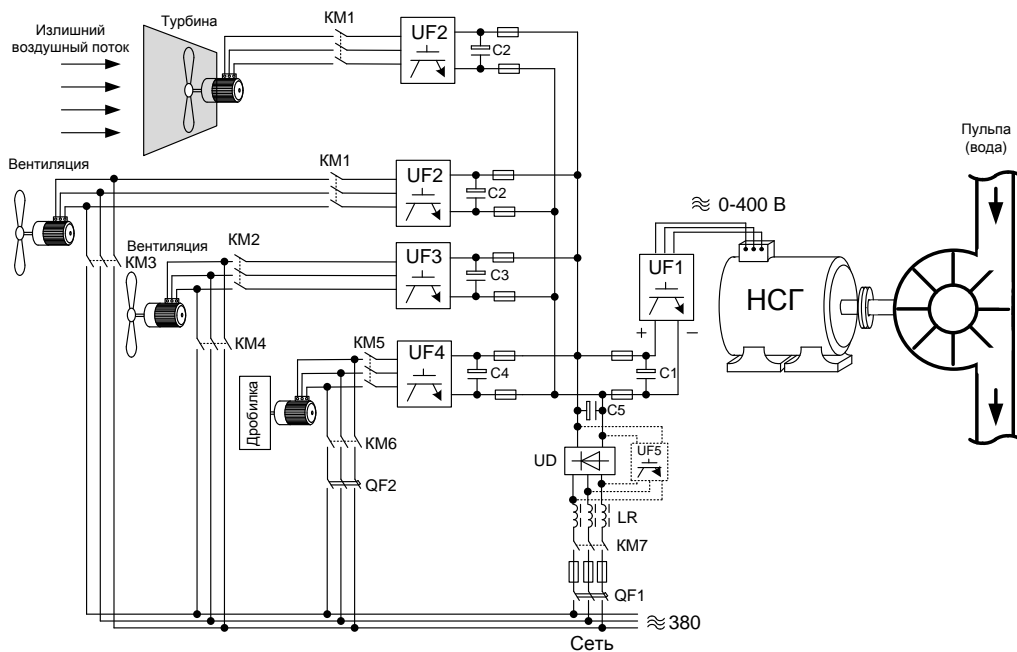


Рисунок 4.16 - Принципиальная схема резервного электроснабжения шахты

Таким образом, шахтные энергопотребители будут обеспечены энергией в любой момент времени. Рассматривая вариант подключения инвертора

UF6 вместо диодного моста VD, можно подпитывать шахтную сеть 380 В аккумуляторной станции (АКС) контактором КМ9, параллельно шине постоянного тока, и накапливать излишнюю электроэнергию в периоды времени, когда часть потребителей отключена, посредством использования аккумуляторных батарей.

На рис. 4.17 представлены внешние виды электронной панели лабораторного стенда для фиксации токов нагрузки от четырех генераторов с различными типами турбин для выработки электроэнергии и ее принципиальная электрическая схема. В качестве аккумуляторной станции (АКС) выбраны четыре гальванических элемента по 3 вольта каждый, соединенных параллельно. АКС подключается к общей шине постоянного тока перемычками, которые устанавливаются вручную в разъем Р5. Для визуального наблюдения токов от каждого генератора на панель выведены миллиамперметры и светодиодные индикаторы. С помощью разъемов Р1-Р4 и рН можно собирать различные варианты подключения нагрузочных сопротивлений к любому из генераторов Г1-Г4. Из всех четырех генераторов лишь Г2 выдает переменное напряжение, которое преобразуется в постоянное диодным мостом VD и сглаживается электролитическим конденсатором С.

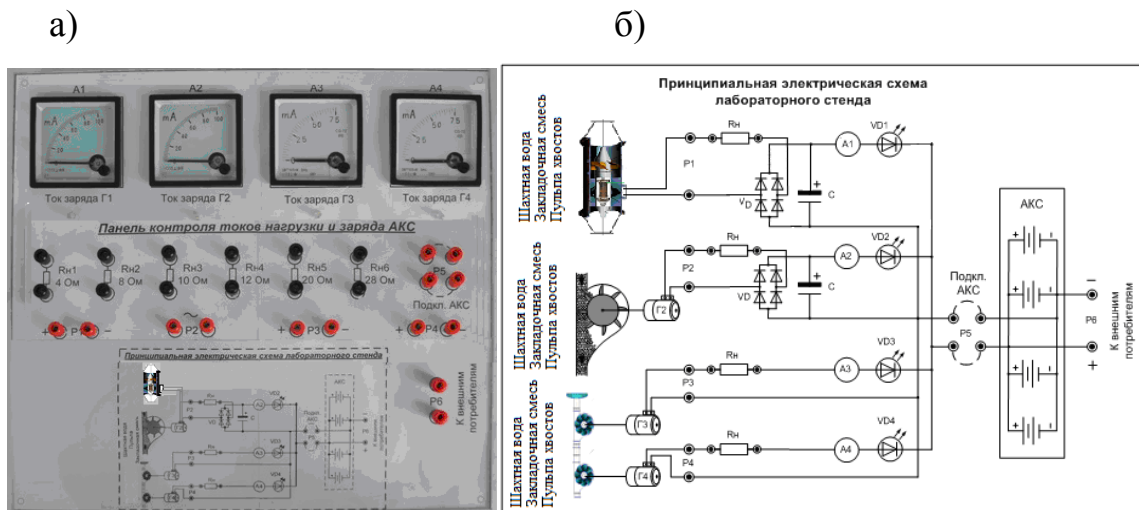


Рисунок 4.17 - Внешний вид электронной панели лабораторного стенда по выработке электроэнергии с АКС (а) и принципиальная схема (б) резервного электроснабжения шахты с АКС

Исходя из представленной на рис. 4.17 электрической схемы автономной системы электроснабжения шахты с аккумуляторной станцией, при транспортировке пульпы и воды по трубопроводу, лопастная турбина приводит в движение низкооборотный синхронный генератор, который вырабатывает трехфазное переменное напряжение. Автономный регулируемый инвертор преобразует переменное напряжение в постоянное стабилизированное. Постоянное напряжение доставляется к каждому потребителю посредством прокладки кабеля. Таким образом, в шахте появляется дополнительная независимая сеть постоянного тока с напряжением до 400 В. Данная сеть имеет меньшие потери электроэнергии по сравнению с сетью переменного тока, за счет отсутствия реактивных потерь.

4.3. Разработка программы-методики оценки энергетического потенциала потоков гидросмесей при подземной разработке Кочкарского месторождения

Промышленные и полупромышленные испытания разработанных конструкций гидротурбин с рабочими колесами, насаженными на выходной вал электрогенератора на шпонках без промежуточной механической передачи, или на эластичной гибкой вставке, исключающей центровку валов при малых отклонениях соосности центрируемых валов, проведены на испытательном стенде, согласно разработанной программе-методике исследовательских работ по сбору и преобразованию энергии потоков гидросмеси в электрическую энергию (табл. 4.3).

Таблица 4.3 – К программе и методике проведения опытно-промышленных испытаний

Пункт программы испытаний	Наименование показателя	Единицы измерений	Номинальное значение	Предельные отклонения или пределы изменения
1.	Проверка комплектности и качества технологической документации	-	-	-
2.	Показатели программы испытаний			
2.1	Объем источника потока гидросмеси Объем приемной емкости	м ³	0,012	0,012
2.2	Высота перепускной скважины равна высоте промгоризонта	м	9,65	±0,1

Пункт программы испытаний	Наименование показателя	Единицы измерений	Номинальное значение	Предельные отклонения или пределы изменения
2.3	Диаметр перепускной скважины и закладочного трубопровода	м	$\varnothing_{\text{верт}}=0,024$ $\varnothing_{\text{гор}}=0,014$	-
2.4	Геометрическая высота вертикальной скважины или трубопровода	м	1	$\pm 0,1$
2.5	Геометрическая длина горизонтального участка трубопровода	м	8,65	$\pm 0,2$
2.6	Число элементов запорно-регулирующей арматуры	шт.	6	± 1
2.7	Эквивалентная длина элементов запорно-регулирующей арматуры	м	1,2	0,2
3	Контроль исходных параметров	-	-	-
3.1	Гранулометрический состав: шахтная вода $\gamma_{\text{шв}}$ закладочная смесь $\gamma_{\text{зс}}$ пульпа хвостов $\gamma_{\text{пх}}$	мм кг/м ³ кг/м ³ кг/м ³	100 % кл.- 5мм	Не доп.
3.2	Угол растекания закладочной смеси	град.	4	3-5
3.3	Растекаемость закладочной смеси	см.	20	18-21
3.4	Содержание воды в составе закладочной смеси	кг/м ³	500	430-530
3.5	Подвижность (транспортабельность гидросмеси)	см	13	12,5-14,5
3.6	Плотность транспортируемой гидросмеси: шахтной воды, закладочной смеси, пульпы хвостов	т/м ³	2,0	1,98-2,05
3.7	Масса партии закладочной гидросмеси: шахтной воды, закладочной смеси, пульпы хвостов	кг	14	13,5-14,5
3.8	Срок схватывания закладочной смеси	мин	130	120-135
4	Проверка технологических показателей работы макета	-	-	-
4.1	Высота столба $H_{\text{верт}}$ шахтной воды в перепускной скважине или закладочной смеси, пульпы хвостов в вертикальном ставе	м	0,8-0,9	0,75-0,95
4.2	Длина транспортирования гидросмеси по скважине или трубопроводу до закладываемой камеры	м	9,65	9,6-9,7
4.3	Масса партии гидросмеси перемещаемой по скважине или закладочному трубопроводу	т	0,02	0,1-0,012
4.4.	Время перемещения гидросмеси от узла подачи гидросмеси до закладываемой камеры (на полную длину закладочного трубопровода)	ч	0,075	0,065-0,085
4.5	Скорость перемещения гидросмеси по скважине или системе трубопроводного транспорта от точки подачи гидросмеси смеси до закладываемой камеры	м/с	0,7	0,68-0,75
4.6	Производительность макета	м ³ /ч	0,072	0,07-0,74
4.7	Общее время закладки заданного объема выработанного пространства (камеры макета)	ч	0,69	0,67-0,71

Проверка по п. 1. Программы выполняется следующим образом. Проверяется соответствие комплектности технологической документации на макет требованиям ЕСКД. Комплект КД считается выдержавшим испытание, если его комплектность соответствует требованиям, утвержденной Комплектности технологической документации, а качество – требованиям ЕСКД.

Проверка по п. 2 Программы осуществляется путем проверки соответствия комплектности макета чертежу общего вида ИПКН.612500.002ВО. Объект испытаний считается выдержавшим проверку, если его комплектность соответствует требованиям, приведенным в п. 2. Программы, а сам объект – чертежу общего вида, предусмотренному комплектностью технической документации.

Проверка по п. 2.1 Программы производится путем оценки соответствия перепускных скважин между промежуточными горизонтами и объема выработанного пространства камеры, подлежащей заполнению закладочной смесью, приведенному на чертеже общего вида макета оборудования для закладки выработанного пространства. Испытание считается выдержавшим проверку, если параметры перепускной скважины и камеры соответствуют требованиям, приведенным в п. 2.1. Программы.

Проверка по п. 3.1. Программы производится следующим образом. Проба закладочной смеси массой не менее 5 кг, отобранная из смесителя высушивается в сушильном шкафу до постоянной массы. Высушенная проба отсеивается с помощью стандартного набора сит по ГОСТ 2851-45. Продукты отсева на ситах взвешиваются с помощью платформенных весов, соответствующих ГОСТ 29329-92 со средним классом точности. Строится granulometricкая характеристика, отражающая зависимость суммарного выхода классов крупности от размера ячеек сит. Испытание считается выдержавшим проверку, если в подрешетный продукт сита с размером ячеек 5 мм перешло 100 % твердой фракции закладочной смеси.

Проверка по п. 3.2 Программы производится по ГОСТ 23789-79. Для этого цилиндр, высотой 300 мм и диаметром 100 мм, устанавливают на лист из толстой резины. Во время опыта лист резины должен быть расположен строго горизонтально. Цилиндр заполняют приготовленной смесью в три

приема равными частями, каждую порцию смеси штыкуют 25 раз металлическим стержнем, диаметром 10 - 15 мм и длиной 70 – 75 мм. После полного заполнения цилиндра избыток смеси срезают металлической линейкой и цилиндр поднимают вертикально вверх. У растекшейся на листе смеси замеряют металлической линейкой высоту, диаметр и порееляют угол растекания $\text{tg}\varphi=h/r$, где h – высота растекания закладочной смеси, см; r – средний (по 3-м измерениям) радиус растекания смеси, см. Испытание считается выдержавшим проверку, если угол растекания закладочной смеси соответствует значениям, указанным в п. 3.2 Программы.

Проверка по п. 3.3 Программы производится на приборе Суттарда по ГОСТ 23789-79. В ходе испытаний цилиндр устанавливается на стеклянную площадку, которая в свою очередь находится на горизонтальной поверхности без перекосов. Закладочная смесь заливается в цилиндр, срезается избыток смеси и поверхность выравнивается вровень с краями цилиндра, после чего цилиндр поднимают вертикально вверх. У растекшейся на стеклянной площадке смеси трижды замеряют диаметр и фиксируют средний показатель. Испытание считается выдержавшим проверку, если растекаемость закладочной смеси соответствует значениям, указанным в п. 3.3 Программы.

Проверка по п. 3.4 Программы производится путем фиксированной подачи воды в процесс приготовления закладочной смеси. Испытание считается выдержавшим проверку, если объем воды, поданной в ходе приготовления закладочной смеси соответствует значениям, указанным в п. 4.3.3 Программы.

Проверка по п. 3.5 Программы производится в следующей последовательности. Определяют подвижность смеси двумя способами: согласно ГОСТ 5802 (в этом случае после свободного погружения конуса через 10 с отсчитывают показания по шкале с точностью до 2 мм). При проверке согласно ГОСТ 5802 по «полному погружению», после определения подвижности следует вернуть конус путем легкого нажатия сверху вниз на его скользящий стержень в положение максимального его погружения в закладочную смесь (визуально след легко прослеживается).

У закладочных смесей подвижность по ГОСТ 5802 может измеряться до 12,5 см, а по «полному погружению конуса»: 12,5...14,5 см. Подвижность,

измеряемую в сантиметрах, определяют как среднее арифметическое двух испытаний. Второе испытание проводят с новой порцией закладочной смеси. Величину подвижности определяют по делениям на штативе прибора. Испытание считается выдержавшим проверку, если значения подвижности соответствуют значениям, указанным в п. 3.5 Программы.

Проверка по п. 3.6 Программы производится в соответствии с ГОСТ 5802-78, 10181.0-81. Для этого используется мерный сосуд емкостью 1 дм³. Свежеприготовленная закладочная смесь укладывается в мерный сосуд с некоторым избытком и уплотняется штыкованием и легким встряхиванием. После этого избыток смеси срезается и поверхность выравнивается вровень с краями мерного сосуда. Сосуд со смесью взвешивается с точностью до 0,1 %. Для каждой пробы смеси плотность смеси определяют дважды.

Величина объемной массы закладочной смеси вычисляется как среднее арифметическое результатов двух испытаний по каждой пробе.

Испытание считается выдержавшим проверку, если значения плотности закладочной смеси соответствуют значениям, указанным в п. 3.6. Программы.

Проверка по п. 3.7 Программы производится в соответствии с ГОСТ 310.3-76. При этом каждый состав готовится в отдельной емкости. Закладочная смесь помещается в стальное кольцо диаметром 75 мм высотой 40 мм. Поверхность смеси выравнивается с краями кольца, избытки материала срезаются ножом. После этого в стержень прибора Вика устанавливается игла. Стержень с иглой фиксируется стопором в верхнем положении, затем быстро освобождается, давая игле свободно погружаться в приготовленную смесь. Такие замеры проводятся ежедневно. Изменение глубины погружения фиксируется по шкале прибора, пересчитывается в процентное отношение схватившейся части состава от всей высоты образца, уложенного в кольцо, в протоколе испытаний фиксируются результаты.

Испытание считается выдержавшим проверку, если значения срока схватывания закладочной смеси соответствуют значениям, указанным в п. 3.7 Программы.

Масса партии закладочной смеси (п. 3.3 Программы) определяется предварительно, взвешиванием на настольных весах, соответствующих

ГОСТ 29329-92, с обычным классом точности. Испытание считается выдержавшим проверку, если значения массы закладочной смеси, подлежащей транспортированию, соответствует значениям, указанным в п. 3.8 Программы.

Для проверки по п. 4.1 Программы измеряется высота столба шахтной воды закладочной смеси в вертикальном закладочном трубопроводе прямым замером по ГОСТ 427-75. В период проведения испытаний высота столба шахтной воды должна соответствовать указанным в табл. 4.4 значениям.

Таблица 4.4 – Высота заполнения вертикального трубопровода водой или закладочной гидросмесью в в ходе проведения серии испытаний

№ серии испытаний	1	2	3	4	5
Высота заполнения вертикального трубопровода, H_{vi} , м	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0

Испытание считается выдержавшим проверку, если значения высоты заполнения вертикального става трубопровода шахтной водой и закладочной смесью выдерживаются в заданных пределах.

Проверка по п. 4.2 Программы производится следующим образом. Определяется приведенная длина ($L_{пр}$, м) трубопровода для транспортирования закладочной смеси по выражению:

$$L_{пр.i} = L_v + L_g + \sum_1^N n_{э.кв.i} \cdot l_{э.кв.i} , \quad (4.22)$$

где L_v , L_g – соответственно, геометрическая высота вертикального и длина горизонтального либо наклонного участков трубопровода, м; $n_{э.кв.i}$, $l_{э.кв.i}$ – число элементов запорно-регулирующей арматуры и их эквивалентная длина.

Испытание считается выдержавшим проверку, если значения длин вертикального и горизонтального участков трубопровода соответствуют заданным значениям.

Проверка по п. 4.3 Программы производится следующим образом. Определяется масса партии шахтной воды или закладочной смеси (V_i , м³), перемещаемой по вертикальной скважине или закладочному трубопроводу:

$$V_i = \gamma_{см} \cdot V_{з.тр}, \text{ м}^3, \quad (4.23)$$

где $\gamma_{см}$, $\gamma_{см}$ – плотность шахтной воды или закладочной смеси, т/м³;
 $V_{з.тр}$ – объем вертикальной перепускной скважины или вертикального и горизонтального участков закладочного трубопровода, м³:

$$V_i = \frac{\pi \cdot D_i^2}{4} (L_{пр.в.тр} + L_{пр.г.тр}), \quad (4.24)$$

где D_i – диаметр закладочного трубопровода, $D_{i.верт} = 24$ мм, $D_{i.гор} = 14$ мм;
 $L_{пр.в.тр}$, $L_{пр.г.тр}$ – приведенная длина вертикальной перепускной скважины ($L_{пр.в.}$) или вертикального и горизонтального участков закладочного трубопровода, м.

Испытание считается выдержавшим проверку, если значения массы партии шахтной воды или закладочной смеси (V_i , м³), перемещаемой по вертикальной перепускной скважине или закладочному трубопроводу, выдерживаются в заданных пределах.

Проверка по п. 4.4 Программы производится следующим образом. Определяется время на транспортирование шахтной воды или закладочной смеси различного состава и варьируемого объема на полную высоту перепускной скважины или на полную длину закладочного трубопровода макета. Определение времени (t_i , с) перемещения шахтной воды и закладочной смеси по вертикальной перепускной скважине или закладочному трубопроводу макета производится по секундомеру, соответствующего ТУ 25-1894.003-90. Опыты ведутся при варьировании значений высоты столба воды или закладочной смеси в вертикальном трубопроводе $H_{вi} = (0,6; 0,7; 0,8; 0,9; 1,0)H_{в.тр}$. с изменением длины вертикальной перепускной скважины или вертикального и горизонтального трубопроводов диаметром $D_{i.верт} = 24$ мм и $D_{i.гор} = 14$ мм при прохождении i -го объема (V_i , м³) закладочной смеси или воды.

Исходные данные, расчетные и опытные значения замеров параметров объемов и интенсивности подач перепускаемой шахтной воды или транспортирования закладочной смеси заносятся в протокол испытаний.

Испытание считается выдержавшим проверку, если время транспортирования шахтной воды или закладочной смеси от устья перепускной скважины до гидроэлектроустановки (ГЭУ), или от емкости с закладочной смесью до закладываемой камеры (на полную длину закладочного трубопровода) находится в пределах, указанных в п. 4.4 Программы.

При проверке по п. 4.5. Программы производится подсчет скорости перемещения закладочной смеси по закладочному трубопроводу:

$$v_i = V_i/t_i, \text{ м/с.} \quad (4.25)$$

Испытание считается выдержавшим проверку, если значения рассчитанной скорости перемещения шахтной воды или закладочной смеси по перепускной скважине или закладочному трубопроводу находятся в пределах, указанных в п. 4.5 Программы.

Для проверки по п. 4.6 Программы производится расчет производительности модельного комплекса по воспроизводству источников энергии по перемещению гидросмеси (Q , м³/ч):

$$Q_{зв} = 60 \frac{V_i}{t_i}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (4.26)$$

где V_i - объем прошедшего по трубопроводу материала (м³) за время t_i (ч).

Испытание считается выдержавшим проверку, если значения массы шахтной воды или закладочной смеси, подлежащей перепуску по скважине или транспортированию, соответствует значениям, указанным в п. 4.6 Программы.

Принятые исходные, расчетные и опытные данные замеров параметров транспортирования закладочной смеси до выработанного пространства заносятся в сводный протокол испытаний.

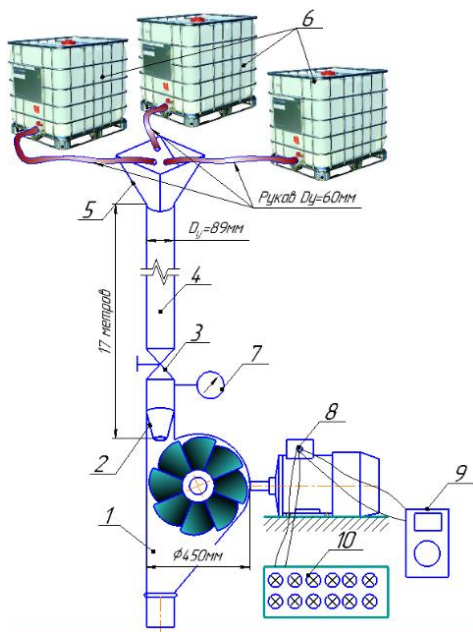
4.4 Результаты исследований параметров технологических процессов воспроизводства электроэнергии в ходе подземной разработки месторождений полезных ископаемых

Выполненные в рамках исследовательских работ проверочные расчеты, по предложенной методике (см. табл. 4.3) показали, что подтверждается практическая возможность воспроизводства электроэнергии на моделях генераторных установках малой мощности до 30 кВт и более с ковшовыми и прямоугольными лопастными колесами. Это указывает на необходимость проведения полупромышленных исследований в конкретных горно-геологических и горнотехнических условиях подземного рудника.

Результаты выполненных лабораторных исследований на экспериментальных модулях моделей (с масштабом моделирования 1:10) показали, что проведение укрупненных исследований необходимо выполнять в условиях близких к промышленным с использованием модернизированных конструкций рабочих колес. При этом конструктивные элементы рабочих колес изменены с целью уменьшения сопротивления движению потока гидросмеси конструктивными элементами лопастей рабочих колес.

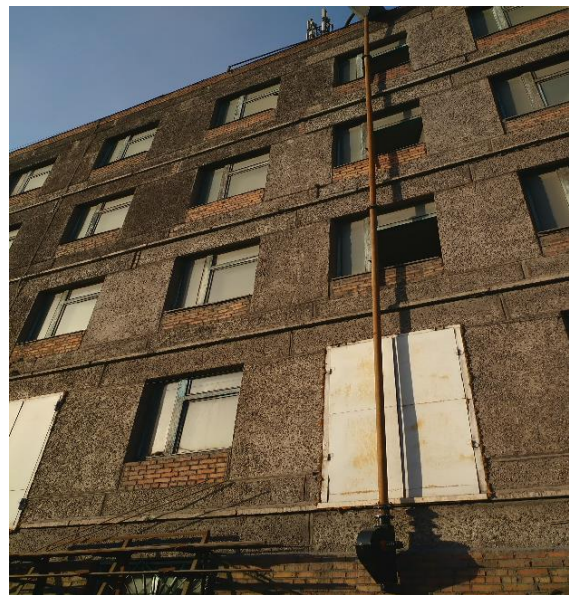
Для этого была разработана экспериментальная установка (рис.4.18 а), включающая вертикальный трубопровод 4 диаметром 89 мм, длиной 17 м, смонтированный на фасадной части четырехэтажного здания (рис.4.18 б), с установленной на нем ковшевой турбиной 1 и генератором 8. Для обеспечения заданного потока жидкости на крыше здания разместили три емкости 6 общим объемом 3 м³(рис. 4.18 в). Жидкость из емкости по гибкому трубопроводу диаметром 60 мм самотеком поступала в приемную воронку и далее в вертикальный став.

а)



в)

б)



г)



Рисунок 4.18 - Принципиальная схема (а) и общий вид (б-г) экспериментальной установки

Исходя из значений параметров вертикального става и максимально объема пропускаемой жидкости был подобран трехфазный генератор (рис. 4.19 а, б) на постоянных магнитах, способный при 380 об/мин произвести 1 кВт электрической энергии напряжением 48 В. Технические характеристики генератора приведены в табл. 4.4.

а)

б)

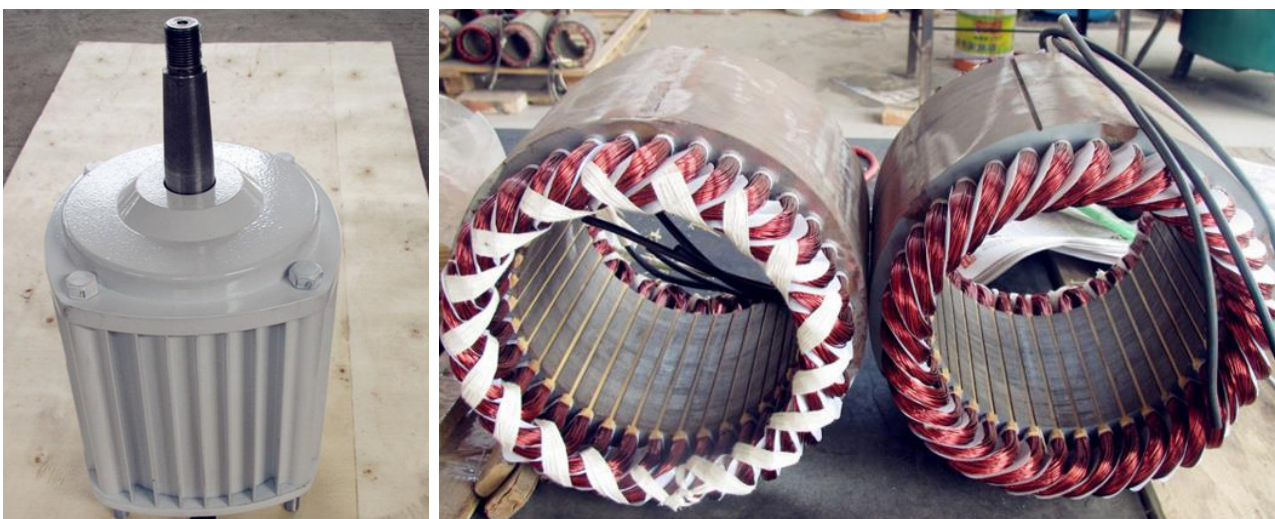


Рисунок 4.19 - Генератор на постоянных магнитах: а- общий вид генератора; б – общий вид статора генератора

Таблица 4.4 - Технические характеристики генератора, приобретенного для экспериментальной установки

Номинальная мощность, Вт	1000
Напряжение, В	48
Номинальная скорость, об / мин	380
Пусковой момент (Н / м)	1.5
Магниты тип	NdFeB, N35SH
Число пар полюсов	4
Вес, кг	18
Общая длина, мм	315
Диаметр, мм	180
Диаметр вала, мм	30
Рабочая температура, °С	-40 +60

Модель прототипа турбины спроектирована в системе трехмерного твердотельного проектирования КОМПАС 3D. При проектировании конструкции поточной части и рабочего колеса (рис. 4.20 а) принимались методики проектирования гидравлических турбин с соблюдением геометрического подобия. Выбор основных параметров турбины произведен по заданным значениям объема и высоты столба жидкости. Диаметр рабочего колеса рассчитан исходя из фактических значений напора и объема жидкости, по формуле:

$$D_1 = \sqrt{\frac{N}{g\eta QH\sqrt{H}}}, \text{ мм} \quad (4.27)$$

где N- требуемая мощность установки, кВт; H – напор, м; Q – расход жидкости, м³/с; η - КПД установки, 0,7-0,8 для ковшевых турбин.

а)



б)



Рисунок 4.20 Общий вид ковшевой турбины на стадии производства (а) и смонтированной на вертикальном стве трубопровода (б)

Изготовленная экспериментальная установка относится к открытому типу гидротурбин, что позволяет разместить генератор на одной оси с валом рабочего колеса, соединив их без передаточных устройств. При этом число оборотов на валах рабочего колеса и генератора одинаковы. Для достижения оптимальных значений КПД в экспериментальной установке предусмотрено сопло, позволяющее более эффективно использовать энергию потока жидкости, подводимую к лопатке. Экспериментальным путем был определен диаметр выходного отверстия сопла, результаты расчета которого приведены на рис. 4.21. Анализ силового воздействия струи на ковш колеса позволил определить влияние формы сопла на характер изменения значений КПД установки.

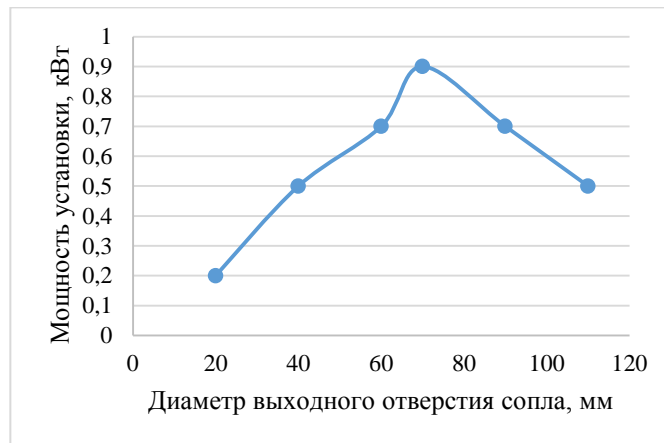


Рисунок 4.21 - Влияние диаметра выходного отверстия сопла на производительность ковшевой турбины

Для визуализации работоспособности установки был разработан стенд (рис.4. 22) состоящий из набора ламп накаливания мощностью от 60 до 95 В с параллельным подключением. Электрическая схема стенда собрана таким образом, что для каждой фазы предусмотрена отдельная нагрузка общей мощностью 330 Вт, составленная из одной лампы 60 Вт и трех ламп 90 Вт. Согласно конструктивным особенностям стенда, при включении каждой лампы создается нагрузка на генератор, увеличивая при этом крутящий момент на валу. Значения напряжения на фазах генератора фиксировались с помощью мультиметра.

а)



б)



Рисунок 4.22 - Общий вид испытательного стенда (а) и электронного тахометра Testo-460 (б)

В соответствии с методикой эксперимента на первом этапе вода подавалась на турбину с последовательным увеличением мощности потока путем этапного ввода напорных емкостей. Как показал эксперимент, энергии падающей воды, поступающей в количестве 3 и 6 $\text{дм}^3/\text{с}$, соответственно, из одной и двух напорных емкостей, недостаточно для выведения колеса гидромашинны на требуемые 380 об/мин (измерение числа оборотов производилось бесконтактным тахометром Testo-460, рис. 4.22, б). Поэтому далее испытания проводились с подачей воды одновременно из трех напорных емкостей для достижения максимально возможной кинетической энергии потока жидкости для данной установки.

Максимально возможный для опытной установки поток воды обеспечил 380 об/мин турбины (рис. 4.23).



Рисунок 4.23 – Воспроизводство электрической энергии в ходе преобразования кинетической энергии вертикального столба жидкости посредством ковшевой турбины (моделирование процесса перепуска воды между двумя подземными горизонтами)

В ходе эксперимента мультиметром было зафиксировано 48 В на каждой фазе генератора. В соответствии с методикой проведения эксперимента по достижению рабочих характеристик генератора на испытательном стенде стали последовательно включать в цепь лампы, создавая при этом нагрузку на генератор. Установлено, что при заданных условиях эксперимента возможно снять с генератора 720 Вт мощности, что обеспечивает питание для работы 9 ламп накаливания (рис. 4.23).

Определено, что последующее включение в цепь дополнительной нагрузки влечет снижение числа оборотов до 120 и фазного напряжения до 15 В. Таким образом установлено, что для получения дополнительной мощности, вплоть до максимально возможной для данной модели генератора - в 1 кВт, необходимо увеличивать высоту става, что можно выполнить путем перепуска воды в подземном руднике, либо путем снятия электротехнических характеристик на специальном стенде, позволяющем создавать дополнительное давление в трубопроводе при помощи насосов. Доказана возможность получения в шахтных условиях возобновляемой энергии от потоков гидро-

смесей: шахтной воды, гидравлической смеси на основе текущих и сгущенных хвостов обогащения, твердеющей закладочной смеси с учетом вещественного состава, плотности и вязкости определяется установленными параметрами горнотехнической системы: высота одноступенчатого перепуска смеси 30 – 100 м, угол падения гидросмеси на турбину - 65 – 90° и может составить на золоторудных месторождениях Урала в зависимости от объемов и высоты падения гидросмеси от 5 до 30 % потребляемой энергии.

4.5 Структурные схемы и проектные технологические решения по воспроизводству электроэнергии от возобновляемых источников в условиях Кочкарского месторождения

Для технико-экономической оценки использования энергетического потенциала перепускаемых в шахту отходов обогащения проведена систематизация параметров систем разработки и технологии закладки применительно к запасам верхних горизонтов. При этом предельный пролет обнажения в зависимости от глубины разработки составил 22-14 м, мощность целиков 8-10 м и толщина потолочины – 10-12 м для гидравлической закладки.

В условиях шахты Центральная разработаны и предложены три варианта технологических схем по возведению искусственного массива с использованием:

- гидравлической закладки;
- твердеющей закладки на цементном вяжущем;
- твердеющей закладки на цементно-шлаковом вяжущем, которые полностью отвечают требованиям воспроизводства электроэнергии от перемещаемых масс гидравлической и твердеющей закладки отработанных пустот камер на глубоких горизонтах.

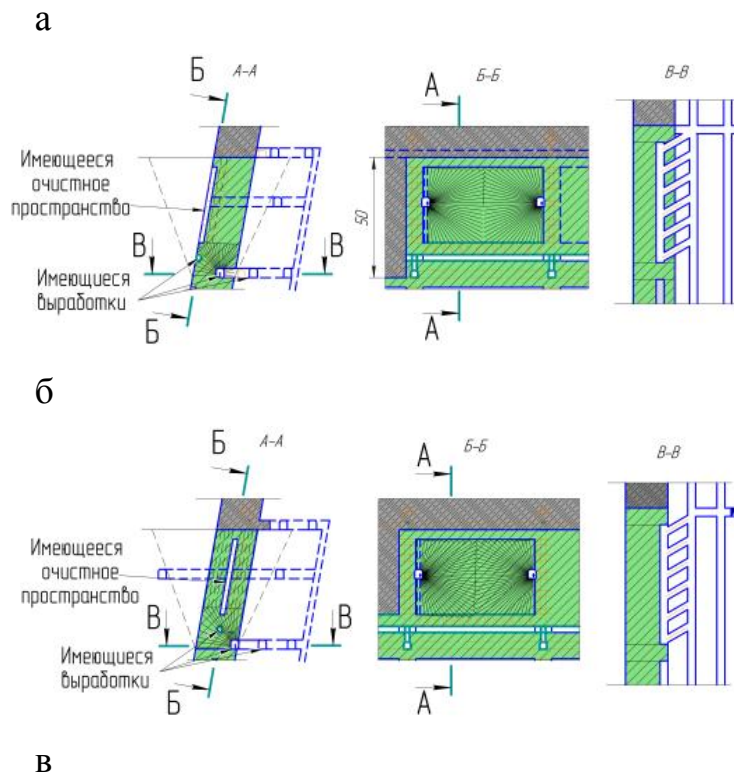
Вариант на основе цементно-шлакового вяжущего, характеризуется сниженным расходом цемента, но для его реализации необходимо включение в технологическую схему оборудования для помола шлака, что предопределяет увеличение капитальных и эксплуатационных затрат.

Результаты технико-экономического сравнения технологических схем приготовления закладочных смесей позволяют утверждать, что наиболее

экономически выгодным является вариант с применением камерной системы разработки с твердеющей закладкой на основе цементно-шлакового вяжущего.

При применении гидрозакладки величина эксплуатационных затрат самая низкая, однако учитывая большие потери при реализации этого варианта системы разработки (до 40%), величина прибыли существенно снижается и ее удельный показатель (988 руб/т) почти в 2 раза ниже показателя по другим вариантам (1 671,5 и 1 782,6 руб/т).

Для создания энергоэффективных горнотехнических систем технологию отработки минерализованных пород следует создавать на основе камерных систем разработки со скважинной отбойкой запасов и применением высокопроизводительного самоходного оборудования, при работах под городом - с последующей закладкой очистного пространства твердеющими смесями (рис. 4.24). При этом на закладочных трубопроводах целесообразно установить энергетические ловушки.



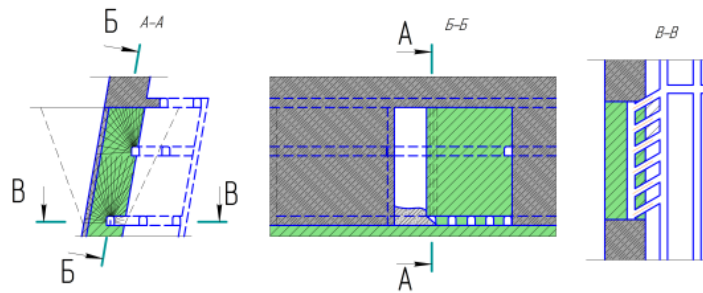


Рисунок 4.24 - Камерная система разработки с использованием самоходного оборудования с последующей закладкой очистного пространства твердеющими смесями и скважинной отбойкой минерализованных вмещающих пород: а - висячего (лежачего) бока; б - висячего и лежачего боков; в - ненарушенных первичной выемкой

Таким образом, для освоения запасов золотоносных жил и минерализованных вмещающих пород на завершающей стадии освоения месторождения к применению должен быть рекомендован комплекс механизации, включающий, наряду с проходческими и очистными работами (ПДМ PFL8 компании PAUS с емкостью ковша $0,8 \text{ м}^3$ для отработки жил; JINCHUAN JCCY-2 с емкостью ковша $2,0 \text{ м}^3$ - для отработки участков, имеющих минерализацию вмещающих пород; буровая каретка на проходческих работах Boomer T1D, буровая установка на очистных работах НТ-72, автосамосвал ТН 320 и т.п.), оборудование для энергоспроизводства.

Проведенная оценка состояния выработок и очистного пространства горизонтов 147 м, 296 м, эксплуатация которых велась в 40-е годы XX века, показала, что их состояние - удовлетворительное, контуры - четко выражены, а поперечные размеры равны проектным или имеют незначительные отклонения. Эти выработки пригодны для прокладки закладочных трубопроводов и установки генераторного оборудования.

Ранее, на верхних горизонтах (глубина менее 415 м) Кочкарского месторождения, для откатки рудной массы использовались электровозы аккумуляторного исполнения АК-2У. При отработке основных запасов кварцевых жил с применением вышеприведенного оборудования откаточные горные выработки имели сечения $6,5$; $8,3 \text{ м}^2$.

При освоении на завершающей стадии запасов минерализованных пород данные выработки можно использовать вторично, при условии увеличе-

ния сечения до необходимых размеров (рис. 4.25). Расширение поперечного сечения горных выработок возможно осуществлять следующими способами:

- отбойка пород одной стенки выработки и свода (рис. 4.26 а);
- отбойка пород двух стенок выработки и свода (рис. 4.26 б).

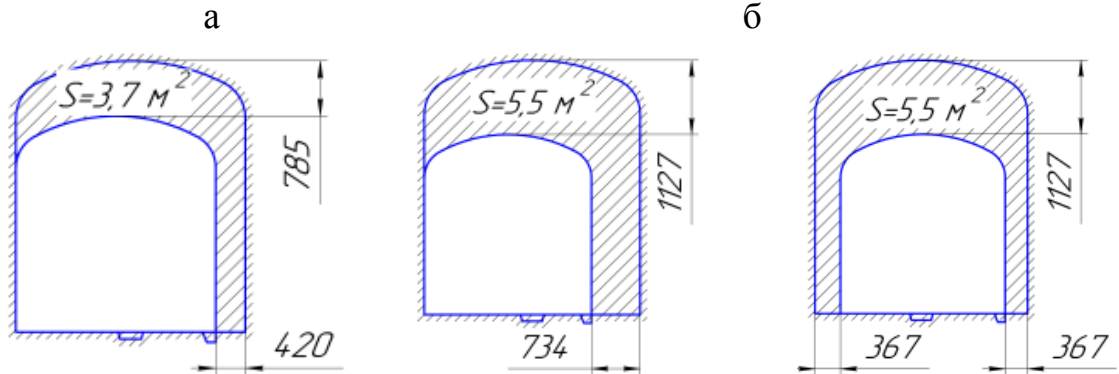


Рисунок 4.25 - Способы расширения поперечного сечения выработок: а - одной стенки и свода; б - двух стенок и свода

Проведенными расчетами объемов подготовительно-нарезных работ и аналитической обработкой полученных данных выявлены зависимости для определения удельного объема ПНР при различных системах разработки, позволяющие осуществить выбор наиболее эффективного варианта освоения запасов по критерию минимизации объемов ПНР с учетом прокладки закладочных трубопроводов и установки генераторного оборудования.

Для систем разработки подэтажных штреков, $\text{м}^3/\text{м}^3$:

$$V = \left(\frac{11}{m_{\text{ж}}} \cdot l_{\text{бл}} - 125,7 \right) \cdot \left(1 - K_{\text{исп.сущ.выр}} \right)$$

где $m_{\text{ж}}$ - мощность жилы, м; $l_{\text{бл}}$ - длина блока, м; $K_{\text{исп.сущ.выр.}}$ - коэффициент использования существующих выработок от общего объема выработок, дол.ед.

$$K_{\text{исп.сущ.выр}} = \frac{\sum_{k=1}^n (S_{\text{сущ}} \cdot L_{\text{сущ}})_k}{\sum_{k=1}^n (S_{\text{н}} \cdot L_{\text{н}})_k},$$

где $S_{\text{н}}$ - площадь поперечного сечения вновь проводимых выработок, м^2 ; $L_{\text{н}}$ - длина вновь проводимых выработок, м^2 ; $S_{\text{сущ}}$ - площадь поперечного сечения

существующих выработок, m^2 ; $L_{\text{сущ}}$ - длина существующих выработок, m^2 ; n - число вариаций площадей поперечного сечения выработок.

Этажно-камерная система разработки с последующей закладкой, m^3/m^3 :

$$V = \left(\frac{25,8}{m_{\text{отр}}} \cdot l_{\text{бл}} - 35,6 \right) \cdot \left(1 - K_{\text{исп.суц.выр}} \right),$$

где $m_{\text{отр}}$ - выемочная мощность пород, m .

Этажно-камерная система разработки с массовым обрушением целиков, m^3/m^3 :

$$V = \left(\frac{28,3}{m_{\text{отр}}} \cdot l_{\text{бл}} - 40,3 \right) \cdot \left(1 - K_{\text{исп.суц.выр}} \right),$$

Расчеты показывают, что объемы проходки при использовании ранее пройденных выработок ниже на 20-35%.

Комплексное применение закладочных работ на верхних и нижних горизонтах шахт на Кочкарском месторождении позволит проводить совместное воспроизводство электроэнергии от потоков закладочной смеси и перепускаемых шахтных вод, перемещающихся по вертикальному закладочному трубопроводу и обеспечивающему зону обслуживания закладочными работами (рис. 4.26).

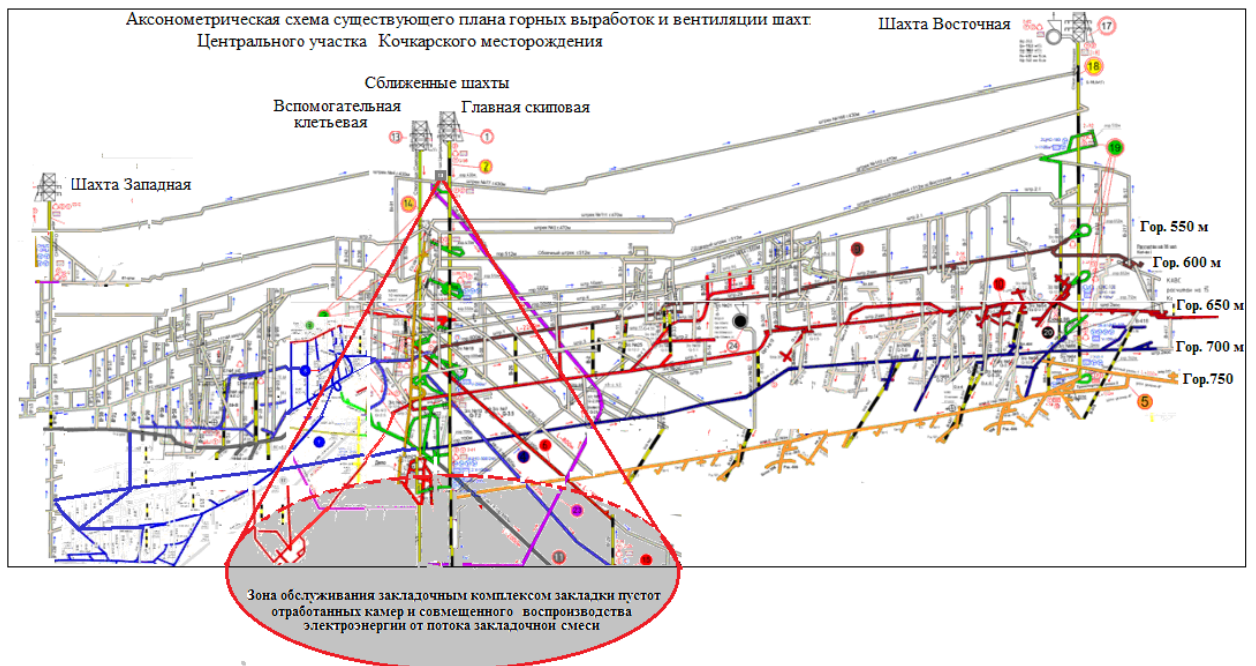


Рисунок 4.26 - Зона обслуживания закладочным комплексом пустот отработанных камер и совмещенного во времени и пространстве воспроизводства электроэнергии ГЭУ малой мощности для собственных нужд подземного рудника

Совмещенное воспроизводство электроэнергии от потока перепускаемой воды и закладочной смеси на подземном руднике дополнительно позволяет уменьшить потребление электроэнергии до 20 %.

Выводы по 4 главе

1. Систематизированы виды потоков гидросмесей при разработке рудных месторождений Урала. Произведена оценка их основных характеристик и параметров и исследование особенностей вещественного состава. Сформирована универсальная комплексная логистическая схема формирования и перемещения потоков гидросмеси в горно-технической системе подземных рудников. Она позволяет выполнить моделирование и оптимизацию параметров движения материальных потоков на протяжении всей логистической схемы.

2. Определены условия преобразования энергии движущихся потоков в электрическую. Впервые показано, что ресурсы движущихся потоков гидросмеси (или энергия потоков рудничных систем осушения и водоотлива, а также закладочной смеси, пульпы хвостов обогащения руд, размещаемых в выработанном пространстве подземных камер и карьеров) представляют собой, с одной стороны, самостоятельную группу техногенных энергетических георесурсов, которые могут быть реализованы и полезно использованы только в рамках горнотехнической системы, с другой - новую группу возобновляемых источников энергии (ВИЗ), потенциал которых ранее в мировой энергетике не учитывался. Определено, что, так как с увеличением глубины горных работ условия и возможности по полезному использованию возобновляемых источников энергии от потоков шахтной воды и других гидросмесей растут, это определяет значительный резерв воспроизводства возобновляемых источников электроэнергии от потоков шахтной воды и закладочной смеси на глубокие горизонты рудных месторождений для снижения энергоемкости добычи руды.

3. Предложена методика для расчета значений воспроизводимой мощности ГЭУ с различными конструкциями рабочих колес от перемещаемого потока шахтной воды, закладочной смеси или пульпы хвостов. Разработаны но-

мограммы для определения воспроизводимой мощности и выбора ГЭУ малой мощности по параметрам рабочих зон при промышленном использовании ГЭУ, работающих на откачке шахтной воды и закладочной смеси. Предложена каскадная схема последовательного съема на промежуточных горизонтах энергии потоков гидросмеси.

4. Разработана электрическая схема автономной системы электроснабжения шахты с аккумуляторной станцией. При транспортировке пульпы и воды по трубопроводу, лопастная турбина приводит в движение низкооборотный синхронный генератор, который вырабатывает трехфазное переменное напряжение. Автономный регулируемый инвертор преобразует переменное напряжение в постоянное стабилизированное. Постоянное напряжение доставляется к каждому потребителю посредством прокладки кабеля. Таким образом, в шахте появляется дополнительная независимая сеть постоянного тока с напряжением до 400 В. Данная сеть имеет меньшие потери электроэнергии по сравнению с сетью переменного тока, за счет отсутствия реактивных потерь.

5. Разработана программа-методика оценки энергетического потенциала потоков гидросмеси при подземной разработке Кочкарского месторождения. Разработан оригинальный экспериментальный стенд, включающий напорные емкости, вертикальный трубопровод 89 мм и длиной 17 м, имитирующий водоперепускную скважину. На трубопроводе установлена ковшовая турбина и генератор.

6. В соответствии с программой-методикой изучены параметры технологических процессов производства электроэнергии в ходе подземной разработки месторождений. Доказано, что в шахте при установке ГЭУ предложенной оригинальной конструкции на перепускных скважинах возможно производство энергии. Так, в ходе эксперимента на ставе с небольшой разностью отметок 17 м мультиметром было зафиксировано 48 В на каждой фазе генератора. Установлено, что даже при заданных условиях эксперимента возможно снять с генератора 720 Вт мощности, что обеспечивает питание для работы 9 ламп накаливания.

7. Определено, что последующее включение в цепь дополнительной нагрузки влечет снижение числа оборотов до 120 и фазного напряжения до

15 В. Таким образом установлено, что для получения дополнительной мощности, вплоть до максимально возможной для данной модели генератора - в 1 кВт, необходимо увеличивать высоту става, что можно выполнить путем перепуска воды в подземном руднике, либо путем снятия электротехнических характеристик на специальном стенде, позволяющем создавать дополнительное давление в трубопроводе при помощи насосов.

8. Проведена комплексная оценка состояния выработок и очистного пространства горизонтов 147, 296 м Центрального рудника, эксплуатация которых велась в XX в. Установлено, что их состояние удовлетворительное, контуры четко выражены, а поперечные размеры равны проектным или имеют незначительные отклонения. Эти выработки пригодны для прокладки закладочных трубопроводов и установки генераторного оборудования.

9. Выполнена укрупненная технико-экономическая оценка. Проведены расчеты объемов подготовительно-нарезных работ и выполнена аналитическая обработка полученных данных. Определены зависимости для определения удельного объема ПНР при различных системах разработки, позволяющие осуществить выбор наиболее эффективного варианта повторного освоения по критерию минимизации объемов ПНР с учетом прокладки закладочных трубопроводов и установки генераторного оборудования.

10. Для условий разработки Кочкарского месторождения установлено, что комплексное применение закладочных работ на верхних и нижних горизонтах рудников позволит проводить совместное воспроизводство электроэнергии от потоков закладочной смеси и перепускаемых шахтных вод.

Возможность получения в шахтных условиях возобновляемой энергии от потоков гидросмесей: шахтной воды с соотношением (Т:Ж=20:80) и плотностью $\rho=1,17 \text{ т/м}^3$; гидравлической закладки на основе хвостов обогащения с соотношением (Т:Ж=30:70) и плотностью $\rho=1,28 \text{ т/м}^3$; сгущенной пульпы на основе хвостов обогащения с соотношением (Т:Ж=40:60) и плотностью $\rho=1,41 \text{ т/м}^3$; твердеющей закладочной смеси с соотношением (Т:Ж=60:40) и плотностью $\rho=1,79 \text{ т/м}^3$, определяется установленными параметрами горно-технической системы: высота перепуска смеси 30 – 100 м, угол падения - 65 – 90°, при этом мощность генераторов определяется посредством установленных электромеханических характеристик.

11. Разработана номограмма для определения зоны обслуживания закладным комплексом пустот отработанных камер при совмещении во времени и пространстве технологии воспроизводства электроэнергии ГЭУ малой мощности для собственных нужд подземного рудника.

5. РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ВЫБОРА И ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ КОРЕННЫХ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ЗАВЕРШАЮЩЕЙ СТАДИИ ОТРАБОТКИ БАЛАНСОВЫХ ЗАПАСОВ

5.1 Факторы, обеспечивающие перспективы роста производственной мощности подземного рудника Кочкарский в свете перспектив комплексного освоения минерально-сырьевой базы АО «ЮГК»

При оценке факторов, способствующих и препятствующих набору производственной мощности рудников АО «ЮГК», была проанализирована структура затрат по Кочкарскому руднику, обогатительному переделу и проведена оценка с аналогичными показателями смежных производств. Установлено, что в структуре себестоимости подземной добычи руды первое место (28-31 %, рис. 5.1) занимает оплата труда производственного персонала и материальные затраты (24-28 %, рис. 5.1). В абсолютном выражении при достаточно невысокой производственной мощности рудника эти цифры отражают весьма низкую производительность труда, изношенность основных фондов и указывают на необходимость оптимизации затрат в ходе технического перевооружения предприятия, направленного на модернизацию парка горно-транспортного оборудования, главным образом, внедрение самоходной техники, применения более производительных систем разработки и, как следствие, увеличение производственной мощности рудника в разы.

Анализ современной горнотехнической ситуации показал, что техническое перевооружение на завершающей стадии отработки балансовых запасов имеет ряд особенностей и должно быть ориентировано на повышение объемов выпуска товарной продукции за счет вовлечения всех георесурсов, классификация которых представлена в гл. 2, рис. 2.5.

Так, техническому перевооружению рудника на завершающей стадии отработки балансовых запасов должно предшествовать всестороннее выявление факторов, способствующих, либо препятствующих модернизации производства (рис. 5.2).

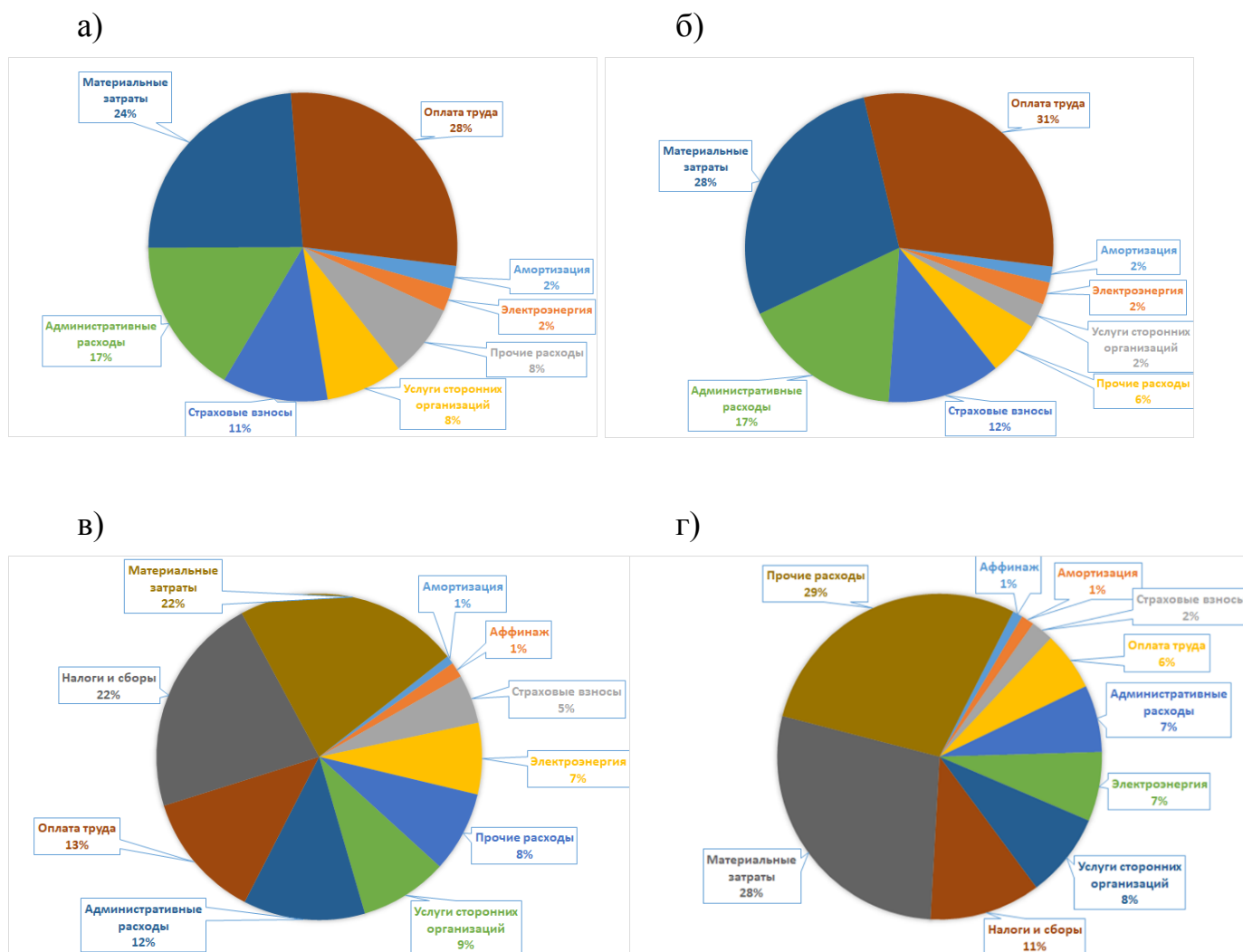


Рисунок 5.1 – Структура себестоимости добычи руд на Кочкарском месторождении и их переработки: а) – по ш. Центральная; б) – по ш. Восточная; в) – по ФЗЦО им. Артема; г) – по ЗИФ Пласт

По каждой группе георесурсов, вовлекаемых в освоение на завершающей стадии, должна быть проведена оценка современной горнотехнической ситуации и проведены соответствующие исследования, направленные на выбор технологической схемы и обоснование параметров процессов освоения данного вида георесурса. Разработанные технологические решения должны быть вписаны в общую структуру минерально-сырьевого комплекса предприятия.

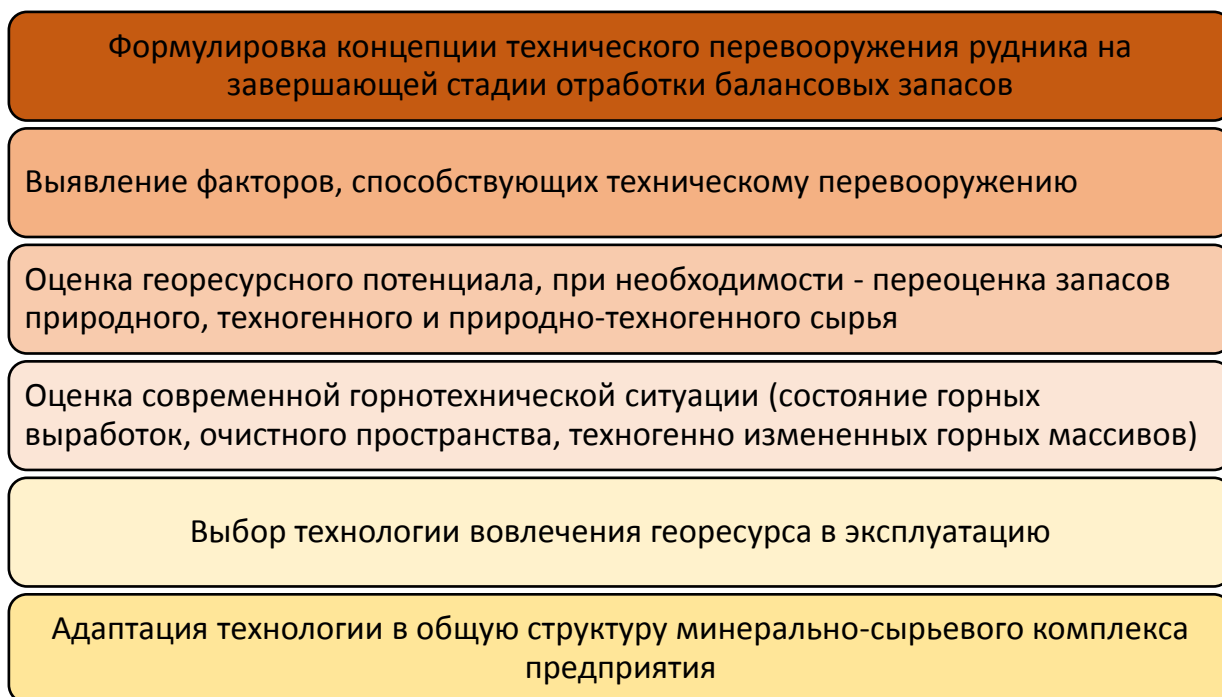


Рисунок 5.2 - Этапы технического перевооружения рудника на завершающей стадии отработки балансовых запасов

Для Кочкарского рудника факторами роста производственной мощности в ходе технического перевооружения являются (рис. 5.3):

- требование к повышению производительности труда;
- опыт применения различных систем разработки, в том числе, с закладкой выработанного пространства в изолированных камерах;
- разработанные решения по повышению энергоэффективности геотехнологий: воспроизводство энергии и повышение эффективности схем отбойки при снижении числа стадий рудоподготовки;
- необходимость улучшения экологической ситуации за счет сокращения складирования хвостов обогащения и постепенного высвобождения площадей земель, занятых под отходами обогащения;
- высокое содержание золота в оконтуривающих породах, особенно в «табашках»;
- рост цен на золото на мировом рынке;
- создание мобильного погрузо-доставочного оборудования для выработок малого сечения.

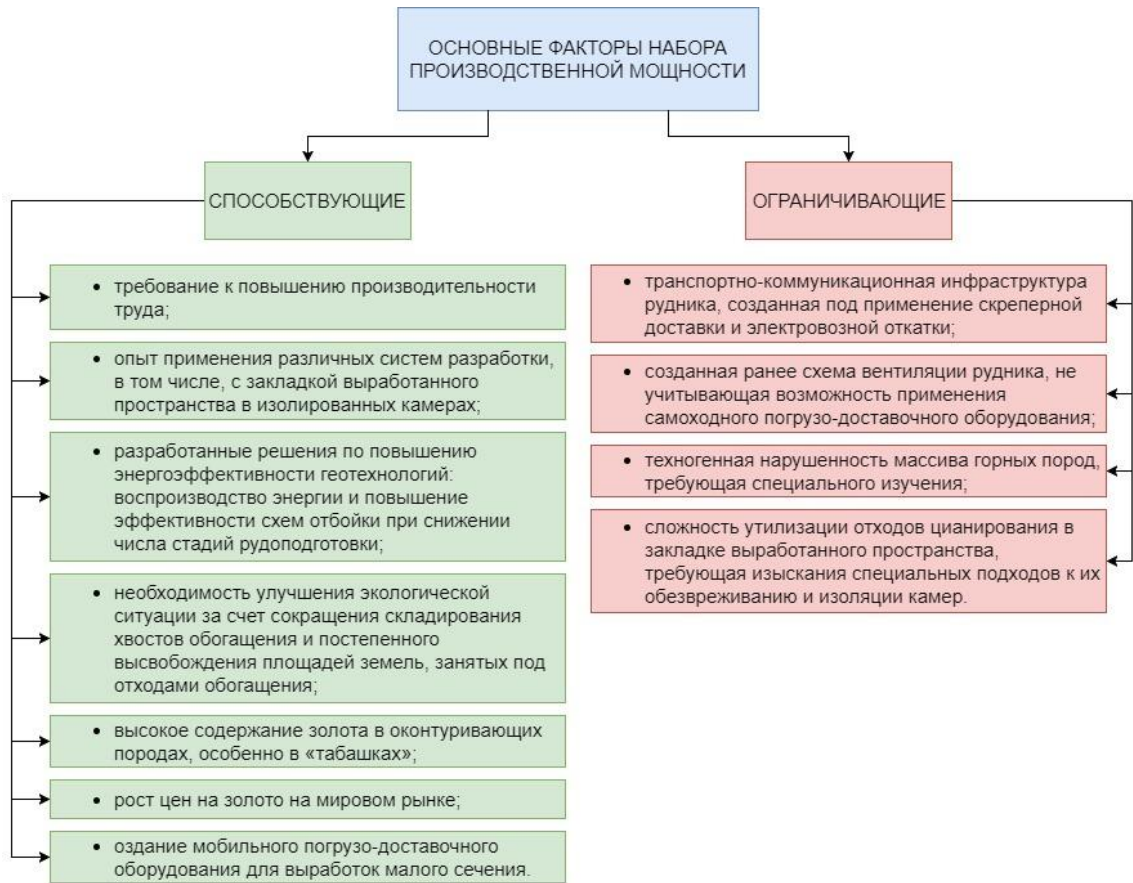


Рисунок 5.3 – Факторы, способствующие и препятствующие росту производственной мощности Кочкарского рудника на завершающей стадии отработки балансовых запасов

Так, для отработки жил Кочкарского месторождения апробированы три системы разработки, наработан опыт их применения и определены параметры технологических процессов (табл.5.1).

Таблица 5.1 – Этапы отработки месторождения и доля применяемых систем разработки, в %

Наименование систем разработки	Годы разработки				
	1993	1994	1995	19962017
Подэтажные штреки	11,3	9,8	18,9	56,8	91,4
С магазинированием руды	50,0	49,8	48,3	25,7	8,6
Слоевая с гидрозакладкой	38,7	40,2	32,8	17,5	0,0

При различных системах разработки подготовка выемочных блоков рудная или полевая. Причем, так как на верхних горизонтах применялась в основном рудная подготовка, это привело к оставлению большого количества временно неактивных запасов при сохранении необходимого количества

запасных выходов. В соответствии с блок-схемой, представленной на рис. 5.2, в таких выработках необходимо осуществлять ревизию состояния запасов, что позволит выявить их георесурсный потенциал.

На нижних горизонтах была предусмотрена в основном полевая подготовка. Доставка руды в пределах очистного пространства осуществлялась скреперными лебедками 17ЛС-2СМ, 30ЛС-2СМА, и реже 55ЛС-2СМА. Камерную систему разработки подэтажными штреками применяют в зависимости от направления отработки камеры и подэтажей в двух вариантах: в направлении сверху вниз и по простиранию. Первый вариант получил применение при разработке жил невыдержанных размеров по мощности и по простиранию, залегающих в породах устойчивых и средней устойчивости.

Установлено, что применение этой системы разработки позволяет снизить вероятность горных ударов на подэтажах при высокой интенсивности отработки. Однако, при этом концентрируются напряжения в днищах блоков, что может явиться причиной горных ударов. К недостаткам следует также отнести большое количество очистных забоев и чередование процессов отбойки и доставки руды в каждом из блоков, что значительно снижает в целом интенсивность отработки запасов.

Второй вариант системы разработки подэтажными штреками (с одновременной отработкой подэтажей по простиранию) устраняет этот недостаток. Процесс отбойки и доставки основных запасов в данном варианте ведется параллельно, что позволяет обеспечить интенсивность отработки блока в целом и достигать производительность забойного рабочего $5,0 \text{ м}^3/\text{чл-см}$. Именно этот фактор – низкая производительность труда, определяет необходимость технического перевооружения рудника при вовлечении перспективных групп георесурсов.

Система разработки горизонтальными слоями с гидравлической закладкой применялась для отработки жил с неустойчивыми вмещающими породами, а также в случаях, когда отбитая рудная масса склонна к слеживанию. Очистные работы в блоке начинали с проходки подсечного (нарезного) штрека. Далее отработка велась слоями на высоту 1,8-2,0 м. Отбитая рудная масса скреперуется в рудоспуск из сварных труб диаметром 0,8 м. Выемку слоя чередовали с закладкой. При неустойчивых вмещающих породах и руде

закладку подавали под кровлю, а слой отрабатывают тупиковым забоем. Бурение шпуров производили ручными перфораторами. Применяли распорное крепление с затяжкой кровли. В относительно устойчивых вмещающих породах и рудах формируемый закладочный массив отставал от отрабатываемых слоев на 1,8-2,0 м. В качестве закладочного материала использовали хвосты обогащения. Пульпа содержала 50-65% твердого. Эфельные пески включали до 20% фракции - 0,074 мм. Редко применяли комбинированную отработку блоков, нижняя часть которых представлена крайне неустойчивыми склонными к слеживанию рудами или породами, - система с гидрозакладкой, а верхняя часть с относительно устойчивыми рудами и высоким содержанием полезного компонента - система подэтажных штреков. Необходимо отметить, что применение эфельных песков в качестве закладки выработанного пространства нерационально, т.к. они содержат значительное количество благородных металлов. Для обоснования возможности их использования в качестве закладочного материала после предварительного доизвлечения благородных металлов требуется проведение специальных исследований.

Анализ опыта применения различных систем разработки свидетельствует о крайне низкой производительности забойного рабочего за последние годы. При системе разработки подэтажными штреками она составляла 1,15 м³/чел-см; с магазинированием руды - 1,65 м³/чел-см; горизонтальными слоями с гидрозакладкой составляла 1,86 м³/чел-см.

Установлено, что с увеличением доли систем разработки подэтажными штреками интенсивность горных ударов снизилась, но уменьшилась и добыча товарной руды по руднику. Столь малая производительность по системе (1,15 м³/чел-см) говорит о неправильном планировании горных работ, а также нехватке рабочих забойной группы.

С увеличением глубины разработки наблюдалось усложнение горно-геологических условий: перераспределение кварцевых жил, проявление горных ударов. Несмотря на локальный характер этих проявлений, это явилось причиной увеличения трудозатрат при добыче.

Основными направлениями по увеличению добычи золота являются:

- вскрытие и подготовка балансовых запасов на нижележащих горизонтах, обеспечивающих среднее содержание золота в руде 5,0 г/т; внедрение более производительных систем очистной отбойки руды;

- вскрытие и подготовка запасов верхних горизонтов, ранее отнесенных к забалансовым;

- разработка техногенных месторождений с доизвлечением ценных компонентов и утилизацией отходов переработки руд в выработанном пространстве.

Действительно, к настоящему времени утвержденные ГКЗ СССР запасы категорий В и С₁ полностью отработаны (табл. 5.2 и 5.3). В приведенной ниже таблице представлены запасы категорий В и С₁ в контурах горного отвода в соответствии с лицензией на пользование недрами представлены по состоянию на 01.01.2013 г. оперативными запасами, а запасы категории С₂ – остатком ранее утвержденных ГКЗ СССР запасов, составляющим от суммарных запасов категорий В+С₁+С₂ 54%.

Таблица 5.2 - Балансовые запасы по категориям

Показатели	Ед. изм.	Балансовые			Забалансовые	
		В	С1	С2	В	С1
Запасы: руды золота серебра	тыс. т	81,6	1056,2	2264,4	42,7	493,2
	кг	1080,4	13890,9	29689,3	317	3379,9
	т		3,3	6,9		
Содержание: золота серебра	г/т	13,2	13,2	13,1	7,4	6,9
	г/т		3,4	3,4		
Ср. мощность	м	0,68	0,69	0,77	0,37	0,38

Таблица 5.3 - Балансовые запасы по категориям и забалансовые запасы

Показатели	Ед. изм.	Балансовые			Забал. запасы	Остаток ГКЗ	
		В	С1	С2		В+С1	С2
Запасы: руды золота серебра	тыс. т	41	772	791	875	-	744
	кг	574	8634	9748	6592	-	9048
	т		2,3	1,4	2,3		1,4

Примечание: Запасы категории С₂, подсчитанные до глубины 700 м, отнесены в целом для Северной и Центральной рудоносных зон с учетом выявления на глубоких горизонтах новых неизвестных жил.

Установлено, что на месторождении наблюдается снижение содержания металла в руде с увеличением глубины горных работ. Рост потребности в сырье потребовал переоценки запасов полезного ископаемого и изыскания эффективных способов повторной отработки в соответствии с методикой, представленной в виде блок-схемы на рис. 5.2. Определено, что объем забалансовых запасов превышает в 1,17 раз объем балансовых, количество золота в них сопоставимо с балансовыми, а серебра в 1,64 раза превышает количество Ag в балансовых запасах.

В ряде случаев вмещающими породами являются прокварцованные граниты (табл. 5.4), мощность таких оруденений колеблется от 10 до 15 м при среднем содержании золота 3 г/т.

Таблица 5.4 – Забалансовые запасы прокварцованных гранитов

Показатели	Ед. изм.	Категория запасов		
		В	С1	С2
Руда	тыс. т	94,74	1784,16	1828,07
Золото	кг	282	5352	5484

В ходе выполнения переоценки запасов определено, что содержание золота в промышленном сырье, добываемом при первичной разработке применяемыми системами разработки, соответствует содержанию на участках прокварцованных гранитов. В связи с ростом цен на драгоценные металлы доработка данных оруденений является рентабельной.

Ранее при отработке кварцевых жил минимальное содержание золота в руде составляло 3,8 г/т. В связи с этим участки месторождения, содержание в которых было ниже минимального, не отрабатывались. В настоящий момент отработка данных участков стала экономически эффективной. Запасы руд на участках, предназначенных для повторной разработки, весьма разнообразны по качеству, условиям залегания и количеству (рис. 5.4).



Рисунок 5.4 - Вертикальная проекция жилы Северная Воскресенская

На рис. 5.5 представлена вертикальная проекция по жиле Северная Воскресенская с обозначением участков кварцевой жилы, подготовленных к выемке полезного компонента, но оставленных в недрах в связи с содержанием золота в руде ниже кондиционного на то время (3,8 г/т). Установлено, что данные запасы залегают начиная с глубины 120 м и заканчиваются отметкой 600 м (разведанные на настоящий момент времени).

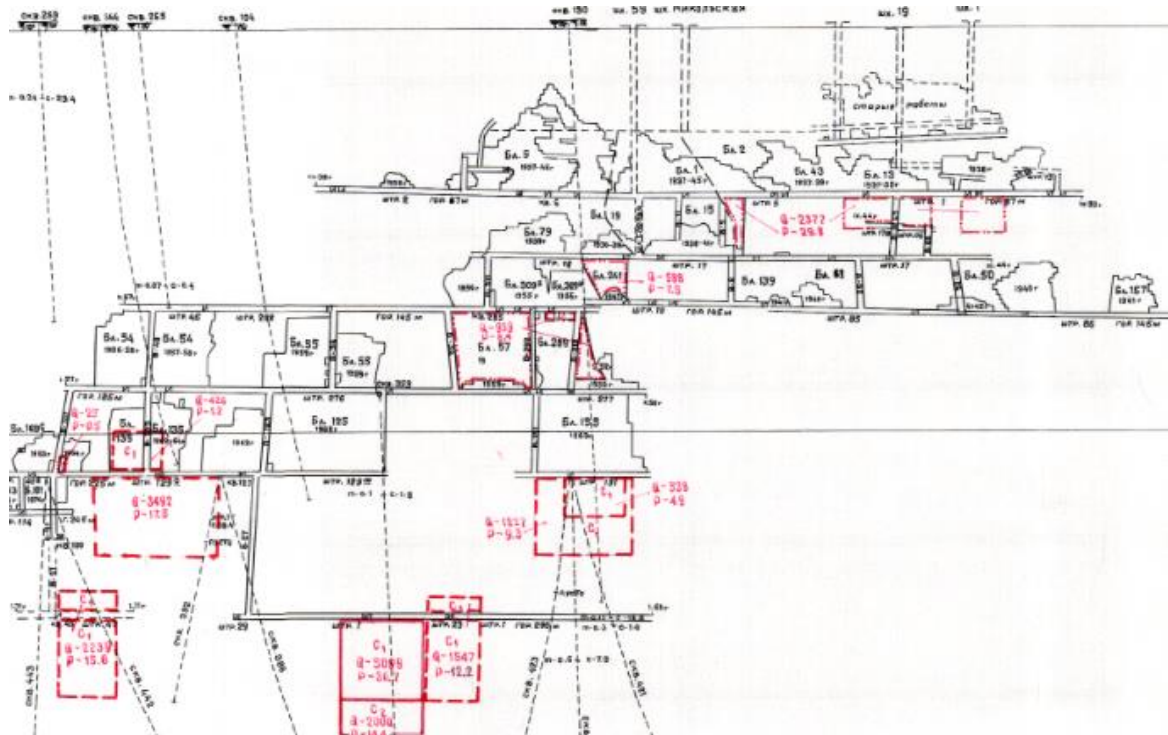


Рисунок 5.5- Участки, неотработанные при первичном освоении месторождения (жила Воскресенская 2я, гор. 62 м)

Ведомость запасов, оставленных в ходе отработки жилы Воскресенская, представлена в табл. 5.5.

Таблица 5.5 - Балансовые запасы по жиле Воскресенская

Категория запасов	Коэфф. рудосности	Объемный вес, г/т	Средняя мощность жилы, м	Запас руды, тыс. т.	Среднее содержание, г/т	Запас металла, кг
-	-	-	0,23	20,5	10,9	158

При исследовании другого перспективного участка – жилы Рождественская установлено, что в ней заключено более 12 тыс.т руды с общим количеством золота 144,4 кг (рис. 5.6, табл. 5.6).

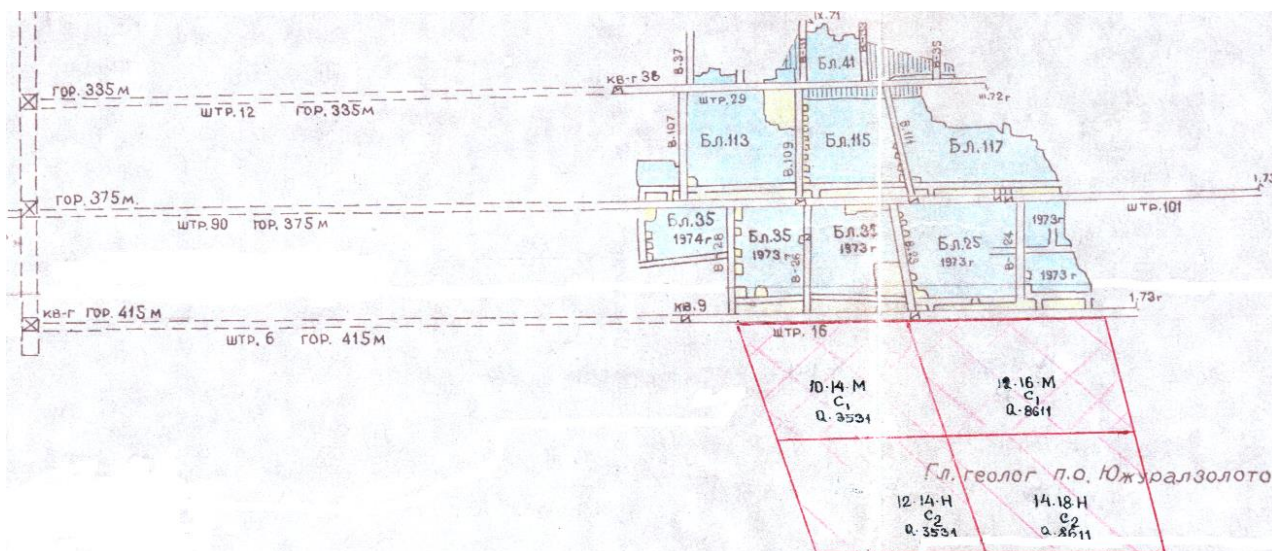


Рисунок 5.6 - Участки, неотработанные при первичном освоении месторождения (жила Рождественская, 1-я южная линза, гор. 335 м)

Таблица 5.6 – Неотработанные запасы по жиле Рождественская

Категория запасов	Коэфф. рудосности	Объемный вес, г/т	Средняя мощность жилы, м	Запас руды, тыс. т.	Среднее содержание, г/т	Запас металла, кг
C ₂	0,97	2,6	0,74	12,1	11,9	144,4

В ходе выполненных геолого-разведочных работ и полной ревизии запасов установлено, что к наиболее перспективным с точки зрения повторной разработки жилам Кочкарского месторождения относятся: Рождественская, Красная 1-ая, Красная 2-ая, Баталовская, Павловская, Киргизская, Козел,

Панфиловская, Безменовская, Гаврило-Архангельская, Нефтяная, Васильевская, Гутиловская, Дедюхинская, Неожиданная и др. (табл. 5.7).

Все жилы, которые могут представлять интерес для вовлечения в эксплуатацию на завершающей стадии отработки балансовых запасов на горизонтах 155 м, 375 м, 415 м, 470 м, частично отработаны. Освоение участков месторождения осуществлялось с помощью переносного оборудования, откаткой руды малогабаритными аккумуляторными электровозами АК-2У, и, как следствие, выработками с малой площадью поперечного сечения (до 4 м²). В этой связи, требуется выполнение комплекса исследовательских работ, направленных на обоснование параметров высокопроизводительных систем разработки, закладки выработанного пространства, логистической схемы рудника.

Таблица 5.7 - Данные по жилам Кочкарского месторождения с позиций перспектив вовлечения в отработку на завершающей стадии отработки основных запасов

Категории запасов	Горизонт	Кварцевая руда, тыс.т.	Содержание золота, г/т	Товарная руда, тыс.т.	Содержание, г/т	Количество золота, кг
жила Красная 1-ая						
списанные	75-155	4364	17,4	13092	5,8	76
А+В+ забалансовые	75-155	5238	19,2	15715	6,4	100,5
С1	195	3034	11	9102	3,7	33,4
С1	155	441	20,4	1233	6,8	8,4
С1	155	920	8,5	2760	2,8	7,8
С1	155	767	33,4	2301	11,1	25,6
С1	175	3869	14,5	11607	4,8	56,1
С1	195	1742	13,6	5226	4,5	23,7
Итого В+С1		20345	16,3	61036	5,4	331,5
С2	120	17758	8	53274	2,7	142,1
С2	235	3034	11	9102	3,7	33,4
Итого С2		20792	8,4	62376	2,8	175,4
Итого		82275	12,3	246824	4,1	1013,9
Р2	470	75000	8,4	225000	2,8	630

Категории запасов	Горизонт	Кварцевая руда, тыс.т.	Содержание золота, г/т	Товарная руда, тыс.т.	Содержание, г/т	Количество золота, кг
жила Красная 2-ая						
С1	90	1017	14,7	3051	4,9	15
С1 забалансовые	90	1937	11,2	5811	3,7	21,7
С1	90	1443	18,8	4329	6,3	21,1
Итого		4397	14,5	13191	4,8	63,8
жила Панфиловская						
С1 забалансовые	75	1313	8,5	3939	2,8	11,2
Итого		1313	8,5	3939	2,8	11,2
жила Козел						
С1 забалансовые	75	4922	14,2	14766	4,7	69,9
Итого		4922	14,2	14766	4,7	69,9
жила Рождественская						
списанные		38282	10,9	114846	3,6	416,1
С1	375	567	8,8	1701	2,9	5
С1 забалансовые	375	4091	3,5	12273	1,2	14,5
Итого		42940	10,1	128820	3,4	435,6
Р2	470	15000	8,8	45000	2,9	132
жила Баталовская						
списанные		1722	15,4	5166	5,1	26,5
С1	75	3522	12,7	10566	4,2	44,7
Итого		4397	14,5	13191	4,8	63,8
ВСЕГО		135847	11,5	407540	3,9	1594,3

В соответствии с базовыми положениями, связанными с необходимостью вовлечения в промышленную эксплуатацию всех золотосодержащих георесурсов, на завершающей стадии эксплуатации балансовых запасов месторождения, была изучена перспектива вовлечения техногенных объектов, представленных отходами обогащения руд прошлых лет, находящихся в законсервированном хвостохранилище по технологии «Разработка хвостохра-

нилища – переработка хвостов – утилизация отходов в выработанном пространстве».

Методика отбора проб из хвостохранилища включала проведение шурфов и валовый отбор проб. Проба подвергалась стандартным методам разделки, принятым на АО ЮГК. В соответствии с методикой определялись гранулометрический, химический и фазовый состав пробы хвостов, проводились минералогические исследования, выполнялся рациональный анализ.

Химический состав технологической пробы изучался с применением рентгенофлюоресцентного и рентгенофазового методов анализа. Содержание золота и серебра определялось пробирным методом. Данные по химическому составу пробы представлены в таблице 5.8. Анализ данных таблицы 5.8 свидетельствует, что основным порообразующим компонентом в пробе является кремнезем, его доля 77,2 %. Массовая доля глинозема составляет 7,5 %. Доля оксида калия находится на уровне 3,0 %, CaO присутствует в пробе в количестве 3,6%. Установлено, что массовая доля железа в пробе 3,8%, из них 3,0% находится в оксидной форме, доля сульфидного железа не превышает 0,8%.

Таблица 5.8 - Химический состав пробы хвостов

Компоненты	Массовая доля, %	Компоненты	Массовая доля, %
SiO ₂	77,2	S _{окисл}	0,16
Al ₂ O ₃	7,5	As _{общ}	0,085
TiO ₂	0,5	As _(S)	0,063
K ₂ O	3,0	As _{окисл}	0,022
CaO	3,6	Zn	0,073
MnO	0,08	Cu	0,009
P ₂ O ₅	0,18	Pb	0,035
Fe _{общ}	3,80	Sb	0,009
Fe _{окисл}	3,0	CO _{2карб}	1,60
Fe _(S)	0,8	C _{орг}	определяется
S _{общ}	1,06	Ag, г/т	<1,0
S _(S)	0,9	Au, г/т	0,6

Отмечается наличие мышьяка в количестве 0,085 %, причем большая его часть (0,063%) ассоциирована с сульфидами, незначительное количество (0,022%) связано с окислами. Доля цинка, свинца, меди и сурьмы не превышает сотых и тысячных долей процента. Количество серы в пробе составля-

ет 1,06%, основная ее масса сосредоточена в сульфидной форме. Содержание золота в пробе хвостов составляет 0,6 г/т, серебра <1,0 г/т.

Для определения минерального состава хвостов фабрики на материале, измельченном до крупности 98 % класса минус 0,071 мм, выполнен рентгеновский фазовый анализ (РФА), показывающий наличие основных минералов в пробе. Минеральный состав пробы представлен в таблице 5.9.

Таблица 5.9 – Минеральный состав пробы хвостов

Минералы, группы минералов	Массовая доля, %
Кварц	61,0
Полевые шпаты (калиевые полевые шпаты, плагиоклазы)	16,0
Слюда (биотит, мусковит)	12,0
Карбонаты (кальцит, доломит)	3,6
Амфиболы, пироксены	2,0
Гидроксиды железа и мышьяка (гетит, лимонит, ярозит, скородит)	3,2
Магнетит, техногенный скраб	0,5
Сульфиды:	1,7
в том числе	
пирит	1,5
арсенопирит	0,1
сфалерит	0,1
галенит, халькопирит, антимонит	Ед. знаки
Акцессорные минералы: ильменит, сфен, циркон, гранат	Ед. знаки
Итого:	100,0

Массовая доля породообразующих минералов составляет 95,6 %. Представлены они в главной степени кварцем (61,0%), полевыми шпатами (16,0%) и слюдястыми минералами (12,0%). Небольшая доля – 3,6% и 2,0%, соответственно, приходится на карбонаты и метасиликаты, представленные амфиболами и пироксенами.

Группа полевых шпатов включает в себя плагиоклазы и калиевые полевые шпаты. Группа слюд представлена биотитом и мусковитом. Основная масса карбонатов составлена кальцитом и в меньшей степени доломитом.

Количество рудных минералов находится на уровне 5,4 %, они представлены сульфидными и окисленными формами. Из сульфидов в пробе в значительном количестве (1,5%) отмечается пирит, на долю арсенопирита и сфалерита приходится по 0,1%. Остальные сульфиды находятся в пробе в виде единичных зерен.

Количество окисленных минералов мышьяка и железа в сумме составляет 3,2%. В незначительном количестве в пробе присутствует магнетит и техногенный скраб (всего 0,5%).

Исследованиями установлено, что содержание золота в технологической пробе составляет 0,6 г/т, серебра – < 1 г/т.

Видимого золота не обнаружено. Золото в пробе тонкое, тонкодисперсное. Для определения количества тонкодисперсного золота на пробе материала, измельченного до крупности 98 % класса минус 0,071 мм, выполнен сцинтилляционный анализ, показывающий гранулометрический состав тонкодисперсного золота крупностью минус 25 мкм в классах крупности менее 25 мкм (таблица 5.10).

Таблица 5.10 – Гранулометрический состав тонкодисперсного золота

Размер золотин, мкм	25-15	15-10	10-6	6-3	Менее 3	Итого:
Массовая доля золота от исходного содержания, %	38,0	11,4	19,0	8,6	3,0	80,0

Данные таблицы 5.10 показывают, что 80 % от общей массы золота в пробе находится в классе крупности минус 25 мкм. В тонких классах золото распределяется неравномерно и в основном сосредоточено в интервале крупности минус 25+6 мкм – 68,4%. В более тонких классах минус 6 мкм доля золота 11,6% от общей массы благородного металла. Количество ценного компонента крупностью более 25 мкм составляет 20 %, в пересчете на содержание это 0,12 г/т. В ходе выполнения рационального анализа на золото пробы хвостов были определены следующие формы нахождения золота: свободное (извлекаемое амальгамацией), в сростках (находящееся в состоянии «внешней» ассоциации с рудными минералами), упорное, не извлекаемое цианированием (таблица 5.11). Амальгамация проведена на исходной крупности 60% класса минус 0,071 мм и с доизмельчением до крупности 95% класса минус 0,071 мм. В связи с наличием шламообразующих минеральных компонентов операция цианирования проведена с использованием сорбента – смолы АМ-2Б в CN-форме.

Результаты проведенного рационального анализа показали, что в доступной для цианирования форме находится 83,5% золота, из них в виде сростков присутствует 49,1% благородного металла. Амальгамация, прове-

денная на исходной крупности 60% класса минус 0,071мм, показала наличие 31,1% свободного золота, последующее доизмельчение до крупности 95% класса минус 0,071 мм вскрыло еще 3,3% благородного металла. Доля упорного, не извлекаемого цианированием золота составляет 16,5%.

Таблица 5.11 – Рациональный анализ хвостов прошлых лет из законсервированного хвостохранилища

Формы нахождения золота и характер его связи с рудными и породообразующими компонентами	Распределение золота	
	г/т	%
Свободное, извлекаемое амальгамацией на классе: 60% минус 0,071мм 95% минус 0,071мм	0,21	34,4
	0,19	31,1
	0,02	3,3
В сростках (цианируемое)	0,30	49,1
Всего в цианируемой форме	0,51	83,5
Упорное, не извлекаемое прямым цианированием	0,10	16,5
Всего в хвостах гравитации (по балансу)	0,61	100,0

Гранулометрическая характеристика с распределением золота по классам крупности представлена в табл. 5.12.

Таблица 5.12 – Гранулометрический состав пробы хвостов

Фракция, мм	Массовая доля, %	Содержание Au г/т	Распределение, %
+0,315	2,1	0,37	1,50
-0,315 +0,16	11,7	0,42	9,46
-0,16+0,071	30,7	0,35	20,68
-0,071	55,5	0,64	68,37
Итого:	100,0	0,52	100,0

Из гранулометрического состава и распределению по классам расчетное содержание Au в хвостах – 0,52 г/т. Основная масса золота, по данным пробного анализа, сосредоточена в классе -0,071 мм.

Полученные результаты явились основой для проведения опытно-промышленных испытаний по переработке лежалых хвостов («эфелей») в условиях «Пластовской» ЗИФ. В октябре 2015 г. на «Пластовской» ЗИФ были переработаны лежалые хвосты («эфели») в количестве 80256 т. Технологические показатели переработки приведены в таблице 5.13.

Таблица 5.13 – Результаты опытно-промышленных испытаний

Наименование показателя	Значение
Переработка, т	80256,0
Содержание, г/т	0,37
Количество Au в руде, г	29489,2
Выпуск ГП, г	20642,4
Показатели сорбционного цианирования	
Время сорбционного цианирования, час	14
Содержание твердого в пульпе, %	45
Содержание класса -0,080мм в пульпе, %	80,9
Концентрация кислорода в пульпе, мг/л.	8
Исходная концентрация NaCN, %	0,020
Конечная концентрация NaCN, %	0,016
Расход NaCN, кг/т	0,049
Конечная концентрация CaO, %	0,02
Расход CaO, кг/т	5
pH среды	10
Извлечение золота, %	70,0

Таким образом, проведенными лабораторными и опытно-промышленными испытаниями доказана перспективность доизвлечения золота из «эфелей» перед их утилизацией в выработанном пространстве подземных камер. Вместе с тем, для обоснования параметров технологии разработки техногенного месторождения, требуется установление закономерностей распределения в нем золота и серебра.

В соответствии с данными рис. 5.3 препятствующими факторами, мешающими наращиванию производственной мощности по Кочкарскому руднику, являются:

- транспортно-коммуникационная инфраструктура рудника, созданная под применение скреперной доставки и электровозной откатки;
- созданная ранее схема вентиляции рудника, не учитывающая возможность применения самоходного погрузо-доставочного оборудования;
- техногенная нарушенность массива горных пород, требующая специального изучения;
- сложность утилизации отходов цианирования в закладке выработанного пространства, требующая изыскания специальных подходов к их обезвреживанию и изоляции камер.

Для обоснования возможности и целесообразности отработки коренного золоторудного месторождения «Кочкарское» на завершающей стадии эксплуатации балансовых запасов, необходимо техническое перевооружение рудника, направленное на вовлечение в эксплуатацию запасов, ранее относимых к забалансовым, применение высокопроизводительных систем разработки, закладку выработанного пространства на основе местных отходов производства с отсутствием благородных металлов. Эффективность повторного освоения запасов обеспечивается: более благоприятной геомеханической обстановкой; увеличением производственной мощности; возможностью использования существующих выработок; снижением стоимости транспортирования руды; достаточным содержанием золота в руде; возможностью вовлечения в освоение зон минерализации в табашках и плагиогранитах.

5.2 Оценка состояния горных выработок и очистного пространства для обоснования возможности вовлечения в отработку забалансовых запасов на завершающей стадии отработки месторождения

В соответствии с блок-схемой, представленной на рис. 5.2, на Кочкарском руднике проведена оценка состояния выработок, очистного пространства горизонтов 147 м, 296 м (рис. 5.7). Работа в данных выработках осуществлялась в 40-х годах XX века. На рис. 5.7-а представлено сечение откаточного штрека горизонта 147 м. На рисунке 5.7-б показано состояние очистного пространства блока (горизонт 147 м), отработанного системой разработки с магазинированием.



Рисунок 5.7 – Результаты комплексного обследования состояния горных выработок Кочкарского рудника: а) штрек откаточный, гор.147 м; б) очистное пространство гор.147 м

Как видно, состояние висячего и лежачего боков не изменилось, а очистное пространство не заполнено ничем кроме деревянной крепи, нарушенной со временем от влаги и плесени.

На рис. 5.8 а,б показано состояние сопряжения откаточного штрека и орта, закрепленного крепью типа ЖБШ и самого откаточного штрека на некотором удалении от сопряжения. Как видно из рисунка, в сопряжении отсутствуют вывалы горной породы и нарушения крепления.

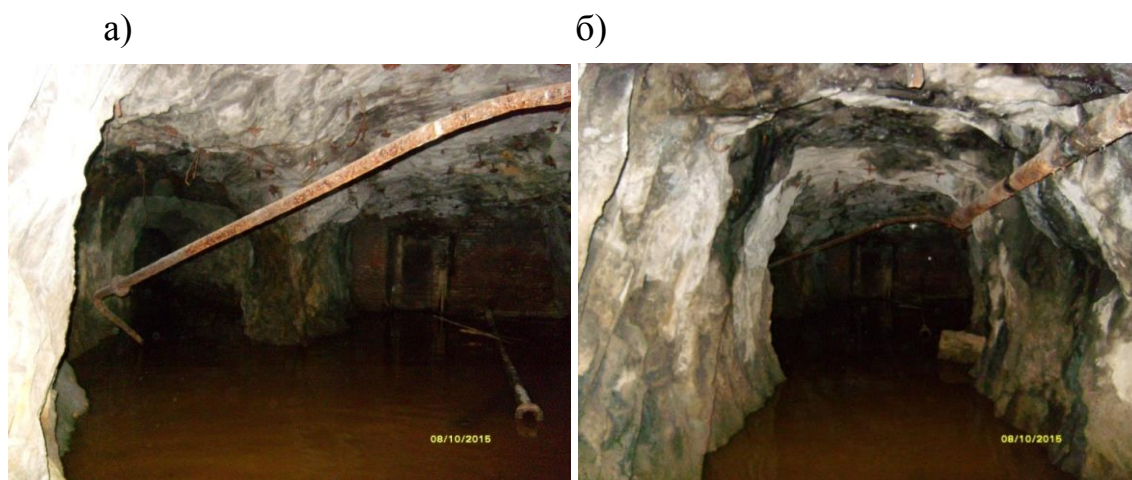


Рисунок 5.8 – Результаты комплексного обследования горнокапитальных выработок: а) - сопряжение горных выработок на горизонте 296 м.; откаточный штрек, гор. 296 м.

В целом состояние выработок, с точки зрения устойчивости, оценено как удовлетворительное. Определено, что при восстановлении возможно использовать ранее пройденные выработки для подготовки блоков, вентиляции. Породы обнажения выработанного пространства блоков, в основном, находятся в устойчивом состоянии, однако, сохраняется как открытым, так и заполненным обрушенными породами или отбитой рудой. В целях повышения производственной мощности рудника при переходе на разработку ранее забалансовых запасов на завершающей стадии перспективно применение самоходного оборудования, производимого в настоящее время различными компаниями и предназначенного для работы в стесненных условиях. Движение самоходных машин по выработкам осуществляется периодически: при проходке, откатке руды на поверхность самосвалами, доставке материалов и инструмента. Искусственного покрытия основания дорожного полотна выра-

ботки не требуют, нужна лишь планировка и подсыпка почвы щебенкой. Скорость движения машин не превышает 10 км/ч.

По технологии горных работ основными выработками являются буровые подэтажные выработки, располагающиеся выше доставочного горизонта, и предназначаются в основном для бурения скважин и отбойки руды. Вспомогательные выработки служат для передвижения машин в течение смены, доставки материалов и оборудования, а также для проветривания.

Для оценки технической возможности и экономической целесообразности вовлечения ранее оставленных и забалансовых запасов в повторную разработку, а также выбора и конструирования технологических схем отработки запасов выявлены их характерные особенности, для чего: произведен анализ содержания полезных компонентов во вмещающих породах, слагающих данные участки запасов, определены характерные места расположения перспективных участков; определено наличие и состояние горных выработок и очистного пространства, образованных при первичной разработке. На Кочкарском месторождении жильного типа опробование вмещающих пород - гранитов и табашек показало наличие в них промышленного содержания золота. Мощность оруденений колеблется от 3 до 10 м при среднем содержании золота 3 г/т (рис. 5.9). Расположение участков относительно жил: в висячем боку, в лежащем боку, одновременно в лежащем и висячем боках.

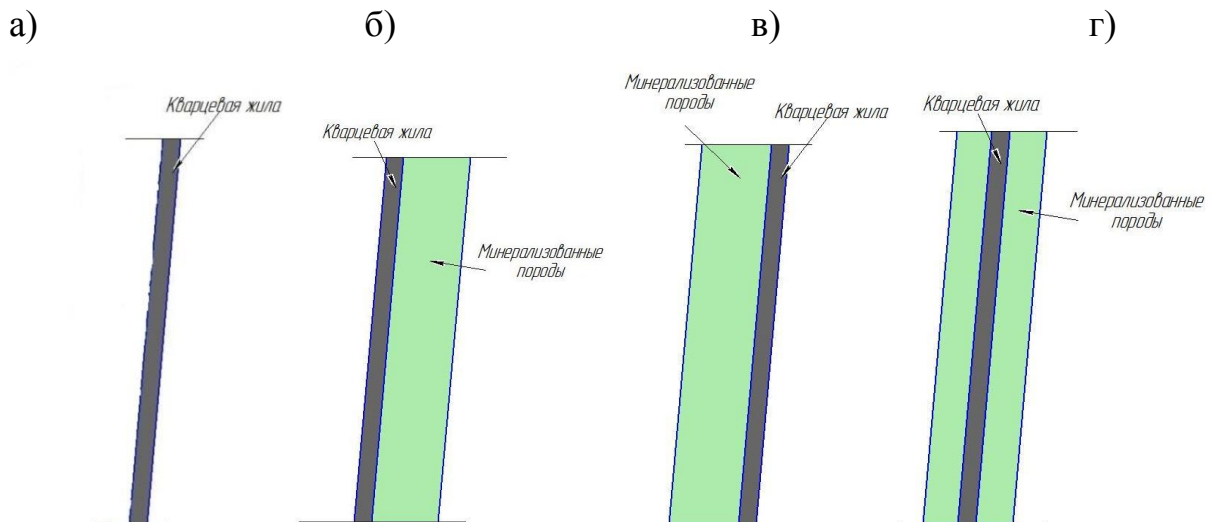


Рисунок 5.9 - Расположение минерализованных пород относительно кварцевых жил: а) без минерализованных вмещающих пород; б) в лежащем боку; в) в висячем боку; г) в висячем и лежащем боках

По наличию ранее пройденных горных выработок и их состоянию участки разделяются на жилы, где:

- блоки подготовленные, но не отработанные при первичном освоении месторождения, а выработки возможно использовать повторно и не возможно использовать (рис. 5.10, а);
- блоки отработаны при первичном освоении, а выработки возможно использовать повторно и не возможно использовать (рис. 5.10, б; рис. 5.11).

Ведение подземных работ в пределах ранее отработанных участков месторождения сопровождается развитием геомеханических процессов в элементах систем подземной разработки, результаты оценки которых приведены в гл.3, которые соответственно следует учитывать в технологических решениях по управлению состоянием массива при повторной отработке запасов.



Рисунок 5.10 - Состояние участков кварцевых жил после первичного освоения месторождения: а) подготовленные, но не отработанные; б) отработанные

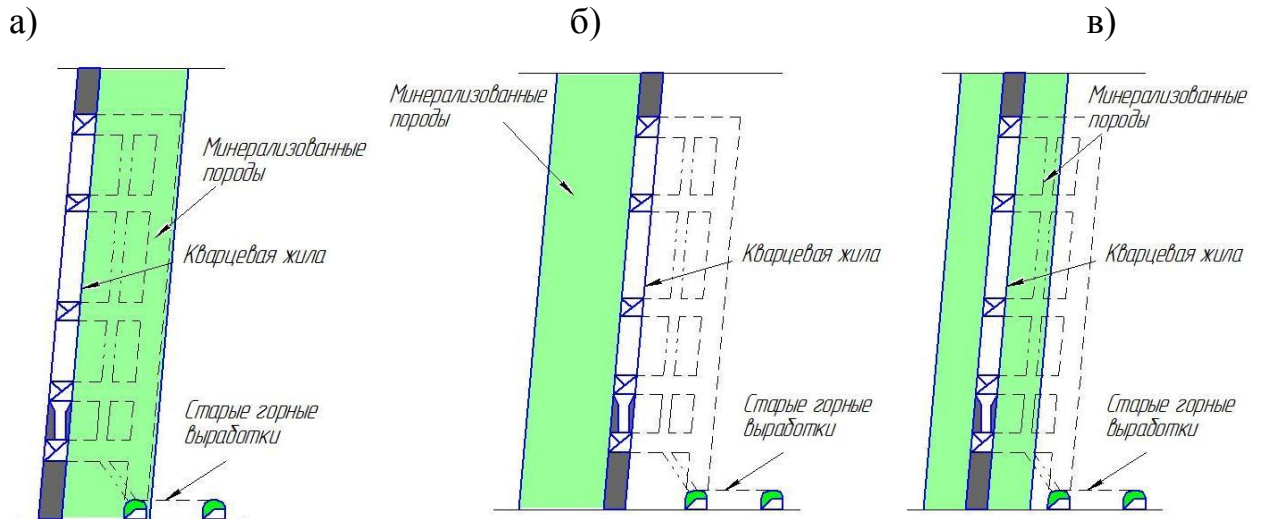


Рисунок 5.11 - Варианты расположения минерализованных пород относительно кварцевых жил в блоках, отработанных при первичном освоении: а) в лежащем боку; б) в висячем боку; в) в висячем и лежащем боках

Таким образом, на отработанных горизонтах имеются перспективные участки жил и минерализованных пород, по величине запасов и условиям пригодные для повторного освоения. Содержание полезного компонента в руде, морфология рудных тел данных участков позволяет обрабатывать их экономически эффективно, что обеспечит выход предприятия на увеличенные объемы добычи руды (до 5 млн. т/год). В 50 % случаев существует возможность повторного использования вскрывающих и подготовительно-нарезных выработок при условии увеличения их поперечного сечения и ремонта крепи. Из них примерно 20 % выработок имеют форму поперечного сечения, не изменившуюся с момента их проведения. Оставшиеся 50 % выработок имеют вывалы горных пород или полностью обрушены и не подлежат ремонту. Представляется возможным использование в качестве вскрывающих выработок шахт Запад, Красная, Карла Маркса для повторного освоения участков ранее действовавших горизонтов 155 м, 375 м, 415 м, 470 м для целей вентиляции, обеспечения доступа оборудования, людей и материалов. Результаты комплексного обследования состояния горных выработок и очистного пространства, а также выполненные геомеханические расчеты (см. гл. 3), позволили сформировать системы разработки залежей Кочкарского месторождения на завершающей стадии.

5.3 Обоснование параметров систем разработки при техническом перевооружении подземных рудников на завершающей стадии отработки балансовых запасов

Для разработки залежей Кочкарского месторождения на завершающей стадии следует выделять принципиально различные горнотехнические условия отработки жил:

- не имеющих «прирезок» минерализованных пород (золотосодержащих плагиогранитов, табашек, кварца), характеризующихся выдержанным содержанием по всей мощности залежи;
- характеризующихся минерализацией пород со стороны висячего либо лежащего боков;
- с контрастной минерализацией жил, имеющих «прирезку» с обеих сторон;
- с невысокой минерализацией вмещающих пород и отсутствием контрастности содержаний золота в жиле и вмещающих породах.

Состояние выработанного пространства и характер минерализации вмещающих пород положены в основу классификации систем разработки залежей на завершающей стадии отработки балансовых запасов. Применение классификации позволяет выбрать варианты вовлечения в отработку запасов, ранее отнесенных к забалансовым.

По традиционной технологии отработку кварцевых жил, не имеющих участков минерализации вмещающих пород (см. разд. 4.2), целесообразно производить с использованием существующей системы разработки подэтажных штреков с мелко-шпуровой отбойкой и использованием переносного оборудования (рис. 5.12).

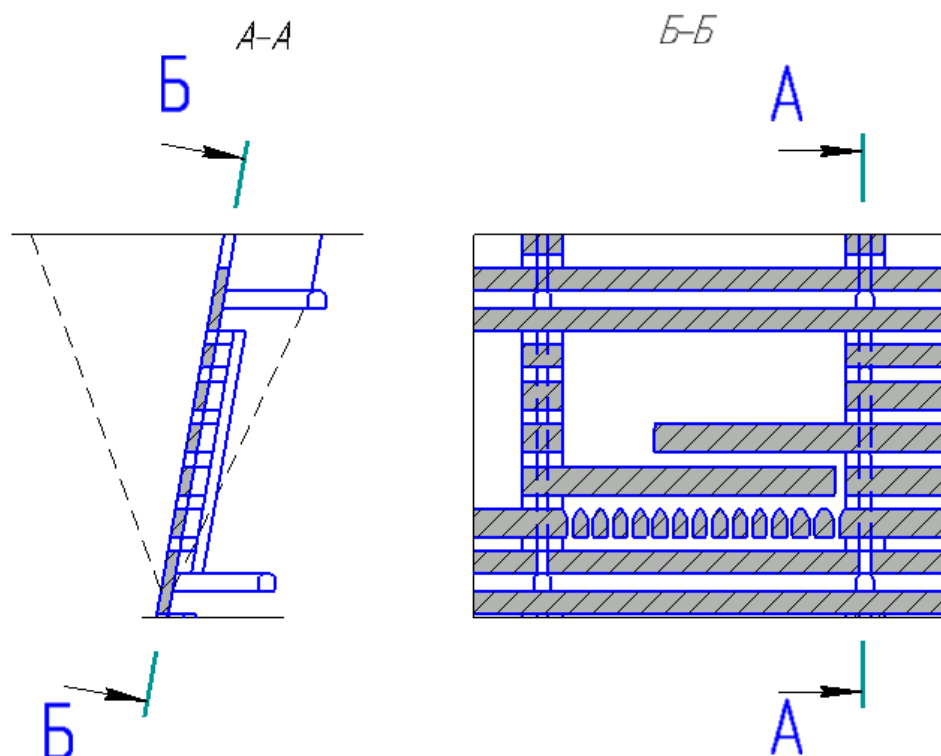


Рисунок 5.12 - Система разработки поэтажных штреков

Технологические схемы отработки минерализованных пород следует создавать на основе камерных систем разработки со скважинной отбойкой запасов, применением высокопроизводительного самоходного оборудования, при работах под городскими объектами - с последующей закладкой очистного пространства гидравлическими или твердеющими смесями, а при отсутствии охраняемых объектов на поверхности - с массовым обрушением целиков (рис. 5.13 – 5.17).

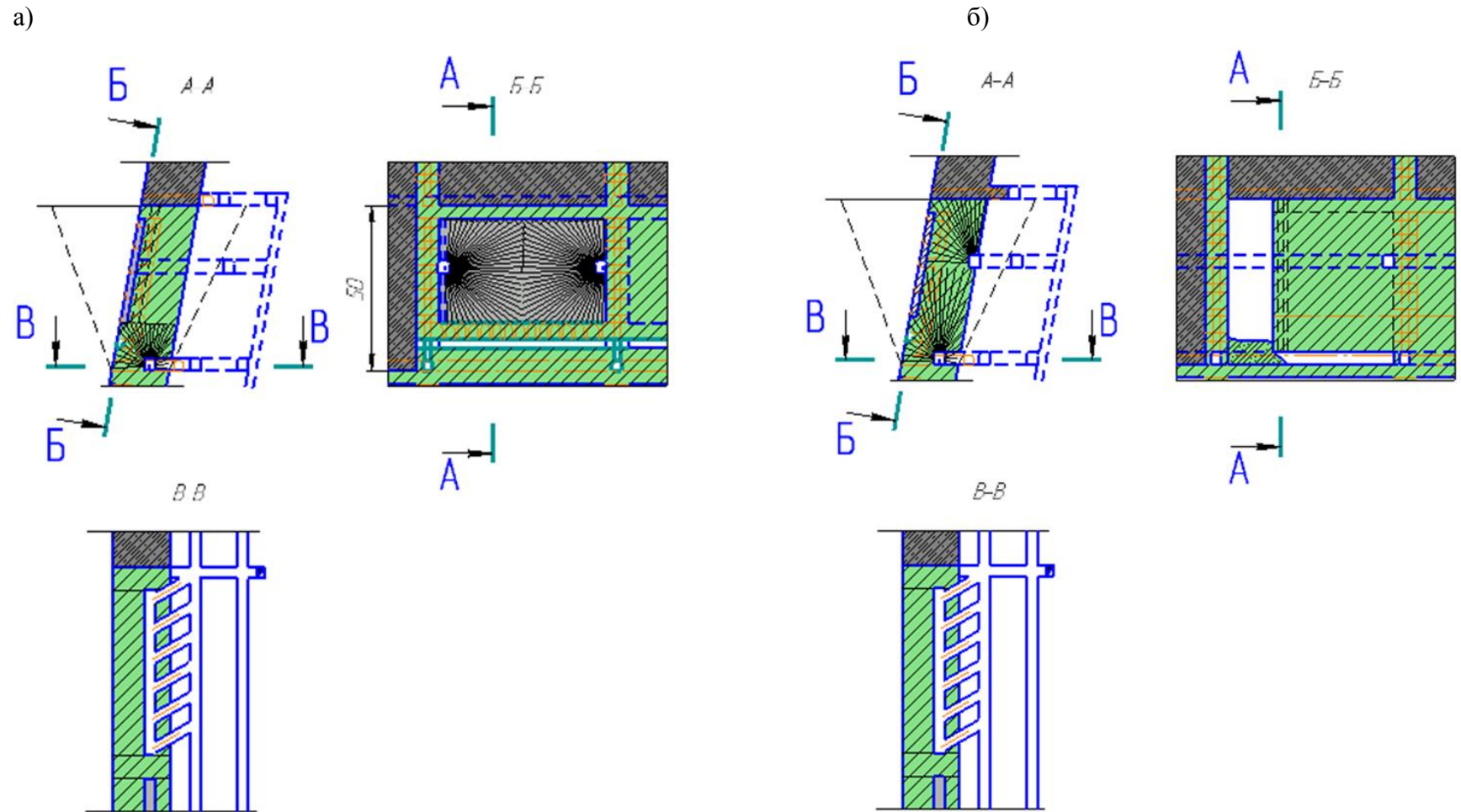
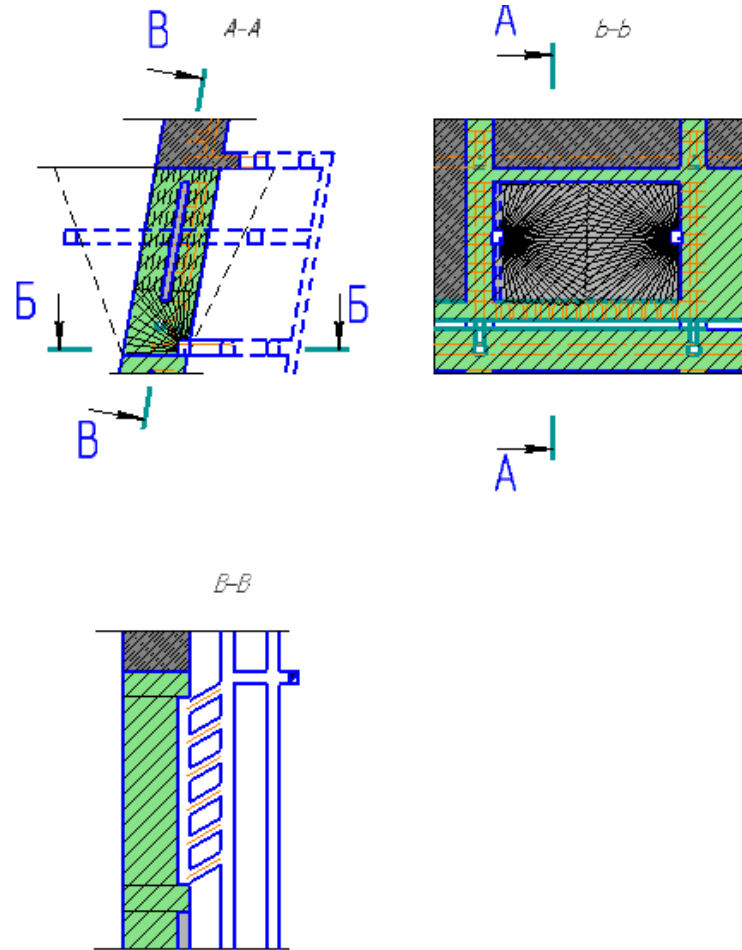


Рисунок 5.13 - Камерная система разработки со скважинной отбойкой минерализованных пород висячего (лежачего) бока, применением самоходного оборудования и последующей закладкой очистного пространства твердеющими смесями: а) из буровых ортов; б) из буровых штреков

а)



б)

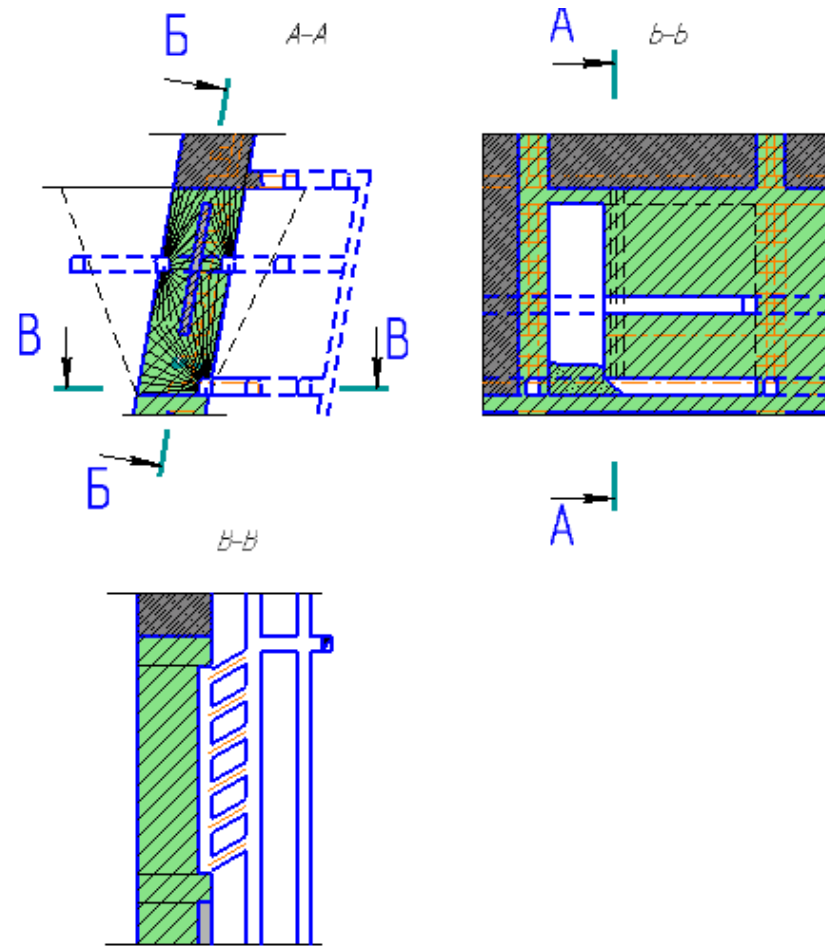


Рисунок 5.14 - Камерная система разработки со скважинной отбойкой минерализованных пород висячего и лежащего боков, применением самоходного оборудования и последующей закладкой очистного пространства твердеющими смесями: а) из буровых ортов; б) из буровых штреков

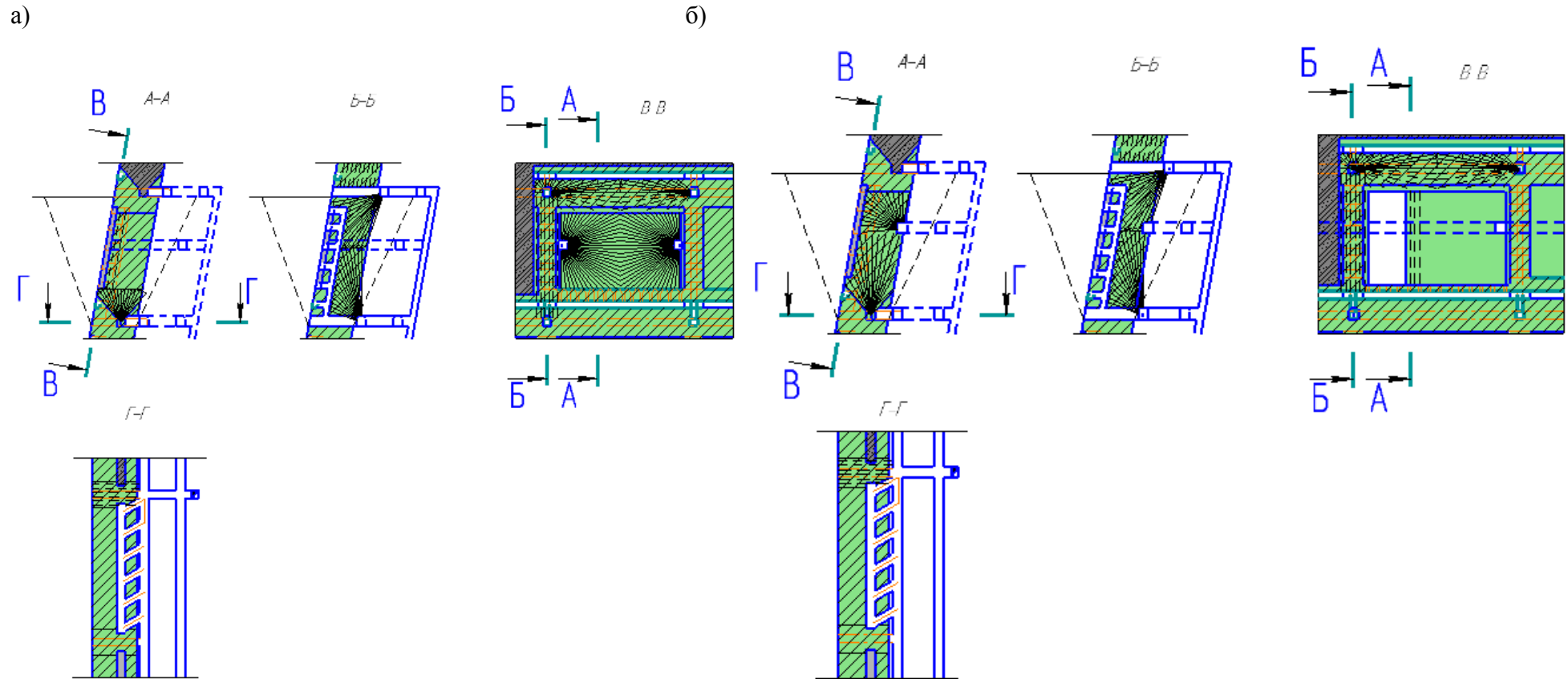


Рисунок 5.15 - Камерная система разработки с массовым обрушением целиков со скважинной отбойкой минерализованных пород висячего (лежачего) бока с применением самоходного оборудования: а) из буровых ортов; б) из буровых штреков

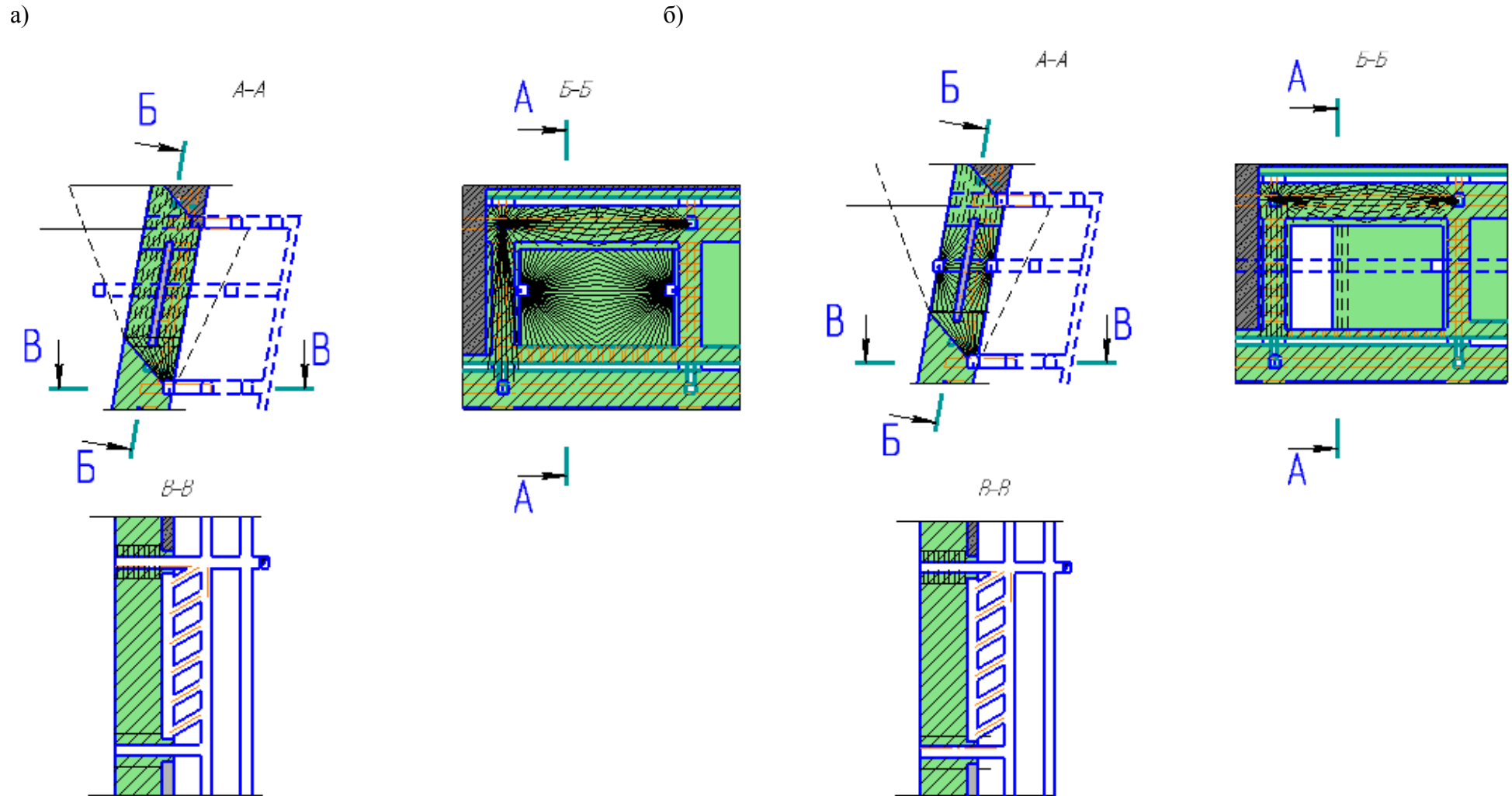


Рисунок 5.16 - Камерная система разработки с массовым обрушением целиков со скважинной отбойкой минерализованных пород висячего и лежащего боков с применением самоходного оборудования: а) из буровых ортов; б) из буровых штреков

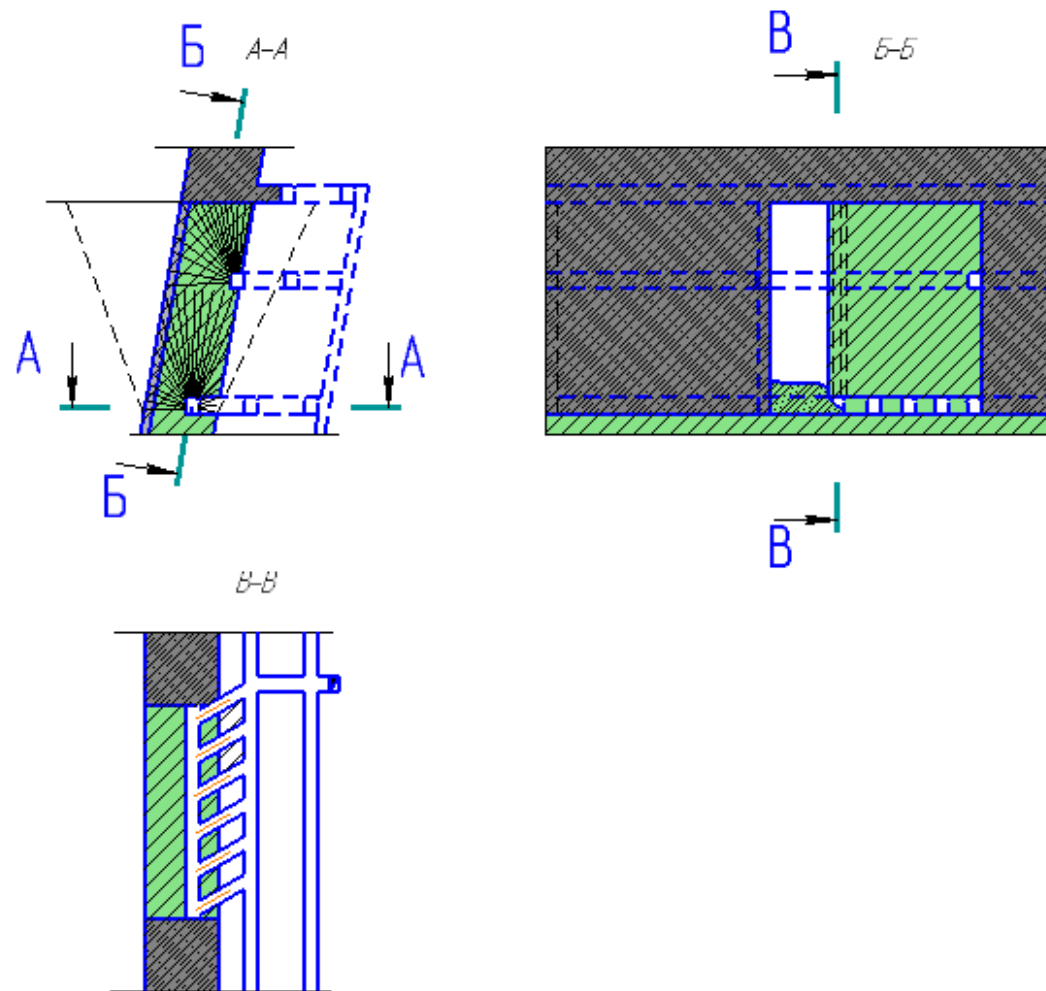


Рисунок 5.17 - Камерная система разработки со скважинной отбойкой минерализованных пород с применением самоходного оборудования и последующей закладкой очистного пространства твердеющими смесями из буровых штреков

На рисунке 5.17 показана конструкция системы разработки, применяемая при отработке ненарушенных первичной выемкой запасов.

Оценка вариантов систем разработки показала, что они характеризуются различными показателями качества использования недр и эффективности ведения горных работ. Так, для технологической схемы с применением камерных систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород со скважинной отбойкой характерны значительные потери руды и разубоживание, а также возможность выхода зоны обрушения на земную поверхность, связанную с большой изрезанностью массива месторождения выработками, пройденными при первичной отработке. Но при этом, отсутствие последующей закладки выработанного пространства положительно сказывается на себестоимости добычи. Поэтому выбор оптимального варианта может быть сделан только методом технико-экономического сравнения.

Определение конструктивных параметров систем разработки может быть выполнено по общепринятой методике. Так, рекомендована эмпирическая формула (4.1) расчета предельных и допустимых пролетов обнажения кровли в неслоистых трещиноватых породах:

$$l_k = 4,3d_2 \times [\sigma_{сж} / (K \times d_1 \times \gamma)]^{1/3}, \quad (5.1)$$

где d_1 и d_2 – размеры элементарных расклинившихся породных блоков (горизонтальный и вертикальный), м; $\sigma_{сж}$ – предел прочности породы на сжатие в образце, кг/см²; γ – плотность пород, т/м³; K – коэффициент запаса (при предельном пролете принимается равным 1, при допустимом – 1,5-2,5).

Для условий Кочкарского золоторудного месторождения значения размеров элементарных блоков варьируются в диапазоне, равном $d_1 = d_2 = (0,2 \div 0,5)$ м, значения γ и $\sigma_{сж}$ приняты: $\gamma_1 = 2,8$ т/м³, $\gamma_2 = 2,4$ т/м³, $\gamma_3 = 2,65$ т/м³; $\sigma_{сж1} = 164,0$ МПа (1672,3 кг/см²), $\sigma_{сж2} = 130,0$ МПа (1325,6 кг/см²), $\sigma_{сж3} = 200,0$ МПа (2040 кг/см²) и $K = 1,0$.

Полученные расчетные значения пролетов обнажения пород кровли камеры приведены в табл. 5.14.

Таблица 5.14 – Предельные пролеты обнажения пород Кочкарского месторождения

Порода	Плотность, т/м ³	Коэф-т запаса, К		Размер элементарного структурного блока, м		Гсж, МПа	Пролет обнажения пород кровли (ширина камер), А, м	
				d1	d2		предельный	допустимый
Плагиогранит	2,8	1	1,5	0,2	0,2	164	8,41	7,35
				0,3	0,3		14,45	12,62
				0,4	0,4		21,20	18,52
				0,5	0,5		28,55	24,94
Табашка	2,4	1	1,5	0,2	0,2	130	7,40	6,46
				0,3	0,3		12,70	11,10
				0,4	0,4		18,64	16,28
				0,5	0,5		25,10	21,93
Кварц	2,65	1	1,5	0,2	0,2	200	8,83	7,71
				0,3	0,3		15,16	13,24
				0,4	0,4		22,24	19,43
				0,5	0,5		29,95	26,16

Как следует из данных табл. 5.14, предельные пролеты обнажения пород могут изменяться от 7 до 29 м в зависимости от состава пород, размеров структурных блоков и физико-механических свойств массива пород. Допустимые пролеты обнажения принимают значения от 5 до 26 м. Однако, данные значения справедливы для обнажений, имеющих бесконечную длину. В случае ограничения длины обнажения (до 50 м), пролет обнажения пород кровли можно скорректировать по формуле Слесарева В.Д.:

$$A_{\text{экв}} = AL / \sqrt{(A^2 + L^2)} \leq A_{\text{пред}}, \quad (5.2)$$

где А и L – соответственно пролет (ширина) и длина камеры.

Подставив выражение 5.2 в 5.3, получим:

$$A \leq A_{\text{пред}} L / \sqrt{(L^2 + A_{\text{пред}}^2)} \quad (5.3)$$

Уточненные значения пролетов обнажения пород кровли по методике Слесарева приведены в табл. 5.15.

Таблица 5.15 – Допустимые пролеты обнажения пород кровли

Порода	Плотность, т/м ³	Размер элементарного структурного блока, м		Гсж, МПа	Длина камеры, L, м	Допустимый пролет обнажения пород кровли, A, м
		d1	d2			
Плагиогранит	2,8	0,2	0,2	164	50	7,27
		0,3	0,3			12,24
		0,4	0,4			17,37
		0,5	0,5			22,32
Табашка	2,4	0,2	0,2	130	50	6,41
		0,3	0,3			10,83
		0,4	0,4			15,48
		0,5	0,5			20,08
Кварц	2,65	0,2	0,2	200	50	7,62
		0,3	0,3			12,80
		0,4	0,4			18,11
		0,5	0,5			23,18

Для слабоустойчивых, сильно трещиноватых метасоматитов (табашек), плагиогранитов, кварца (с размером структурного блока $d_1 = d_2 = 0,2$ м), ширину камер рекомендуется принимать равной 6 м; для менее трещиноватых ($d_1 = d_2 = 0,3$ м) пород - 10 м; в породах с размером структурного блока ($d_1 = d_2 = 0,4$ м) - 15 м, для пород с размером структурного блока 0,5 м и более - 20 м.

В случае резких изменений геологических условий (по эксплуатационной разведке) ширина камер может быть откорректирована.

Для определения высоты устойчивого обнажения пород в массиве закладки висячего бока нет общепринятых методов расчета.

Для расчета устойчивого вертикального обнажения закладочного или породного массива (торцевая часть камеры) использован метод, применяемый при расчетах бортов карьеров, изложенный в монографии Г.Л. Фисенко.

Для того, чтобы рассчитать устойчивость вертикального обнажения пород, закладочного массива или руд необходимо знать величину сцепления материала массива, которое можно определить по формуле:

$$K_M = K_K \cdot \left(\frac{H}{d}\right)^{-0.6}, \quad (5.4)$$

где K_m - сцепление в массиве; K_k – сцепление в образце. Сцепление в образце по данным табл. 5.16 изменяется от 25 до 27 МПа для плагиогранита и кварца; от 20 до 21 МПа для табашек; H – высота вертикальной стенки камеры, м; d – размер структурного блока, м.

Величина сцепления в массиве пород зависит от соотношения высоты стенки камеры и размера структурного блока.

Расчеты по определению сцепления в горном массиве в зависимости от сцепления в образце, размера структурного блока и принятой высоты обнажения приведены в табл. 5.16. Значения сцепления в массиве закладки при различной высоте слоя (1, 2 м) приведены в табл. 5.17.

Таблица 5.16 - Расчетные данные сцепления в массиве для руды в зависимости от сцепления в образце $K_{обр.}$, высоты вертикального обнажения h_v и размера структурного блока

Высота вертикального обнажения h_v	Величина сцепления в массиве $K_{мас.}$ при сцеплении в образце $K_{обр.}=20$ МПа				Величина сцепления в массиве $K_{мас.}$ при сцеплении в образце $K_{обр.}=27$ МПа				Величина сцепления в массиве $K_{мас.}$ при сцеплении в образце $K_{обр.}=27,2$ МПа			
	при значениях, м				при значениях, м				при значениях, м			
	$l=0,2$	$l=0,3$	$l=0,4$	$l=0,5$	$l=0,2$	$l=0,3$	$l=0,4$	$l=0,5$	$l=0,2$	$l=0,3$	$l=0,4$	$l=0,5$
20	0,7	0,76	0,96	1,05	0,94	1,03	1,29	1,42	0,94	1,03	1,29	1,42
40	0,61	0,66	0,92	1,01	0,82	0,89	1,25	1,36	0,82	0,89	1,25	1,36
60	0,57	0,61	0,91	0,98	0,77	0,82	1,22	1,33	0,77	0,82	1,22	1,33
80	0,54	0,58	0,9	0,97	0,73	0,78	1,21	1,31	0,73	0,78	1,21	1,31
100	0,52	0,56	0,89	0,96	0,71	0,75	1,2	1,3	0,71	0,75	1,2	1,3

Таблица 5.17 - Расчетные данные сцепления в массиве для закладки прочностью 1,0; 3,5; 5,0 МПа соответственно в зависимости от сцепления в образце $K_{обр.}$, высоты вертикального обнажения h_v и высоты слоя закладки

Высота вертикального обнажения h_v	Величина сцепления в массиве $K_{мас.}$ при сцеплении в образце $K_{обр.}=0,25$ МПа		Величина сцепления в массиве $K_{мас.}$ при сцеплении в образце $K_{обр.}=0,3$ МПа		Величина сцепления в массиве $K_{мас.}$ при сцеплении в образце $K_{обр.}=0,35$ МПа	
	при значениях, м		при значениях, м		при значениях, м	
	$l=1$	$l=2$	$l=1$	$l=2$	$l=1$	$l=2$
20	0,04	0,06	0,05	0,08	0,06	0,09
40	0,03	0,04	0,03	0,05	0,04	0,06
60	0,02	0,03	0,03	0,04	0,03	0,05
80	0,02	0,03	0,02	0,03	0,03	0,04
100	0,02	0,02	0,02	0,03	0,02	0,03
120	0,01	0,02	0,02	0,03	0,02	0,03
140	0,01	0,02	0,02	0,02	0,02	0,03

Предельную высоту устойчивой вертикальной стенки при известном сцеплении в массиве можно рассчитать по формуле:

$$H_{уст} = (2 * K_m * \operatorname{tg}(45^\circ + \varphi/2)) / \gamma \quad (5.5)$$

где: φ - угол внутреннего трения; γ - плотность пород, т/м³; K_m – сцепление в массиве, т/мм². При расчетах необходимо сцепление в МПа перевести в т/мм².

В таблицах 5.18, 5.19, 5.20 и 5.21 приведены результаты расчетов по формуле 5.5.

Таблица 5.18 - Устойчивые вертикальные обнажения $H_{уст}$ при сцеплении в образце 20 МПа (табашка), соответствующие принятой высоте обнажения h_6 , сцепления в массиве и размера структурного блока

Принятая высота обнажения, м	Сцепление в образце 20 МПа							
	Высота устойчивого обнажения $l=0.2$, Нуст, м	Запас устойчивости	Высота устойчивого обнажения $l=0.3$, Нуст, м	Запас устойчивости	Высота устойчивого обнажения $l=0.4$, Нуст, м	Запас устойчивости	Высота устойчивого обнажения $l=0.5$, Нуст, м	Запас устойчивости
20	87,68	4,38	96,98	4,85	124,21	6,21	137,37	6,87
40	74,16	1,85	81,63	2,04	115,23	2,88	127,80	3,19
60	68,18	1,14	74,16	1,24	111,98	1,87	121,76	2,03
80	63,89	0,80	69,70	0,87	109,42	1,37	119,04	1,49
100	61,01	0,61	66,71	0,67	107,23	1,07	116,72	1,17

Таблица 5.19 - Устойчивые вертикальные обнажения $H_{уст}$ при сцеплении в образце 27 МПа (плаггиогранит)

Принятая высота обнажения, м	Сцепление в образце 27 МПа							
	Высота устойчивого обнажения $l=0.2$, Нуст, м	Запас устойчивости	Высота устойчивого обнажения $l=0.3$, Нуст, м	Запас устойчивости	Высота устойчивого обнажения $l=0.4$, Нуст, м	Запас устойчивости	Высота устойчивого обнажения $l=0.5$, Нуст, м	Запас устойчивости
20	100,92	5,05	112,66	5,63	143,07	7,15	159,24	7,96
40	85,45	2,14	94,35	2,36	134,20	3,36	147,50	3,69
60	78,95	1,32	85,45	1,42	128,68	2,14	141,64	2,36
80	74,03	0,93	80,35	1,00	126,10	1,58	137,79	1,72
100	71,40	0,71	76,59	0,77	123,93	1,24	135,48	1,35

Таблица 5.20 - Устойчивые вертикальные обнажения $H_{уст}$ при сцеплении в образце 27,2 МПа (кварц)

Принятая высота обнажения, м	Сцепление в образце 27,2 МПа							
	Высота устойчивого обнажения, Нуст, м	Запас устойчивости	Высота устойчивого обнажения, Нуст, м	Запас устойчивости	Высота устойчивого обнажения, Нуст, м	Запас устойчивости	Высота устойчивого обнажения, Нуст, м	Запас устойчивости
20	111,61	5,58	124,91	6,25	158,91	7,95	177,14	8,86
40	94,15	2,35	104,17	2,60	148,42	3,71	163,35	4,08
60	86,80	1,45	94,15	1,57	141,99	2,37	156,49	2,61
80	81,28	1,02	88,39	1,10	138,92	1,74	151,99	1,90
100	78,31	0,78	84,16	0,84	136,38	1,36	149,26	1,49

Таблица 5.21 - Устойчивые вертикальные обнажения $H_{уст}$ закладки при сцеплении в образце 0,25; 0,3; 0,35 МПа ($[\sigma_{сж}] = 1,0; 3,5; 5,0$ МПа, соответственно) в зависимости от принятой высоты обнажения h_0 , сцепления в массиве и толщине слоев массива

Принятая высота обнажения, м	Сцепление в образце 0,25 МПа							
	Сцепление в массиве при $l=1$, МПа (m/m^2)		Высота устойчивого обнажения, Нуст, м	Запас устойчивости	Сцепление в массиве при $l=2$, МПа (m/m^2)		Высота устойчивого обнажения, Нуст, м	Запас устойчивости
	МПа	т/м2			МПа	т/м2		
20	0,04	4,22	88,72	4,44	0,06	6,40	116,44	5,82
40	0,03	2,79	56,50	1,41	0,04	4,22	76,82	1,92
60	0,02	2,19	43,45	0,72	0,03	3,31	60,23	1,00
80	0,02	1,84	36,09	0,45	0,03	2,79	50,68	0,63
100	0,02	1,61	31,26	0,31	0,02	2,44	44,33	0,44
Принятая высота обнажения, м	Сцепление в образце 0,3 МПа							
	Сцепление в массиве при $l=1$, МПа (m/m^2)		Высота устойчивого обнажения, Нуст, м	Запас устойчивости	Сцепление в массиве при $l=2$, МПа (m/m^2)		Высота устойчивого обнажения, Нуст, м	Запас устойчивости
	МПа	т/м2			МПа	т/м2		
20	0,05	5,07	106,46	5,32	0,08	7,68	139,73	6,99
40	0,03	3,34	67,80	1,69	0,05	5,07	92,19	2,30
60	0,03	2,62	52,14	0,87	0,04	3,97	72,28	1,20
80	0,02	2,21	43,30	0,54	0,03	3,34	60,82	0,76
100	0,02	1,93	37,51	0,38	0,03	2,93	53,20	0,53

Принятая высота обнажения, м	Сцепление в образце 0,35 МПа							
	Сцепление в массиве при $l=1$, МПа (t/m^2)		Высота устойчивого обнажения, Нуст, м	Запас устойчивости	Сцепление в массиве при $l=2$, МПа (t/m^2)		Высота устойчивого обнажения, Нуст, м	Запас устойчивости
	МПа	т/м ²			МПа	т/м ²		
20	0,06	5,91	124,20	6,21	0,09	8,96	163,02	8,15
40	0,04	3,90	79,09	1,98	0,06	5,91	107,55	2,69
60	0,03	3,06	60,83	1,01	0,05	4,64	84,33	1,41
80	0,03	2,57	50,52	0,63	0,04	3,90	70,96	0,89
100	0,02	2,25	43,76	0,44	0,03	3,41	62,07	0,62

Из таблиц следует, что при $K_{обр}=20$ МПа обнажение будет устойчивым при высоте до 60 м, при $K_{обр}=27$ и 27,2 МПа - при высоте до 60-70 м. Из данных табл. 5.22 следует, что высота устойчивого вертикального обнажения закладочного массива составляет 30 - 40 м при прочности материала на сжатие $[\sigma_{сж}] = 1,0$ МПа и 40 - 50 м при $[\sigma_{сж}] = 3,5$ и 5,0 МПа.

Решения уравнения (5.5) предельной устойчивой вертикальной стенки относительно высоты обнажения для различных условий (типов пород) произведено с помощью графиков, представленных на рисунках 5.18 и 5.19.

Таблица 5.22 - Величина вертикальных обнажений горных пород и закладочного массива

Типы вертикальных обнажений	Высота устойчивой стенки камеры, м			
	При размерах структурного блока, м			
плаггиогранит табашка кварц	0,2	0,3	0,4	0,5
	105	105	120	128
	66	72	75	80
	80	90	130	150
закладочный массив*	При толщине слоя закладки, м			
	1		2	
	57		67	

Примечание: * - высота обнажения стенки закладочного массива рассчитана для разнопрочной закладки, где несущий слой толщиной 20 метров имеет прочность 5 МПа (500 т/м²), остальная часть камеры заложена закладкой прочностью 3 МПа (300 т/м²). Средневзвешенная прочность закладки в камере при этом принята 3,5 МПа (350 т/м²). Закладка рассматривается как слоистый массив с толщиной слоев 1 и 2 метра.

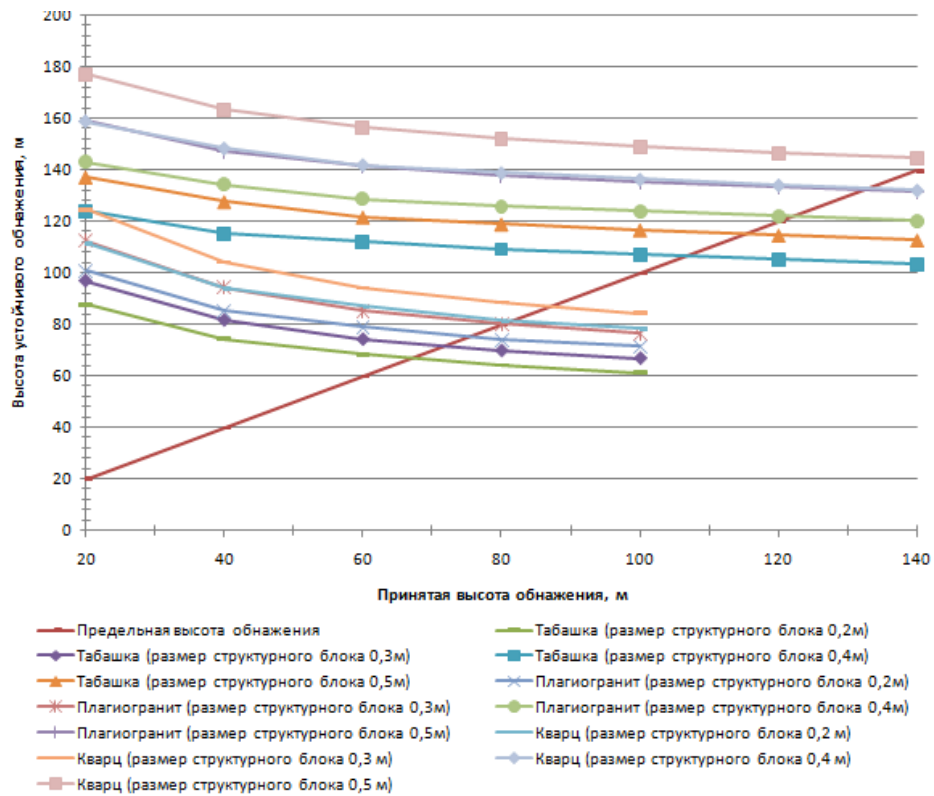


Рисунок 5.18 – Зависимости к определению предельной высоты вертикального обнажения пород

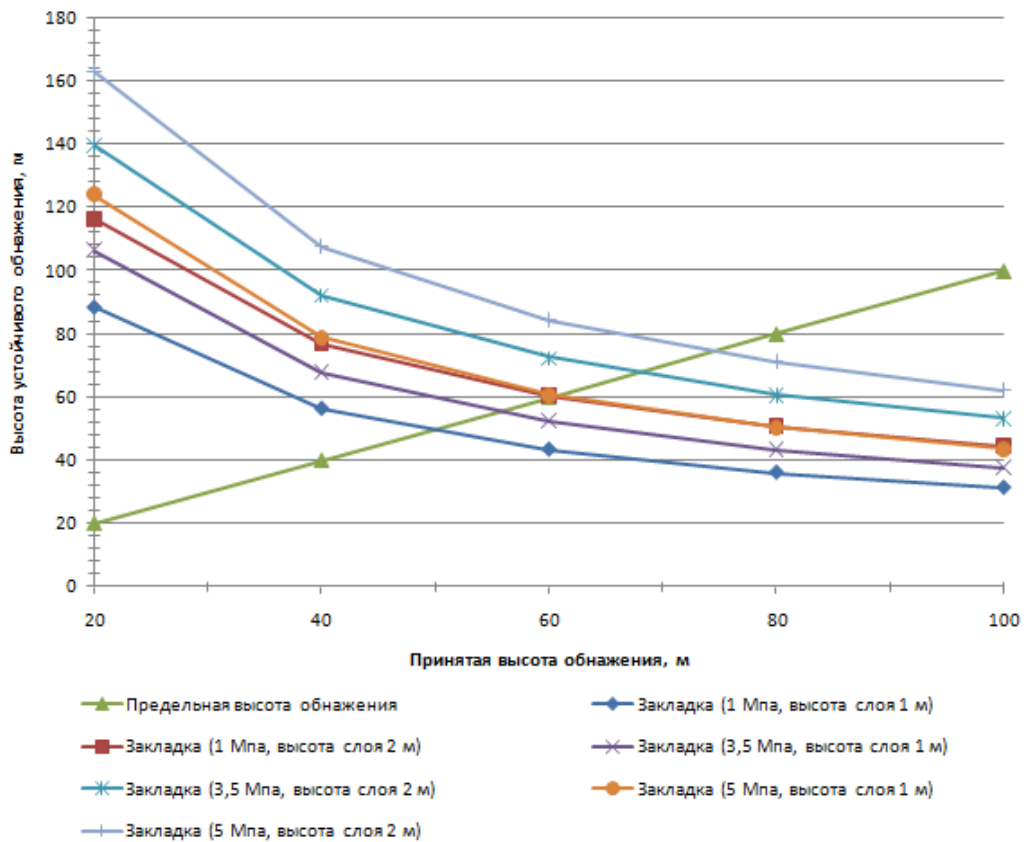


Рисунок 5.18 – Зависимости к определению предельной высоты вертикального обнажения закладочного массива

Расчет устойчивых пролетов наклонного обнажения пород висячего бока определяется по методике Ветрова С.В. с использованием графоаналитического и аналитического методов.

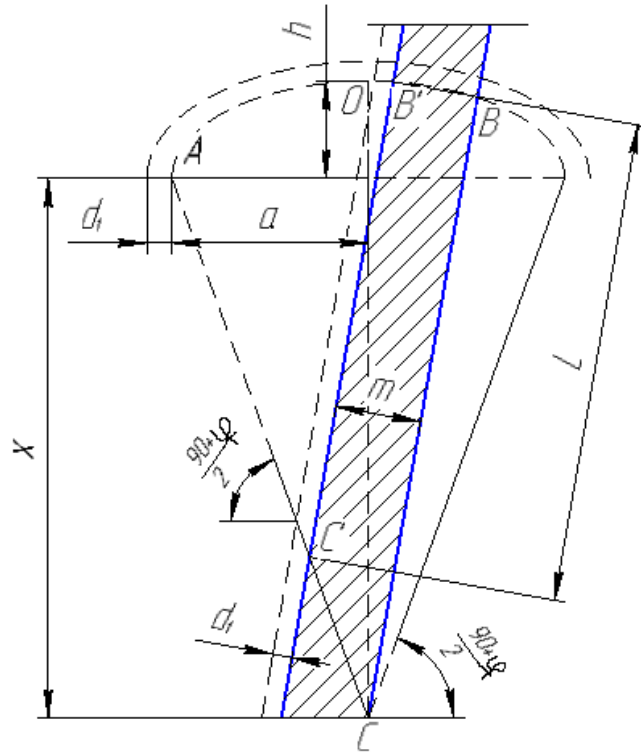


Рисунок 5.20 - Схема к определению пролета наклонного открытого обнажения висячего бока

Полупролет свода естественного равновесия определяется по формуле:

$$a = d_1 \cdot \left(\frac{10R'_{сж}}{KH\gamma} - 1 \right), \text{ м} \quad (5.6)$$

где d_1 - ширина пяты свода естественного равновесия, (рис. 5.21, табл. 5.23); α - угол падения системы трещин ($\alpha=60-700$); $R'_{сж}$ - временное сопротивление пород в блоке при сжатии в направлении действия веса пород, кг/см²; K - коэффициент запаса; H - глубина разработки, м; γ - плотность пород, т/м³.

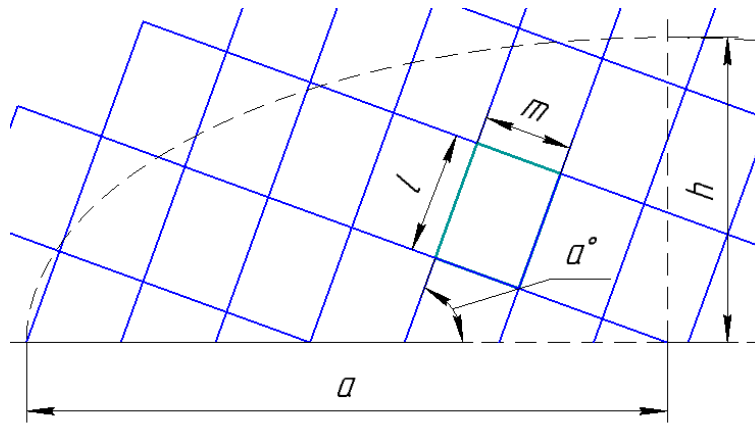


Рисунок 5.21 - Определение расчетных размеров структурных блоков

Таблица 5.23 - Размер элементарного структурного породного блока

Размер элементарного породного свода	Параметр элементов	Параметр при различных углах падения трещин наибольшего ослабления α , град.				
		0	30	45	60	90
ширина пяты d_1	$l \cos \alpha$	1	0.871	0.71	0.87m	m
толщина в замке d_2	$m \cos \alpha$	m	0.87m	0.7m	0.871	1

Высота свода естественного равновесия, м:

$$h = \frac{a}{V}, \text{ м} \quad (5.7)$$

где V - коэффициент устойчивости (крепости) пород в натуральных условиях, зависящий от прочности пород в блоке и трещиноватости:

$$V = \frac{1}{N} = 2 \frac{d_1}{d_2} \cdot \frac{R_{сж}''}{R_{сж}'}, \quad (5.8)$$

где d_2/d_1 - отношение вертикального и горизонтального размеров элементарных структурных блоков горных пород; $R_{сж}''/R_{сж}'$ - отношение временного сопротивления пород сжатию в направлении распора свода и в направлении действия силы тяжести горных пород.

Полученное графоаналитическим методом значение вертикального пролета обнажения проверяется по расчетной формуле:

$$L_{\text{учт}} \leq 1,3d_1^2 \frac{R_{сж}'}{a \cdot \gamma(4/3h \cdot \sin \frac{90 - \varphi'}{2} + a \cos \frac{90 - \varphi'}{2} - m)}, \text{ м} \quad (5.9)$$

где φ' - кажущийся угол внутреннего трения (угол внутреннего сопротивления) пород, град.;

$$\varphi' = \operatorname{arctg}(f) = 45 + \varphi, \quad (5.10)$$

где f – коэффициент крепости пород по шкале профессора М.М. Протодяконова.

Применение данного метода расчета ограничивается условием $a > m$, иначе он теряет свою корректность. Если значение пролета, полученного графически, меньше расчетного, то это означает, что в данных горно-геологических условиях более правомерным следует считать графический метод. В противном случае используется значение расчетного метода.

В итоге графических построений получили размеры пролетов обнажений висячего бока в пределах границ устойчивых полостей. Полученные значения пролетов обнажений висячего бока проверялись по данным, полученным по уточненной теории свода. С позиции статики при условии равновесия пород висячего бока, заключенных в объеме единицы длины устойчивой полости, с параметрами, определенными при коэффициенте запаса $K=2,5$, нагрузку на полосу-балку можно определить по формуле:

$$p = P \cdot \cos \alpha, m \quad (5.11)$$

где α - угол падения рудного тела, град.

Вес подработанных пород висячего бока в пределах единицы длины составит:

$$P = (2/3 \cdot 2a \cdot h + x \cdot \frac{90 + (90 - \alpha)}{2}) - L \cdot m, m \quad (5.12)$$

Тогда, выражение для определения уточненного предельного пролета наклонного обнажения висячего бока примет вид:

$$L' = 1/3 \cdot d_1^2 \frac{10 \cdot R_{сж}}{p}, \quad (5.13)$$

Согласно расчетам, предельные пролеты пород висячего бока, уточненные на основе графических построений параметров свода естественного равновесия, должны быть не более 66,3 м в табашках и 50,3 м - в плагиогранитах. С увеличением глубины работ предельные размеры возможных полостей резко сокращаются, а значит сокращаются и допустимые пролеты. Так, на горизонте 700 м предельные пролеты, полученные графическим методом, имеют значения 58,5 и 52,2 м в табашках и плагиогранитах, соответственно, что уже отвечает требованиям прочности с учетом трещиноватости пород.

Определение допустимого обнажения в висячем боку залежи с учетом тектонической составляющей напряжений производится по величине действующих напряжений в середине пролета по условию:

$$\sigma \leq \frac{[\sigma]}{n}, \quad (5.14)$$

где $[\sigma]$ - прочность пород висячего бока, МПа; n - коэффициент запаса прочности.

В данном случае, максимальные напряжения ориентированы преимущественно вкост простирания геологических структур. Таким образом, при расположении очистного пространства по простиранию кварцевых жил, максимальные напряжения в массиве будут ориентированы перпендикулярно вертикальной стенке камеры, что приведет к образованию в последней растягивающих напряжений, а, следовательно, и вывалов пород висячего бока, а также к разубоживанию руды.

$$n = n_1 \cdot n_2 \cdot n_3 \cdot n_4, \quad (5.15)$$

где n_1 - коэффициент концентрации напряжений; n_2 - коэффициент структурного ослабления; n_3 - коэффициент, учитывающий снижение прочности по отношению к средней величине; n_4 - коэффициент уменьшения сечения.

$$\sigma = \sigma_n^{cp} \cdot K_{\sigma_n} + \sigma_n^{cp} \cdot K_{\sigma_n}, \quad (5.16)$$

где σ_n^{cp} , σ_n^{cp} - средние напряжения в массиве вблизи обнажения;

$$\sigma_n^{cp} = \frac{\sigma_1 + \sigma_2}{2} + \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2} \cos 2(\varphi - \alpha), \quad (5.17)$$

$$\sigma_n^{cp} = \frac{\sigma_1 + \sigma_2}{2} - \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2} \cos 2(\varphi - \alpha), \quad (5.18)$$

где σ_1, σ_2 - главные напряжения в природном поле, МПа, (рис. 5.22); φ - угол наклона векторов главных напряжений от осей координат (против часовой стрелки), град; α - угол наклона залежи, град; $K_{сп}, K_{сн}$ - коэффициенты концентрации напряжений в середине пролета, соответственно, для $\sigma_{п}$ и $\sigma_{н}$ в зависимости от соотношения размеров камеры вкост простирания (берется по графику 5.23).

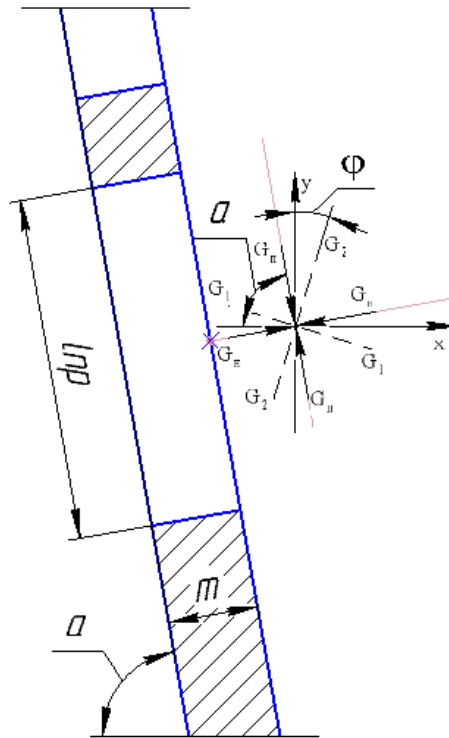


Рисунок 5.22 - Схема к расчету главных напряжений на контуре обнажения пород

Расчетные значения напряжений на контуре обнажения пород висячего бока для различных горизонтов Кочкарского месторождения приведены в таблице 5.24.

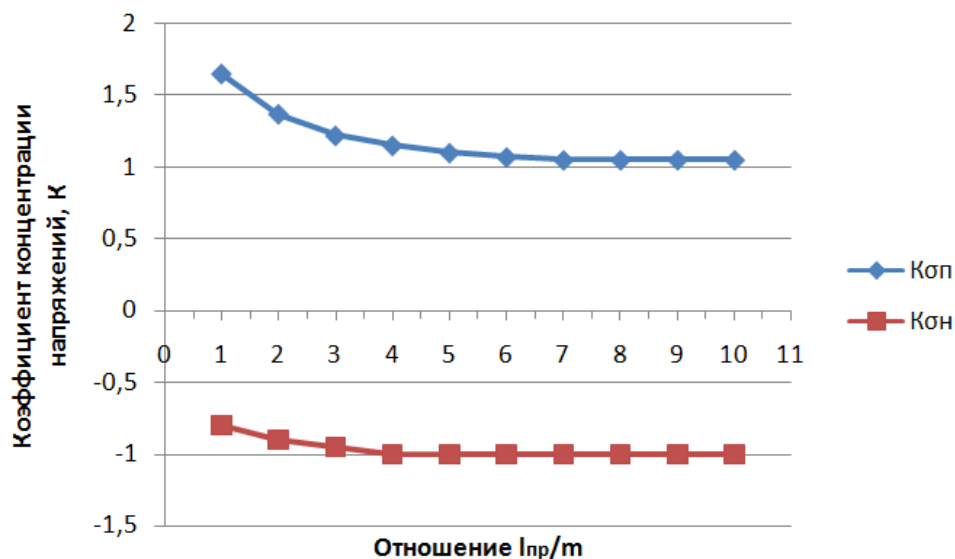


Рисунок 5.23 - Графики зависимости коэффициентов концентрации напряжений в центре пролета камеры в зависимости от отношения $l_{пр}/m$

Таблица 5.24 - Напряжения на контуре обнажения пород висячего бока

Глубина ведения работ, м	$\sigma_x = \sigma_1$, МПа	$\sigma_z = \sigma_2$, МПа	σ_p (ср), МПа	σ_n (ср), МПа	Напряжения σ в центре пролета обнажения для пород, МПа
147	-4,6	-2,9	-2,95	-4,55	-
200	-5	-3,1	-3,16	-4,94	0,87
250	-8	-4	-4,12	-7,88	1,79
296	-14	-9	-9,15	-13,85	2,44
350	-18	-9,3	-9,56	-17,74	3,91
400	-25	-9,7	-10,16	-24,54	8,62
450	-34	-9,9	-10,62	-33,28	15,71
512	-47	-10	-11,11	-45,89	25,78
550	-50	-19	-19,93	-49,07	27,77
600	-56	-25	-25,93	-55,07	22,95
650	-61	-28	-28,99	-60,01	22,67
700	-65	-33	-33,96	-64,04	22,05

Как видно из таблицы, напряжения на контуре висячего бока принимают характер растягивающих и изменяются от 0,87 до 27,8 МПа в зависимости от глубины ведения работ. В реальных условиях, вследствие протекания реологических процессов, уровень нагруженности будет снижаться, однако, он будет оставаться достаточно высоким в связи с наличием зон объемного сжатия в целиках малой высоты, а также высокими значениями модуля

деформации пород. Большие растягивающие напряжения на контуре вертикального обнажения приведут к разрушению слагающих его пород и, в дальнейшем, к вывалам их в очистное пространство, снижая качественные показатели рудной массы.

По данным Э.В. Каспарьяна коэффициент концентрации напряжений в вертикальной стенке камеры, высота которой в 3 раза превышает горизонтальный пролет камеры ($h/m=3$), равен $K=-0,5504 \cdot \sigma_z$. Значения напряжения в вертикальной стенке камеры представлены в таблице 5.25.

Таблица 5.25 - Напряжения σ_z на контуре вертикального обнажения пород

Глубина ведения работ, м	σ_z (натурный замер), МПа	$\sigma_z = \gamma H$, МПа	Коэффициент концентрации напряжений, К	Напряжения σ в центре пролета обнажения по методике Каспарьяна Э.В., полученные на основе напряжений, МПа	
				натурных	расчетных
147	-2,9	-4,12	0,5504	1,60	2,27
200	-3,1	-5,60		1,71	3,08
250	-4	-7,00		2,20	3,85
296	-9	-8,29		4,95	4,56
350	-9,3	-9,80		5,12	5,39
400	-9,7	-11,20		5,34	6,16
450	-9,9	-12,60		5,45	6,94
512	-10	-14,34		5,50	7,89
550	-16	-15,40		10,46	8,48
600	-25	-16,80		13,76	9,25
650	-28	-18,20		15,41	10,02
700	-33	-19,60		18,16	10,79

Как видно из таблиц 5.24 и 5.25, значения и характер распределения напряжений, полученных по вышеизложенным методикам, имеют достаточно высокую сходимость результатов, что говорит об их представительности. Предел прочности пород на растяжение [σ_p] составляет 22,5 и 18,3 МПа для плагиогранитов и табашек, соответственно. На глубоких горизонтах месторождения значения напряжений могут доходить до 70% от предела прочности пород на растяжение, а иногда становятся им равными.

Расчет конструктивных элементов систем разработки включал расчеты размеров потолочин камер, междукамерных целиков по каждой из систем разработки.

Согласно методике А.А. Иливицкого, при мощности отработки 15 - 60 м, угле падения 45 - 90°, коэффициенте крепости руд более 8 – 10, высота потолочины определяется:

$$h = A[\gamma_1 \cdot A \cdot n / (2000 \cdot \sigma_p) + 0,1\sqrt{n \cdot \gamma \cdot h_3 \cdot \sin \alpha / \sigma_{сж}}], \quad (5.19)$$

где γ_1 и γ – соответственно, плотность материала целика и породы (закладки), заполнившей вышележащую камеру, кН/м³; n - коэффициент запаса прочности ($n=2$ при системах разработки с подэтажной отбойкой; $n=1,5$ при камерных системах разработки без доступа людей в камеру). Предел прочности пород на сжатие (растяжение) принимался в расчетах соответственно равным 164 (22,5) МПа для плагиогранитов; 130 (18,3) МПа - для табашек; 200 (18,6) МПа - для кварца.

При расчетном пролете камеры 7; 12; 18; 25 м, мощность потолочины принимает следующие значения (табл. 5.26).

Таблица 5.26 - Толщина потолочины, м

Породы	Мощность потолочины, м			
	при горизонтальном пролете камеры А, м			
	7,00	12,00	18,00	25,00
плагиогранит	1,87	3,25	4,98	7,08
табашка	2,09	3,64	5,57	7,91
кварц	1,70	2,99	4,60	6,58

Таким образом, мощность потолочины в плагиогранитах равна 1,9; 3,3; 5,0; 7,1 м, в табашках - 2,1; 3,7; 5,6; 8,0, в кварце - 1,8; 3; 4,7; 6,6 м при горизонтальном пролете камеры 7, 12, 18, 25 м, соответственно. Однако, данная методика не учитывает наличие тектонических напряжений в массиве.

Расчетная схема определения толщины потолочины с учетом тектонических напряжений представлена на рис. 5.25.

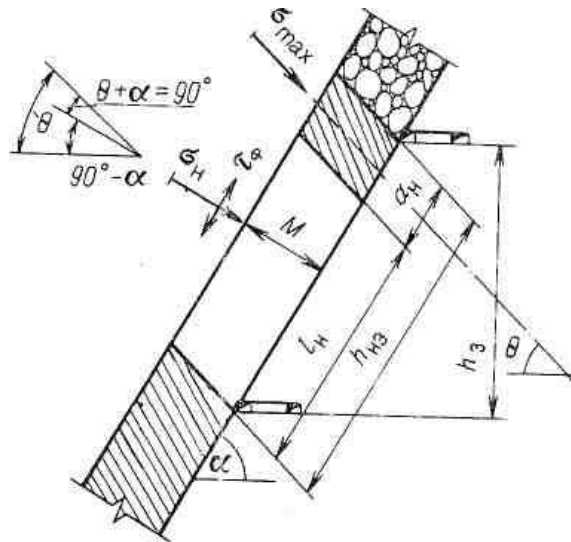


Рисунок 5.25 - Принципиальная схема расчета мощности потолочины

Для определения толщины потолочины рассчитывалась средняя величина нормальных напряжений:

$$\sigma'_n = \sigma_n^{cp} \cdot (2H_n - H' - \frac{h_3}{\sin \alpha} - \frac{l_n}{2}) / 2H_n, \text{ МПа} \quad (5.20)$$

где H_n - глубина по падению, м; l_n - проекция выработанного пространства на разрез вкрест простирания, м.

Устойчивый размер потолочины вычислялся по формуле, м:

$$a_n = \frac{n \cdot \sigma'_n \cdot (H_3 / \sin \alpha + 2 \cdot H')}{2 \cdot [\sigma_{сж}] - n \cdot \sigma'_n}, \text{ МПа} \quad (5.21)$$

где n - коэффициент запаса прочности.

Значение высоты потолочины соответствует условиям одноосного сжатия при отношении $m/a_n \geq 2$. При меньших значениях отношения следует вводить поправочные коэффициенты, учитывающие увеличение прочности за счет зон объемного сжатия. Тогда формула расчета высоты потолочины примет вид:

$$a_n = \frac{n \cdot \sigma'_n \cdot (H_3 / \sin \alpha + 2 \cdot H')}{2 \cdot [\sigma_{сж}] - n \cdot \sigma'_n} / (0,75 + 0,5 \cdot \frac{a_n}{m}), \text{ МПа} \quad (5.22)$$

Толщину потолочины можно определить по общеизвестной методике. В данном случае толщина потолочины a_n в плоскости, параллельной контактам залежи, определяется аналогично поперечному размеру ленточного целлика по формуле, которая для данного случая имеет вид:

$$a_n = \frac{150M \cdot \sigma_{сж} \cdot \sin \alpha + 1,6h_3 \cdot X}{[(1150\sigma_{сж} - X) \cdot \sin \alpha]}, \text{ м} \quad (5.23)$$

где h_3 - высота этажа, м;

$$X = n \cdot H \cdot \gamma \cdot \kappa_n \cdot \kappa_a \quad (5.24)$$

Угол наклона оси потолочины к горизонту, обеспечивающий ее работу в наиболее благоприятном режиме – режиме сжатия, определяется по формуле:

$$\theta = 90^\circ - \arctg \left[1 - \frac{0,1 \cdot \gamma_n \cdot H \cdot (1 + \nu - \sin(\arctg \nu))}{100\sigma_{сж}} \right], \quad (5.25)$$

где γ_n - удельный вес налегающих пород, кН/м; H - глубина разработки, м; ν - коэффициент бокового распора; $[\sigma_{сж}]$ - предел прочности пород при сжатии, МПа.

$$\kappa_a = \frac{\nu \cdot \sin \alpha}{[\cos(90^\circ - \theta - \alpha) \cos \theta]} \quad (5.26)$$

Параметры потолочин при мощности отработки $m=2$ м и коэффициенте запаса $n=2$ представлены в табл. 5.27.

Таблица 5.27 - Толщина потолочины при различной глубине ведения работ

Глубина ведения работ, м $m=2$ м	Толщина потолочины, м		
	плаггиогранит	табашка	кварц
147	1,56	1,67	1,28
200	2,04	2,19	1,65
250	2,50	2,69	2,01
296	2,92	3,15	2,34
350	3,43	3,70	2,73
400	3,90	4,21	3,09
450	4,38	4,73	3,46
512	4,98	5,39	3,92
550	5,35	5,79	4,20
600	5,85	6,33	4,58
650	6,35	6,88	4,96
700	6,85	7,44	5,35

Параметры потолочин при мощности отработки $m=15$ м и коэффициенте запаса $n=1,5$ представлены в табл. 5.28.

Анализ данных таблиц 5.27 и 5.28 свидетельствует, что размер потолочины при мощности отработки $m=2$ м изменяется в пределах 1,3 - 7,5 м в зависимости от пород и глубины ведения работ. При мощности отработки $m=15$ м, размер потолочины, рассчитанный по методике, учитывающей тектоническую составляющую напряжений, варьирует в пределах от 3,3 до 17,3 м для плагиогранитов и от 4 до 18,5 м для табашек, в зависимости от глубины ведения работ.

Таблица 5.28 - Толщина потолочины при различной глубине ведения работ с учетом тектонической составляющей ($m=15$ м)

Глубина ведения работ, м	Средняя величина нормальных напряжений G_n' , МПа	Толщина потолочины h_p , м		Толщина потолочины h_p с учетом коэффициента формы ($a/m \leq 2$), м		Толщина потолочины, м	
		плагиогранит	табашка	плагиогранит	табашка	плагиогранит	табашка
147	-4,60	2,72	3,41	3,24	3,95	2,95	3,03
200	-5,00	2,95	3,70	3,48	4,24	3,31	3,42
250	-8,00	4,66	5,82	5,15	6,17	3,66	3,80
296	-14,00	7,94	9,87	7,83	9,14	3,98	4,15
350	-18,00	10,04	12,42	9,26	10,67	4,36	4,56
400	-25,00	13,54	16,64	11,27	12,75	4,71	4,94
450	-34,00	17,76	21,65	13,24	14,71	5,07	5,33
512	-47,00	23,35	28,16	15,28	16,68	5,52	5,82
550	-50,00	24,57	29,55	15,66	17,03	5,79	6,12
600	-56,00	26,91	32,23	16,34	17,67	6,16	6,52
650	-61,00	28,79	34,36	16,84	18,13	6,53	6,92
700	-65,00	30,25	36,00	17,20	18,46	6,90	7,33

В данном случае расчет ведется без учета нарушения целостности массива тектоническими трещинами. В реальных условиях, вследствие большой изрезанности массива тектоническими нарушениями, напряжения, действующие по нормали к плоскости потолочины, будут иметь меньшие значения, а, следовательно, и толщина потолочины будет меньше.

Расчет междукамерных целиков при отработке системами разработки подэтажных штреков выполнен для условий расчетной схемы, представленной на рис. 5.26.

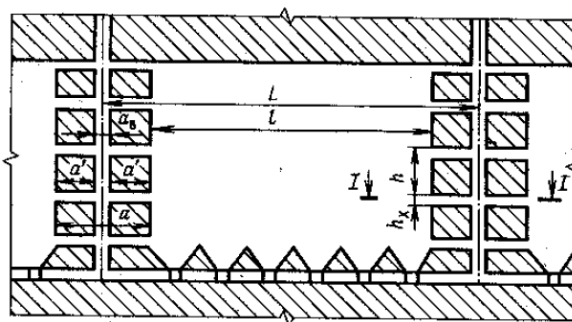


Рисунок 5.26 - Схема определения размеров междукамерных целиков

Ширина ножек целика определена по формуле:

$$a' = q + \sqrt{q^2 + q(L + a_{\text{в}})}, \quad (5.27)$$

$$q = \gamma \cdot H \cdot n \cdot k_{\text{н}} \cdot k_{\text{а}} \cdot h \cdot b / [2000 \cdot k_{\text{с}} \cdot k_{\text{д}} \cdot \sigma_{\text{сж}} \cdot (h - h_{\text{х}})] \quad (5.28)$$

где n - коэффициент запаса прочности (1,4 - 1,7); h - расстояние по вертикали между ходками, м; b - ширина ходка, м; $k_{\text{н}}$ - коэффициент, учитывающий мощность налегающих пород, создающих давление на целики (при соотношении ширины панели к глубине залегания $A/H < 0,8$ $k_{\text{н}} = 0,7$; $k_{\text{а}}$ - коэффициент, учитывающий угол падения залежи; $k_{\text{с}}$ - коэффициент структурного ослабления массива; $k_{\text{д}}$ - коэффициент учитывающий время стояния целика (0,7); $h_{\text{х}}$ - высота ходка, м; $a_{\text{в}}$ - ширина восстающего, м; L - длина камеры, м.

$$k_{\text{а}} = \cos^2 \alpha + 0,3 \cdot \sin^2 \alpha, \quad (5.29)$$

Размеры целиков для плагиогранитов, табашек и кварца представлены в таблицах 5.29, 5.30, 5.31, соответственно.

Таблица 5.29 - Толщина целика при различной глубине ведения работ для плагиогранитов

Глубина ведения работ, м	Ширина ножек целика (a') при длине камер, м			Ширина целика с учетом ширины восстающего при длине камер, м		
	40	50	60	40	50	60
100	1,34	1,49	1,62	4,69	4,98	5,24
200	1,93	2,13	2,31	5,85	6,26	6,63
300	2,38	2,63	2,86	6,76	7,26	7,71
400	2,77	3,06	3,32	7,55	8,12	8,64
500	3,12	3,44	3,73	8,24	8,89	9,47
600	3,44	3,79	4,11	8,88	9,59	10,23
700	3,74	4,12	4,46	9,48	10,24	10,93

Таблица 5.30 - Толщина целика при различной глубине ведения работ для табашек

Глубина ведения работ, м	Ширина ножек целика (a') при длине камеры, м			Ширина целика с учетом ширины восстанавливающего при длине камеры, м		
	40	50	60	40	50	60
100	1,40	1,55	1,69	4,80	5,10	5,37
200	2,01	2,22	2,41	6,01	6,44	6,82
300	2,48	2,74	2,98	6,96	7,48	7,95
400	2,89	3,19	3,46	7,78	8,38	8,92
500	3,26	3,59	3,89	8,51	9,18	9,78
600	3,59	3,96	4,29	9,18	9,91	10,58
700	3,90	4,30	4,65	9,80	10,59	11,31

Таблица 5.31 - Толщина целика при различной глубине ведения работ для кварца

Глубина ведения работ, м	Ширина ножек целика (a') при длине камер, м			Ширина целика с учетом ширины восстанавливающего при длине камер, м		
	40	50	60	40	50	60
100	1,18	1,31	1,42	4,36	4,61	4,84
200	1,69	1,87	2,03	5,38	5,73	6,06
300	2,09	2,30	2,50	6,17	6,61	7,01
400	2,43	2,68	2,91	6,85	7,36	7,82
500	2,73	3,01	3,27	7,46	8,02	8,54
600	3,01	3,32	3,60	8,01	8,63	9,19
700	3,26	3,60	3,90	8,53	9,20	9,80

При мелкошпуровой отбойке руды в камерах, к расчетной общей ширине целиков с учетом нарушенности массива добавляют по 0,3 м с каждой стороны. При отбойке скважинами ширину целиков увеличивают с каждой стороны на 0,5 - 0,8 м.

Для расчета параметров камерной системы разработки со скважинной отбойкой приняты исходные данные, представленные на рис. 5.27 (гор. 470/420 м). Анализ данных рисунка свидетельствует, что в висячем и лежащем боках золоторудных жил имеются прокварцованные граниты и табашки мощностью от 8 до 15 м.

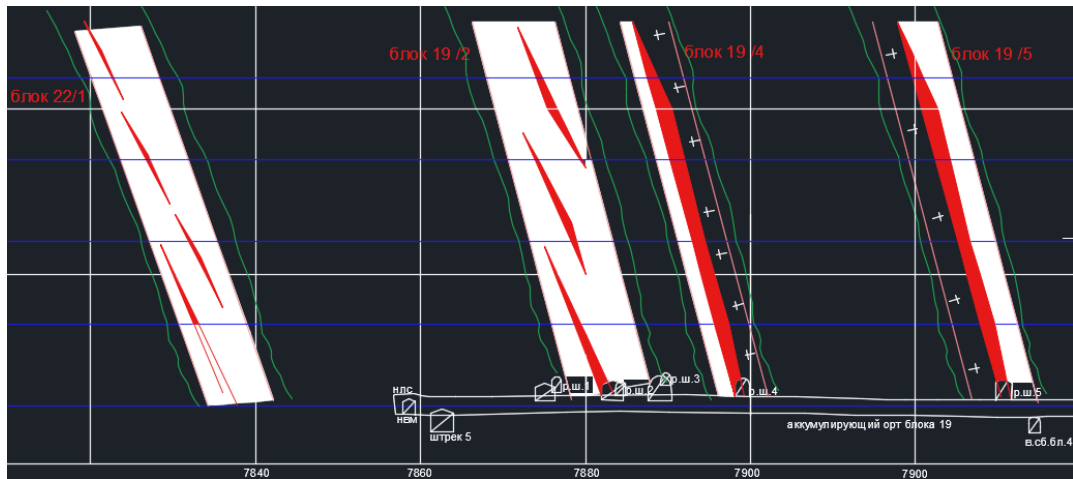


Рисунок 5.27 - Геологический разрез вкрест простирания по жилам Южная Воскресенская 1, 2, Северная Воскресенская, Нефтяная и минерализованным породам

Как видно из рисунка, блоки 19/2 и 19/4 оконтурены по жилам Южная Воскресенская 1-я и Южная Воскресенская 2-я в отметках горизонтов 420/470 метров. Участки минерализованных пород имеют размеры вкрест простирания геологических структур 8 и 15 метров. Межрудный прослой имеет мощность 5-6 метров.

Наибольшее распространение получил метод расчета размеров целиков, предложенный академиком Л.Д. Шевяковым. В основе расчета лежат принципы допускаемых напряжений в целиках. При этом считается, что целики в виде стены или колонны испытывают давление всей толщи пород от кровли очистной выработки до поверхности. При определении прочных размеров целиков сначала получают нагрузку на среднее сечение целика, при которой он перейдет в состояние предельного равновесия. Затем, сравнением полученной величины с действующим весом столба пород над целиком получают коэффициент запаса прочности целика. Коэффициент запаса прочности учитывает факторы со случайным характером влияния, в том числе:

- возможные отклонения в средней прочности руды (породы), $K_{31}=1,35$;
- неравномерность распределения напряжений от средней расчетной величины, $K_{32}=1,3$;
- возможные отклонения фактических размеров целиков и камер от их расчетной величины, $K_{33}=1,15$.

Значение коэффициента запаса рассчитывается как произведение составляющих коэффициентов:

$$K_{зан} = K_{з1} \cdot K_{з2} \cdot K_{з3} = 2 \quad (5.30)$$

То есть, учитывая временный характер оставляемых рудных целиков с достаточной долей вероятности $K_{зан}$ должен составлять 1,9-2,0.

Оценка запаса прочности рудных целиков выполнена по методу академика Л.Д. Шевякова по формуле:

$$K_з = \frac{a \cdot \sigma_{сж} \cdot K_c \cdot K_B \cdot K_y \cdot K_o \cdot K_{БВР} \cdot K_\phi}{[L \cdot \gamma \cdot H' \cdot K_\alpha]} \quad (5.31)$$

где a - ширина рудного (породного) целика, м; $\sigma_{сж}$ - предел прочности руды (породы) на сжатие, МПа; K_c - коэффициент структурного ослабления для среднетрешиноватых руд (пород), равный 0,4; K_B - коэффициент, учитывающий влияние времени на несущую способность целика, равный 1,0; K_y - коэффициент упрочнения, учитывающий повышение несущей способности целика при подпоре его стенок твердеющей закладкой, равный 1,6; K_o - коэффициент ослабления несущей способности МКЦ пройденным в нем выработками, 0,9; $K_{БВР}$ - коэффициент ослабления несущей способности МКЦ взрывными работами, 0,9; K_ϕ - коэффициент формы, учитывающий влияние отношения ширины целика к его высоте, при отношении ширины целика к его высоте меньше 1 K_ϕ , вычисляется по формуле:

$$K_\phi = 0,6 + \frac{0,4 \cdot a}{h} \quad (5.32)$$

где L - расстояние между осями целиков по простиранию, м; K_α - коэффициент, учитывающий угол падения залежи, α :

$$K_\alpha = \cos^2 \alpha + \phi \cdot \sin^2 \alpha \quad (5.33)$$

где ϕ - коэффициент бокового распора, равный 0,5.

Согласно исследованиям Криворожского НИГРИ на крутопадающих залежах, отрабатываемых камерными системами разработки, давление на МКЦ определяется не столько глубиной горных работ, сколько высотой сво-

да обрушения H' , которая зависит от горизонтальной мощности рудного тела m_r , а именно:

$$H' = 3,5 \cdot m_r \quad (5.34)$$

Анализ геологической информации, планов и разрезов показал, что максимальная совокупная мощность наиболее крупных жил, минерализованных пород и междурядных прослоев породы не превышает 50 м. Тогда:

$$H' = 3,5 \cdot 50 = 175 \text{ м}$$

Коэффициент запаса прочности для междукамерных целиков при отработке запасов минерализованных пород при камерно-целиковом порядке отработки представлен в табл. 5.32.

Таблица 5.32 - Коэффициент запаса прочности МКЦ при отработке запасов минерализованных зон в камерно-целиковом порядке выемки

Высота МКЦ, м	Ширина МКЦ, м	Расстояние между осями целиков, м	Коэффициент формы целика	Коэффициент запаса прочности
40	10	50	0,70	2,495
50	10	50	0,68	2,423
60	10	50	0,67	2,376
70	10	50	0,66	2,342

Метод расчета целиков по предельным нагрузкам справедлив и является основным в расчетах размеров устойчивых целиков в горизонтальных и полого падающих залежах. Однако, определение размеров целиков в условиях крутого и наклонного падения является более сложной задачей, так как давление на целики здесь проявляется не только со стороны вышележащей толщи пород, но и со стороны пород висячего и лежачего боков. Многочисленными наблюдениями за процессами деформации подработанной толщи пород показали, что характер действия сил сходен с тем, что показано на рисунке 5.28.

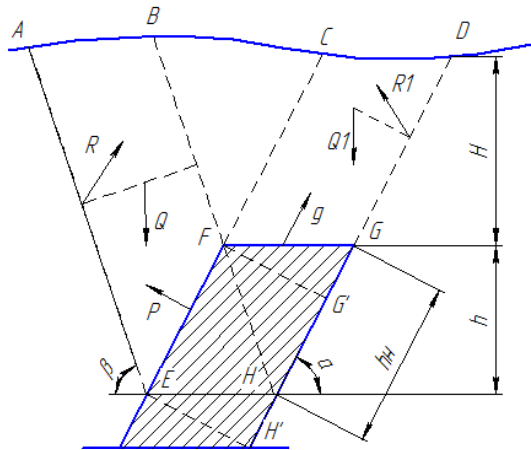


Рисунок 5.28 - Схема к расчету целиков от действия призм сползания

Целик испытывает вертикальное давление со стороны вышележащей толщи пород и боковое со стороны висячего бока, вызванное перемещением призм сползания со следующими допущениями:

- целики под действием нагрузки деформируются, что создает условия для формирования призм сползания;
- поверхность призм сползания является плоской.

Вертикальное давление в целике в этом случае рассчитывается по формуле:

$$q = \frac{H \cdot l_u \cdot \gamma \cdot \sin(\beta - \varphi)}{\cos \varphi} \quad (5.35)$$

Боковое давление рассчитывается по формуле:

$$P = \frac{h_u \cdot (H + 0.5h_u) \cdot (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) \cdot \gamma \cdot \sin(\beta - \varphi)}{\sin(\alpha + \beta - \varphi)}, \quad (5.36)$$

где H - глубина разработки, м; l_u - длина целика, м; h_u - высота целика, м; α - угол падения залежи, град.; β - угол сдвижения пород (руд) висячего бока, град.

Результирующее давление на целик рассчитывается по формуле:

$$R = \sqrt{q^2 + P^2} \quad (5.37)$$

Площадь целика, на который действует результирующее давление, определяется из выражения:

$$S = \frac{b_u + h_u}{\sin \alpha} + b_u \cdot l_u \cdot \sin \alpha, \quad (5.38)$$

где b_u - ширина целика, м.

Напряжение на целике, возникающее от результирующего давления, действующего на целик:

$$\sigma_n = \frac{R}{100 \cdot S}, \text{ МПа} \quad (5.39)$$

Коэффициент запаса прочности целика находится по формуле:

$$K_3 = \frac{\sigma_{сж} \cdot K_c \cdot K_B \cdot K_y \cdot K_o \cdot K_{БВР} \cdot K_\phi}{[\sigma_n \cdot K_\alpha]} \quad (5.40)$$

где

$$K_\phi = 0,6 + \frac{0,4 \cdot b_\phi}{h_\phi}$$

Результаты расчетов коэффициента запаса целика по данной методике представлены в табл. 5.33.

Таблица 5.33 - Значение коэффициента запаса прочности МКЦ с учетом действия на него призмы сползания

Наименование	Параметры						
Прочность пород на сжатие, МПа	160						
Глубина по низу камеры, м	100	200	300	400	500	600	700
Угол падения, град.	85						
Высота подэтажа, м	50						
Длина блока, м	50						
Ширина целика, м	10						
Длина целика, м	50						
Угол сдвижения пород, град.	65						
Угол внутреннего трения, град.	36						
Плотность пород, т/м ³	2,8						
Плотность закладки, т/м ³	1,5						
Глубина по верху камеры, м	50	150	250	350	450	550	650
Давление на целик в горизонтальной плоскости, (P), тонн	51431 4,99	9257 66,9 8	1337 218,9 7	17486 70,97	21601 22,96	25715 74,95	29830 26,94
Давление на целик в вертикальной плоскости, (γН), тонн	41948 0,35	1258 441, 06	2097 401,7 6	29363 62,47	37753 23,17	46142 83,88	54532 44,59
Результирующее давление, тонн	66368 9,44	1562 279, 87	2487 418,0 9	34176 12,43	43496 20,24	52824 81,75	62158 12,60
Площадь целика, на который действует призма сдвижения, м ²	1000,01						
Напряжение в целике, возникающее от давления призмы сдвижения, МПа	6,64	15,6 2	24,87	34,18	43,50	52,82	62,16
Коэффициент формы, доли ед.	0,68						
Коэффициент структурного ослабле-	0,40						

Наименование	Параметры						
ния, доли ед.							
Коэффициент упрочнения закладки, доли ед.	1,60						
Коэффициент ослабления выработками, доли ед.	0,95						
Коэффициент влияния времени, доли ед.	0,90						
Коэффициент БВР, доли ед.	0,90						
Коэффициент угла падения, доли ед.	0,63						
Коэффициент запаса прочности целика, Кз, доли ед.	12,79	5,43	3,41	2,48	1,95	1,61	1,37
Допустимая ширина целика при Кз=2,0, м	2,59	6,11	9,72	13,36	17,00	20,65	24,30

Минимально допустимое значение коэффициента запаса прочности целиков равно 2. Коэффициент запаса прочности целика, рассчитанный по двум описанным методикам выше минимально допустимого при глубине ведения работ до 500 метров. Но коэффициент запаса под действием на него призм сползания характеризуются несколько меньшими значениями. Это объясняется учетом объемного напряженного состояния пород, действующих на рудный целик (при этом вертикальная нагрузка частично компенсируется горизонтальной).

По результатам всех проведенных расчетов, задаваясь минимальным запасом прочности целиков, равным 2, могут быть рекомендованы следующие параметры технологии отработки минерализованных пород **при освоении** запасов на завершающей стадии: ширина целика равна 2,6 - 24,3 м в зависимости от глубины отработки.

При расчете параметров систем разработки с обрушением налегающих пород принято условие устойчивого состояния земной поверхности:

- при разработке системами с обрушением налегающих пород слепых обособленных залежей или отдельных участков пластообразных залежей, верхняя граница которых расположена ниже контакта коренных пород с рыхлыми отложениями, средней мощности и мощных ($m > 3\text{м}$) в покрывающих породах крепостью $4 < f < 16$ имеет вид:

$$H^1 > k_1 \cdot l_3, \quad (5.41)$$

где H^1 – фактическая глубина верхней границы выработанного пространства, считая от границы выветрелых пород и рыхлых отложений, м; k_1 – коэффи-

коэффициент учитывающий прочностные свойства горных пород; в зависимости от коэффициента крепости покрывающих пород f значение k_1 определяется по табл. 5.34; l_3 – эквивалентный пролет, вычисляемый по формуле:

$$l_3 = \frac{L \cdot l^1}{\sqrt{L^2 + l^{12}}}, \quad (5.42)$$

где L – размер выработанного пространства залежи по простиранию, м; l^1 – размер горизонтальной проекции выработанного пространства залежи на разрезе вкрест простирания, м ($l^1=27$ м на каждые 50 м глубины при мощности отработки $A=20$ м; угле залегания $\alpha=85^0$). При отработке участка начиная с глубины 196 м до 470 м $l^1=148,5$ м.

Таблица 5.34 - Значение коэффициента k_1 от крепости пород f

f	4	5	6	7	8	9	10	12	14	16
k_1	7,0	5,9	5,1	4,3	3,6	3,0	2,6	1,8	1,2	1,0

При разработке слепых залежей с углом падения $\alpha > 70^0$ земная поверхность сохранит устойчивое состояние, если кроме условия (5.42), соблюдается неравенство:

$$H^1 > k_1^1 \cdot l_3^1, \quad (5.43)$$

где k_1^1 – коэффициент, учитывающий прочностные свойства горных пород; в зависимости от коэффициента крепости покрывающих пород f значение k_1 определяется по табл. 5.35; l_3^1 – эквивалентный пролет, вычисляемый по формуле:

$$l_3^1 = \frac{L \cdot l_2}{\sqrt{L^2 + l_2^2}}, \quad (5.44)$$

где l_2 – размер выработанного пространства залежи по вертикали на разрезе вкрест простирания, м ($l_2=470-196=274$ м).

Таблица 5.35 - Значение коэффициента k_1 от крепости пород f

Строение пород	Слоистое			Неслоистое			
	f	4-6	7-10	11-16	6-8	9-11	12-16

Глубина, при которой устойчивое состояние земной поверхности не будет нарушено, составляет 242 м от контакта коренных пород с наносами. При мощности наносов 10 м, верхняя граница ведения работ системами с обрушением вышележащих пород составляет 252 м. Следовательно, необходимой мерой для сохранения целостности земной поверхности является оставление предохранительного целика до отметки 300 м.

Таким образом, впервые для условий вовлечения нового вида георесурса – минерализованных пород жильных золоторудных месторождений Южного Урала на завершающей стадии эксплуатации балансовых запасов, дана классификация и произведен расчет параметров систем разработки залежей. Определены конструктивные параметры систем разработки подэтажных штреков, с закладкой, обрушением вмещающих пород. Оценена область применения систем разработки с учетом горно-геологических условий, петрологического состава минерализованных золотосодержащих пород, масштабов наземной городской урбанизации. Определено, что для внедрения технологии закладки выработанного пространства, требуется проведение дополнительных исследований в области установления закономерностей формирования технологических свойств отходов обогащения и определения условий их пригодности в качестве исходного наполнителя закладочных смесей.

5.4 Обоснование условий применения цианидсодержащих хвостов обогащения в качестве наполнителя закладочных смесей

Для оценки принципиальной возможности использования отходов обогащения для закладочных работ проведено обоснование параметров систем разработки и технологии приготовления закладочных смесей применительно к освоению запасов верхних горизонтов. Объектами расчета являлись порядок отработки запасов, размеры выемочных блоков, параметры целиков, по-

толочин, обнажений пород, нормативной прочности закладки, размеры пере-мычек, состав твердеющих смесей, а также параметры технологии формиро-вания искусственного массива в выработанном пространстве – транспорта смеси, водоотведения избыточных вод, режима подачи пульпы. При этом рассмотрены виды закладки: твердеющая, гидравлическая, комбинированная. Оценены варианты отработки запасов этажей в нисходящем и восходящем порядках.

В соответствии с выполненными расчетами (см. разд. 5.3), месторожде-ние делится на этажи, этажи на блоки, блоки на камеры. Оработка ведется сверху вниз и снизу вверх. В первом случае, если используется монолитная закладка, сначала отрабатываются камеры первой очереди, во время их отра-ботки роль междукамерных целиков играют массивы камер второй очереди. Когда закладка набирает нормативную прочность в течение 90-180 суток, начинается отработка камер второй и последующих очередей. При их отра-ботке роль междукамерных целиков играют заложенные камеры.

При отработке камер первой очереди управление горным давлением осуществляется за счет естественного поддержания очистного пространства, а при отработке остальных - искусственными целиками, сформированными из закладочных материалов. Для равномерной передачи веса налегающих по-род на искусственный массив рекомендуется трехстадийный порядок выемки запасов этажей (рис. 5.29).

Для изоляции выработанного пространства используются глухие бетон-ные перемычки, расположенные в подэтажных штреках и откаточных выра-ботках.

Заполнение выработанного пространства предусмотрено хвостами циан-ирования. В настоящее время в хвостохранилище АО «ЮГК» поступают объединенные хвосты цианирования с фабрик ЗИФ и ФЗЦО. Тонина помола коллективных хвостов обогащения, поступающих на хвостохранилище, со-ставляет 70-73 % фракции $-0,044$ мм. Содержание твердого в отвальных хво-стах - на уровне 30-34 %.

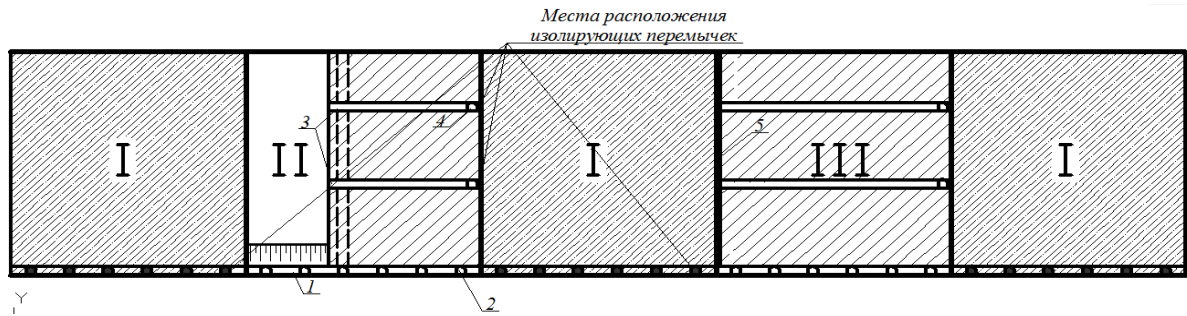


Рисунок 5.29 – Схема расположения и порядок отработки камер I, II, III очереди камерной системы разработки с твердеющей закладкой: 1 - траншейный штрек; 2 - заезд; 3 - подэтажный буровой штрек; 4 - сбойка с полевым подэтажным штреком; 5 - отрезной восстающий

Причем, принципиально возможны два варианта организации закладочного хозяйства на АО «ЮГК»:

- закладка выработанного подземного пространства твердеющими смесями;
- закладка выработанного подземного пространства гидравлическими смесями (без добавления вяжущих компонентов).

Выработанное пространство предлагается закладывать литыми смесями, что диктуется необходимостью применения трубопроводного транспорта, как более высокоэффективного, технологичного и наиболее экономичного.

Использование текущих хвостов в качестве материала для закладки выработанного пространства при такой высокой тонине помола материала и исходной влажности невозможно без операций предварительного обезвоживания и обезвреживания.

Для достижения этой цели перспективно применение двух вариантов: обезвоживание либо на гидроциклонах, либо с использованием высокоплотных сгустителей.

Предварительный анализ перспективных технологий обезвоживания хвостов цианирования указал на то, что вариант использования гидроциклонов будет малоэффективен из-за высокой дисперсности частиц. Это объясняется тем, что высокодисперсная частица, поступая в гидроциклон, вместе с потоком пульпы будет вовлекаться во вращательное движение вокруг оси гидроциклона. Чем тоньше частицы и чем меньше разница между ее плотностью и плотностью жидкой фазы пульпы, тем ближе совпадают траектории

их движения с линиями тока жидкости, что способствует переводу твердых частиц в слив гидроциклона. Таким образом, обезвоживание такой тонкодисперсной пульпы возможно лишь на гидроциклонах самых маленьких типовых размеров (ГЦ 25-75), характеризующихся низкими показателями производительности. Вместе с тем, данный вариант характеризуется невысокими затратами и может быть пригоден при небольших объемах закладываемых пустот.

С этих позиций наиболее перспективным техническим решением является сгущение тонкодисперсных хвостов цианирования и получение из них смесей высокой плотности (пасты). Пастой или высокоплотным сгущенным продуктом называется неосаждаемая суспензия с высоким содержанием твердого составляющего, отделяющая незначительное количество воды. Паста обладает прочной структурой и имеет ряд специфических свойств: неосаждаемость, неразделимость, устойчивость к расползанию и внешним воздействиям, высокая вязкость. Современные технологии пастового сгущения отходов обогатительного передела обеспечивают высокую экологичность их складирования, позволяют значительно увеличить и ускорить водоотведение из отвальных хвостов, улучшить качество оборотной воды и минимизировать ее потери при испарении, а также значительно сократить площади, необходимые для размещения отходов.

Сгущенные хвосты обогащения являются идеальным материалом для заполнения выработанного пространства шахт и карьеров. В настоящее время накоплен значительный опыт применения текущих и лежалых хвостов обогащения в качестве инертного заполнителя с добавлением определенных комбинаций вяжущих компонентов.

Необходимо отметить, что исследований, направленных на определение возможности использования сгущенных хвостов цианирования золотосодержащих руд в качестве инертного заполнителя при закладке выработанного пространства до настоящего времени не проводилось.

На практике применяются следующие способы обезвреживания цианидных пульп:

- продувка сернистым газом в смеси с воздухом (процесс INCO), продувка озоном и газообразным хлором;

- обработка гипохлоритами натрия и кальция (щелочное хлорирование);
- технология с использованием солей железа;
- биоразложение;
- метод нейтрализации и, в частности, AVR-метод ("подкисление - отдувка - нейтрализация") для жидких отходов золотодобывающих предприятий;
- цианосорбция;
- разложение в автоклаве.

Экспериментальная работа проводилась в следующих направлениях:

- выбор режимов и параметров сгущения хвостовой пульпы;
- определение вариантов обезвреживания продукта сгущения;
- исследование режимов и параметров обезвреживания слива сгущения с регенерацией цианида натрия.

Тонина помола коллективных хвостов обогащения фабрик Пластовской ЗИФ и ФЗЦО, поступающих на хвостохранилище, составляет 70-72 % фракции -0,044 мм. Гранулометрическая характеристика отвальных хвостов обогащения приведена в табл. 5.36.

Таблица 5.36 – Гранулометрический состав хвостов цианирования фабрик Пластовской ЗИФ и ФЗЦО

Класс крупности, мкм	-100 + 74	- 74 + 44	- 44 + 0
Содержание класса в хвостах ЗИФ, %	20	8	72
Содержание класса в хвостах ФЗЦО, %	29,2	13,5	57,3

Определено, что высокое содержание тонких классов крупности в хвостах обогащения будет отрицательно влиять на процесс приготовления из данного материала твердеющих смесей, вызывая значительный расход вяжущих компонентов. С этой позиции, использование хвостов ФЗЦО в качестве инертного заполнителя является более перспективным и рациональным.

Согласно результатам предварительного исследования, наилучшие показатели, с точки зрения образования структуры и водоотдачи, при расходе 99,3 г/т были продемонстрированы реагентом Rheomaxtm ETD 9010.

При обработке проб минимальной дозировкой 37,2 г/т, был получен сгущенный осадок с образованными мелкими и средними флоккулами. Он имеет зернистую несвязанную структуру, которая при незначительном механическом воздействии подвергается разрушению. Полученный осадок оказался не прочный и практически полностью потерял заданную форму.

При увеличении дозировки Rheomax™ ETD 9010, пропорционально увеличивается процент водоотдачи, скорость отдачи воды и ее чистота (количество не связанных мелких хлопьев). Также повышается угол естественного откоса, сгущенный осадок практически не подвержен растеканию.

Результаты исследований свидетельствуют, что при обработке отходов обогащения по технологии Rheomax™ ETD достигаются следующие показатели: угол растекания осадка - $4 \div 36$ град, водоотдача через 5 минут - $27\% \div 55\%$. Выделенная вода – чистая.

Основными выводами по результатам проведенных исследований являются:

- отходы обогащения поддаются обработке по технологии Rheomax™ ETD, при этом, различная дозировка Rheomax™ ETD будет значительно влиять на устойчивость сгущенного продукта к растеканию, интенсивность его высыхания и водоотдачу;

- оптимальным продуктом для обработки хвостов является Rheomax™ ETD 9010 и с дозировкой $95 \div 105$ г/т, на данных дозировках образуется однородная прочная структура сгущенного осадка, которая практически не подвержена растеканию и имеет высокую водоотдачу.

Определение физико-механических свойств пульпы, полученной сгущением хвостов цианирования, проводился в лаборатории ФГБОУ ВО «МГТУ им Г.И. Носова». В табл. 5.37-5.47 приведены результаты определения физико-механических свойств сгущенных хвостов цианирования.

Таблица 5.37 – Плотность материала (метод режущего кольца)

Номер образца	Масса кольца, г	Масса кольца с материалом, г	Масса материала, г	Объем кольца, см ³	Плотность образца, г/см ³	Средняя плотность пробы, г/см ³	Средняя плотность всего материала, г/см ³
1 (верхняя часть)	39,94	136,92	96,98	51,25	1,892	1,89	1,90
	39,94	136,50	96,56	51,25	1,884		
	39,94	137,80	97,86	51,25	1,909		
	39,94	136,96	97,02	51,25	1,893		
	39,94	135,27	95,33	51,25	1,860		
2 (нижняя часть)	39,94	137,06	97,12	51,25	1,895	1,92	
	39,94	138,62	98,68	51,25	1,925		
	39,94	138,56	98,62	51,25	1,924		
	39,94	138,11	98,17	51,25	1,916		
	39,94	138,18	98,24	51,25	1,917		

Таблица 5.38 – Водоотдача материала

Масса материала с тарой, г	Масса тары, г	Масса воды, г	Масса материала без тары, г	Масса материала без тары, без воды, г	Водоотдача, %
5284,977	206,42	964,08	5078,56	4114,48	19,0

Таблица 5.39 – Исходная влажность материала

Номер пробы	Масса бюкса, г	Масса бюкса с образцом до сушки, г	Масса бюкса с образцом после сушки, г	Исходная влажность образца, %	Средняя влажность пробы, %	Средняя влажность всей пульпы, %
1 (верхняя часть)	12,22	50,36	40,65	34,15	33,8	32,7
	11,90	40,70	33,42	33,83		
	10,26	37,98	31,06	33,27		
2 (нижняя часть)	13,62	37,26	31,60	31,48	31,6	
	12,27	31,35	26,76	31,68		
	11,80	31,48	26,74	31,73		

Таблица 5.40 – Плотность частиц материала (истинная плотность)

Масса пикнометра с частью воды, г	Масса пикнометра с частью воды и материалом, г	Масса сухой навески, г	Масса пикнометра с водой, г	Масса пикнометра с навеской и водой, г	Плотность, г/см ³	Плотность частиц, г/см ³
94,15	109,35	15,20	138,64	148,22	2,705	2,70
94,15	109,56	15,41	138,28	147,99	2,704	
94,50	109,97	15,47	138,15	147,90	2,705	
93,57	109,03	15,46	138,51	148,25	2,703	

Таблица 5.41 – Пористость материала

Проба	Плотность частиц, г/см ³	Плотность материала, г/см ³	Влажность, %	Плотность сухого материала, г/см ³	Пористость, %	Коэффициент пористости	Коэффициент водонасыщения
1	2,70	1,89	33,8	1,41	48	0,91	1,00
2	2,70	1,92	31,6	1,46	46	0,85	1,00
среднее	2,70	1,90	32,7	1,43	47	0,89	1,00

Таблица 5.42 – Удельное сцепление и угол внутреннего трения ГОСТ 12248-2010

Номер образца	Вертикальная нагрузка, кг/см ²	Сдвигающее усилие, кг/см ²	Тангенс угла внутреннего трения	Удельное сцепление, МПа	Угол внутреннего трения, град.
1	1,0	0,800	0,69	0,015	34,5
2	2,0	1,550			
3	3,0	2,150			
4	4,0	3,000			
5	5,0	3,625			
6	6,0	4,200			

Таблица 5.43 – Плотность материала при определении удельного сцепления

Номер образца	Масса кольца, г	Масса кольца с материалом, г	Масса материала, г	Диаметр кольца, см	Высота кольца, см	Площадь кольца, см ²	Объем кольца, см ³	Плотность пробы, г/см ³
1	109,40	404,04	294,64	7,14	3,48	40,02	139,27	2,116
2	106,98	399,13	292,15	7,14	3,44	40,02	137,67	2,122
3	77,51	293,20	215,69	7,14	2,53	40,02	101,25	2,130
4	102,76	395,49	292,73	7,14	3,35	40,02	134,06	2,184
5	120,09	407,32	287,23	7,14	3,47	40,02	138,87	2,068
6	109,71	397,71	288,00	7,14	3,48	40,02	139,27	2,068

Таблица 5.44 – Изменение влажности материала при определении сцепления

Номер образца	Вертикальная нагрузка, МПа	Масса бюкса, г	Масса бюкса с образцом до сушки, г	Масса бюкса с образцом после сушки, г	Влажность образца, %	Средняя влажность пробы, %
1	0,1	5,25	17,94	15,58	22,85	22,66
2		5,20	14,19	12,54	22,48	
1	0,2	4,53	17,31	15,06	21,37	21,40
2		4,56	15,78	13,80	21,43	
1	0,3	5,28	16,09	14,18	21,46	21,21
2		5,29	17,64	15,50	20,96	
1	0,4	5,36	18,11	15,96	20,28	20,99
2		5,20	16,87	14,79	21,69	
1	0,5	5,32	17,30	15,25	20,64	20,55
2		5,22	15,88	14,07	20,45	
1	0,6	4,82	18,72	16,40	20,03	20,03
2		5,52	16,31	14,51	20,02	

Таблица 5.45 – Плотность материала при компрессионных испытаниях

Номер образца	Масса кольца, г	Масса кольца с материалом, г	Масса материала, г	Диаметр кольца, см	Высота кольца, см	Площадь кольца, см ²	Объем кольца, см ³	Плотность пробы, г/см ³
1	124,82	276,48	151,66	7,14	2,00	40,02	80,04	1,895

Таблица 5.46 – Влажность материала после компрессионных испытаний

Номер образца	Масса бюкса, г	Масса бюкса с образцом до сушки, г	Масса бюкса с образцом после сушки, г	Естественная влажность образца, %	Средняя влажность пробы, %
1	12,22	23,6	21,51	22,50	22,3
2	11,90	22,08	20,24	22,06	
3	10,26	25,44	22,68	22,22	

Таблица 5.47 – Компрессионные испытания материала

Нагрузка, кг/см ²	Поправка прибора	Показание индикатора, мм	Осадка	Относительное сжатие	Коэф-т пористости	Модуль осадки	Коэф-циент уплотнения	Модуль деформации, МПа
0,00	0,000	0,0000			0,89			
0,50	0,0493	1,1000	1,051	0,0525	0,791	52,5	0,199	0,902
1,00	0,0750	1,3750	1,300	0,0650	0,767	65,0	0,047	3,751
1,50	0,0900	1,5950	1,505	0,0753	0,748	75,3	0,039	4,511
2,00	0,1050	1,7550	1,650	0,0825	0,734	82,5	0,027	6,328
2,50	0,1150	1,8950	1,780	0,0890	0,722	89,0	0,025	7,008
3,00	0,1215	1,9950	1,874	0,0937	0,713	93,7	0,018	9,693
3,50	0,1270	2,0690	1,942	0,0971	0,706	97,1	0,013	13,181
4,00	0,1360	2,1275	1,992	0,0996	0,702	99,6	0,009	18,190
4,50	0,1398	2,1850	2,045	0,1023	0,697	102,3	0,010	16,718
5,00	0,1475	2,2450	2,098	0,1049	0,692	104,9	0,010	17,115
5,50	0,1500	2,3175	2,168	0,1084	0,685	108,4	0,013	12,737
6,00	0,1560	2,3575	2,202	0,1101	0,682	110,1	0,006	26,174
6,00	0,1560	2,3575	2,202	0,1101	0,682	110,1	0,035	4,851

Полученные результаты указывают на то, что сгущенные хвосты при влажности менее 25% становятся не текучими и не подвижными. При такой влажности сцепление между частицами твердого значительно возрастает и сгущенный кек становится устойчивым.

Полученный после сгущения материал характеризуется как непластичный, т.е. не способный деформироваться под действием внешних сил без разрыва сплошности и сохраняет полученную при деформации новую форму после прекращения действия внешних сил. Это связано с влажностью материала, степенью его дисперсности и с минералогическим составом утилизируемых хвостов обогащения (табл. 5.48).

Таблица 5.48 – Физико-механические свойства пастообразной закладки из сгущенных хвостов цианирования

Характеристики	материал	пр1	пр2
Влажность, %	32,7	33,8	31,6
Водоотдача, %	19	-	-
Плотность, г/см ³	1,90	1,89	1,92
Плотность частиц, г/см ³	2,70	2,70	2,70
Плотность скелета, г/см ³	1,43	1,41	1,46
Пористость, %	47	48	46
Коэффициент пористости	0,89	0,91	0,85
Коэффициент водонасыщения	1,00	1,00	1,00
Одометрический модуль деформации, МПа ($P_{\max} = 0,6$ МПа)	4,85	-	-
Удельное сцепление, МПа	0,015	-	-
Угол внутреннего трения, град	34,5	-	-

Таким образом, полученный материал классифицируется, как сгущенный суглинок, обладающий значительным сцеплением, небольшой пластичностью, слабо пропускающий воду и легко размывающийся. Перечисленные свойства сгущенных хвостов цианирования, в случае использования их при ведении закладочных работ в качестве инертного заполнителя, будут характеризовать его как материал низкого качества.

С учетом выполненных исследований для испытаний и выявления динамики набора прочности приняты следующие композиции низкопрочных закладочных смесей в водном растворе:

- сгущенные хвосты обогащения, цемент;
- сгущенные хвосты обогащения, цемент, шлак.

В качестве исходных компонентов были использованы выше перечисленные материалы, а для отбора конкретного состава закладочной смеси для проекта руководствовались требованиями, изложенными ниже.

Исходя из опыта ведения закладочных работ, твердеющая смесь должна обеспечивать:

- заданные прочностные характеристики затвердевшего массива;
- способность транспортироваться по трубам без расслоения и сохранять связность и однородность структуры во время укладки в выработанное пространство карьера;
- быструю кольматацию трещин и водопроводящих каналов в массиве пород;
- минимальную усадку и минимальный коэффициент компрессии;
- минимальное количество воды, чтобы избежать снижения прочности искусственного массива;
- минимальную себестоимость за счет экономного расхода цемента и других дорогостоящих вяжущих.

Разработанные рецептуры и результаты испытаний изготовленных образцов закладочных смесей приведены в табл. 5.49.

По представленным данным видно, что прочность образцов с низким расходом вяжущего в возрасте 7 и 28 суток определить практически не представлялось возможным, так как усилие поднятия пуансона прессы для прижатия образца составляло до 0,9 кН, образцы от такого воздействия разрушались. Следовательно, все значения прочности были менее 0,2 МПа.

Это объясняется формированием в образцах коагуляционной структуры, в образовании которой участвуют сравнительно слабые силы молекулярного взаимодействия между частицами — ван-дер-ваальсовыи силы сцепления, действующие через прослойки жидкой среды. Это связано, в первую очередь, с низким значением цементно-водного отношения, которое не позволяет обеспечить достижение требуемой прочности.

Таблица 5.49 - Разработанные рецептуры закладочных смесей для закладки выработанного пространства шахты «Центральная» на основе хвостов обогащения ФЗЦО

а) Составы на основе цементного вяжущего

№	Расход материалов на 1 м ³ , кг			Плотность, смеси, кг/м ³	Предел прочности при сжатии, МПа, в возрасте, суток				Ц/В
	Цемент	Хвосты	Вода		7	28	60	90	
1	350	525	700	1575	1,15	2,9	3,8	4,2	0,5
2	300	600	720	1620	0,95	1,87	2,5	2,9	0,4
3	160	755	745	1660	0,25	0,6	0,85	1,1	0,214
4	100	800	735	1635	-	0,35	0,59	0,77	0,136
5	80	820	735	1635	-	0,24	0,38	0,67	0,1
6	60	840	735	1635	-	0,16	0,27	0,6	0,08
7	40	860	740	1640	-	0,09	0,15	0,35	0,049

б) Составы на комбинированном заполнителе и цементном вяжущем

№	Расход материалов на 1 м ³ , кг				Плотность, смеси, кг/м ³	Предел прочности при сжатии, МПа, в возрасте, суток				Ц/В
	Цемент	Песок	Хвосты	Вода		7	28	60	90	
1	100	335	490	675	1600	-	0,46	0,58	0,8	0,15
2	150	330	470	680	1630	0,25	0,63	0,79	1,05	0,22

в) Составы на основе цементно-шлакового вяжущего

№	Расход материалов на 1 м ³ , кг				Плотность, смеси, кг/м ³	Предел прочности при сжатии, МПа, в возрасте, суток			
	Цемент	Шлак	Хвосты	Вода		7	28	60	90
1	20	270	575	745	1610	-	0,15	0,28	0,54
2	40	290	550	745	1625	-	0,22	0,35	0,7
3	60	310	535	740	1645	-	0,47	0,65	0,82
4	80	330	515	750	1675	-	0,62	0,91	1,1
5	90	340	480	730	1660	0,24	1,25	2,1	2,68
6	100	380	420	740	1640	0,95	2,65	3,6	4,15

На рис. 5.30 приведен график кинетики набора нормативной прочности составов на основе цементного вяжущего и сгущенных хвостов обогащения.

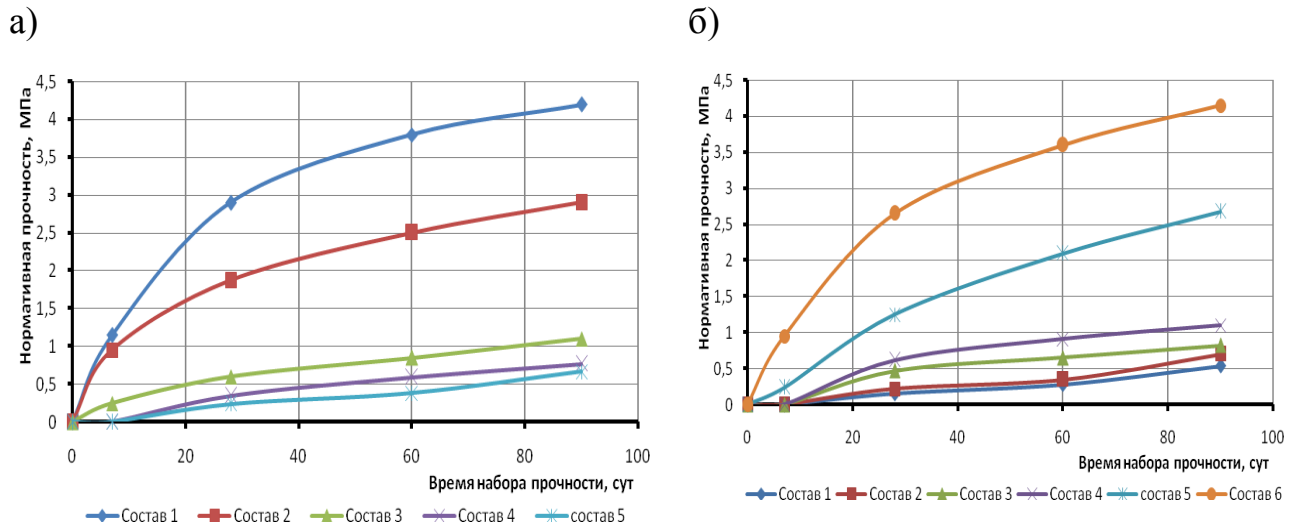


Рисунок 5.30 - Кинетика набора прочности составами на основе цементного (а), цементно-шлакового (б) вяжущего и сгущенных хвостов обогащения

Построенные зависимости указывают на то, что разработанные составы характеризуются схожей и равномерной кинетикой набора прочности. Все исследуемые образцы в контрольные сроки твердения набрали требуемую прочность.

Для улучшения технологических характеристик закладочных смесей на основе хвостов цианирования необходимо было оценить перспективность включения операции их подшихтовки материалом, способным создать каркасную основу. В табл. 5.49 б представлены разработанные составы и результаты определения прочности массивов из закладочных смесей, приготовленных на цементном вяжущем и комбинированном заполнителе, состоящем из смеси сгущенных хвостов и измельченных отвалных пород. Полученные результаты набора прочности свидетельствуют о том, что добавление пород при равных расходах цемента, в сравнении с составами на одних хвостах обогащения, не дают ожидаемого прироста прочности. Использование данных составов в промышленном режиме нецелесообразно с технологической точки зрения, так как влечет за собой необходимость организации дополнительных операций подготовки породного заполнителя.

Технологические рекомендации по технологии закладки выработанного пространства хвостами цианирования приведены в разработанном Технологическом регламенте ведения закладочных работ на Кочкарском месторождении.

5.5 Обоснование модернизации логистической схемы рудника на Кочкарском месторождении

С 1975 по 1990 гг. проведена реконструкция горного производства. Вместо десяти стволов небольшого сечения с деревянным креплением пройдено три, с бетонным креплением, сечением 15,6-23,7 м², глубиной 718-760 м. В том числе: один ствол рудовыдачной (Скиповой), производительностью по выдаче руды и пустой породы 620 тыс. т в год и два вспомогательных (Центральный и Восточный). Подъемные машины на стволах установлены с перспективой их углубки до 1000 м.

Характеристика стволов и типы подъемных установок приведены в табл. 5.50.

Таблица 5.50 – Характеристика стволов и типы подъемных установок

Наименование стволов	Размеры, м		Вид крепи	Тип подъемной установки и их кол-во
	диаметр	глубина		
«Скиповой»	5,5	760	бетон	2Ц-6*2,8 – 1
«Центральный разведочный»	5,5	750	бетон	2Ц-6*2,8 – 1
«Восточный»	4,5	718	бетон	2Ц-6*2,4 – 1
Ствол №82		415	дерево	демонтирована, ствол используется для вентиляции
Ствол шахты «Октябрь»		445	дерево	ЭБМ

Шахты «Центральная» и «Восточная» объединены в единую схему проветривания при помощи сбоек главных откаточных выработок по горизонтам 500 (512) м, 550 (562) м, 600 (612) м, 700 (712) м.

Запасы месторождения отрабатываются двумя шахтами:

- шахта «Восточная» ведет горные работ на горизонтах 662, 712 м;
- шахта «Центральная» осуществляет выемку запасов на горизонтах 600, 650, 700 м и ведет работы по строительству объектов разгрузки руды и погрузочных пунктов на горизонте 750 м у ств. «Скиповой» и «Центральный разведочный».

Кроме обеспечения единой схемы проветривания шахт, главные откаточные выработки являются запасными выходами, а так же предназначены для доставки и выдачи руды и породы по стволу «Скиповой», оборудованному двумя независимыми скиповыми подъемами (рудный и породный). По горизонтам 612 (600), 662 (650), 712 (700) м стволы соединены откаточным штреком.

В соответствии с принятым вариантом вскрытия, все горизонты месторождения (550, 600, 650, 700 м) имеют сбойки со стволами, и по мере проходки оборудуются постоянными коммуникациями. Схемы околоствольных дворов и расположение главных откаточных выработок на горизонтах аналогичны. Порядок отработки блоков – обратный (от границ шахтного поля к центру).

В настоящее время отработка запасов Кочкарского месторождения ведется системой разработки «подэтажные штреки» с мелкошпуровой отбойкой. Данная система разработки применяется в связи с незначительной мощностью рудных тел, которая колеблется от нескольких сантиметров до одного-двух метров, в среднем составляет 0,7 м. В ряде случаев вмещающими породами являются прокварцованные граниты, мощность таких оруденений достигает 10-14 м при среднем содержании золота 3 г/т. В связи с ростом цен на драгоценные металлы, доработка данных оруденений стала рентабельной. Для их отработки была внедрена система разработки «подэтажные штреки» со скважинной отбойкой, которая позволила повысить производительность труда на очистной выемке и снизить себестоимость добываемой рудной массы.

Альтернативным вариантом существующему способу выдачи руды из подземного рудника на золотоизвлекательную фабрику является логистическая схема, учитывающая проходку и ввод в эксплуатацию двух наклонных съездов с переходом рудника на транспортирование рудной массы самоходной техникой. Данный вариант в большей мере потребует пересмотра схемы вентиляции с возможным полным изменением схемы и способа проветривания шахты.

При подземной отработке мощных рудных месторождений себестоимость добычи руды и производительность труда преимущественно зависят от применяемых средств механизации горных работ, транспортирования и доставки рудной массы. Однако, отсутствие согласованного взаимодействия комплекса машин на основных и вспомогательных процессах добычи руды в шахте приводит к внутренним противоречиям. Безусловно, разрешить эти противоречия

возможно только на основе оптимизации логистической системы рудника с описанием функциональных возможностей согласования технологических процессов и средств механизации.

Традиционный подход к управлению рудопотоками основан на выделении отдельных элементов всего технологического процесса, как приоритетных элементов системы рудника. Однако, применение традиционного подхода к управлению рудопотоками при разработке месторождений полезных ископаемых в условиях стремительного роста производственной мощности горных предприятий и снижения содержания полезных ископаемых в рудной массе приводит к неизбежному росту затрат на выдачу руды.

Для сокращения себестоимости транспортирования и, следовательно, и затрат на добычу руды, необходимо применять логистический подход управления рудопотоками с рассмотрением горного предприятия как логистической системы.

Разновидности потоков являются наиболее значимыми в логистике. Под потоком в логистике понимается совокупность перемещаемых объектов, существующая как процесс на некотором временном интервале и измеряемая в абсолютных единицах перевозки за определенный период времени. В логистике выделяют: материальный поток, поток услуг, информационный и финансовый потоки.

Под логистическим подходом понимается интеграция отдельных звеньев материального производства в единую систему, упорядоченную вдоль материальных потоков и способную адекватно реагировать на возмущение различного рода. Логистический подход основан на усилении значимости управления материальными потоками в единой системе, в частности – горнотехнической системе Кочкарского рудника.

Горнотехническая система Кочкарского рудника является типовой и обладает всеми признаками логистической системы. Осуществляемые в подземном руднике технологические процессы являются составными частями системы горного производства. Технологическим звеньям рудника характерны функции перемещения и выпуска минерально-сырьевых материальных ресурсных потоков, складирования, накопления и приема, переработки.

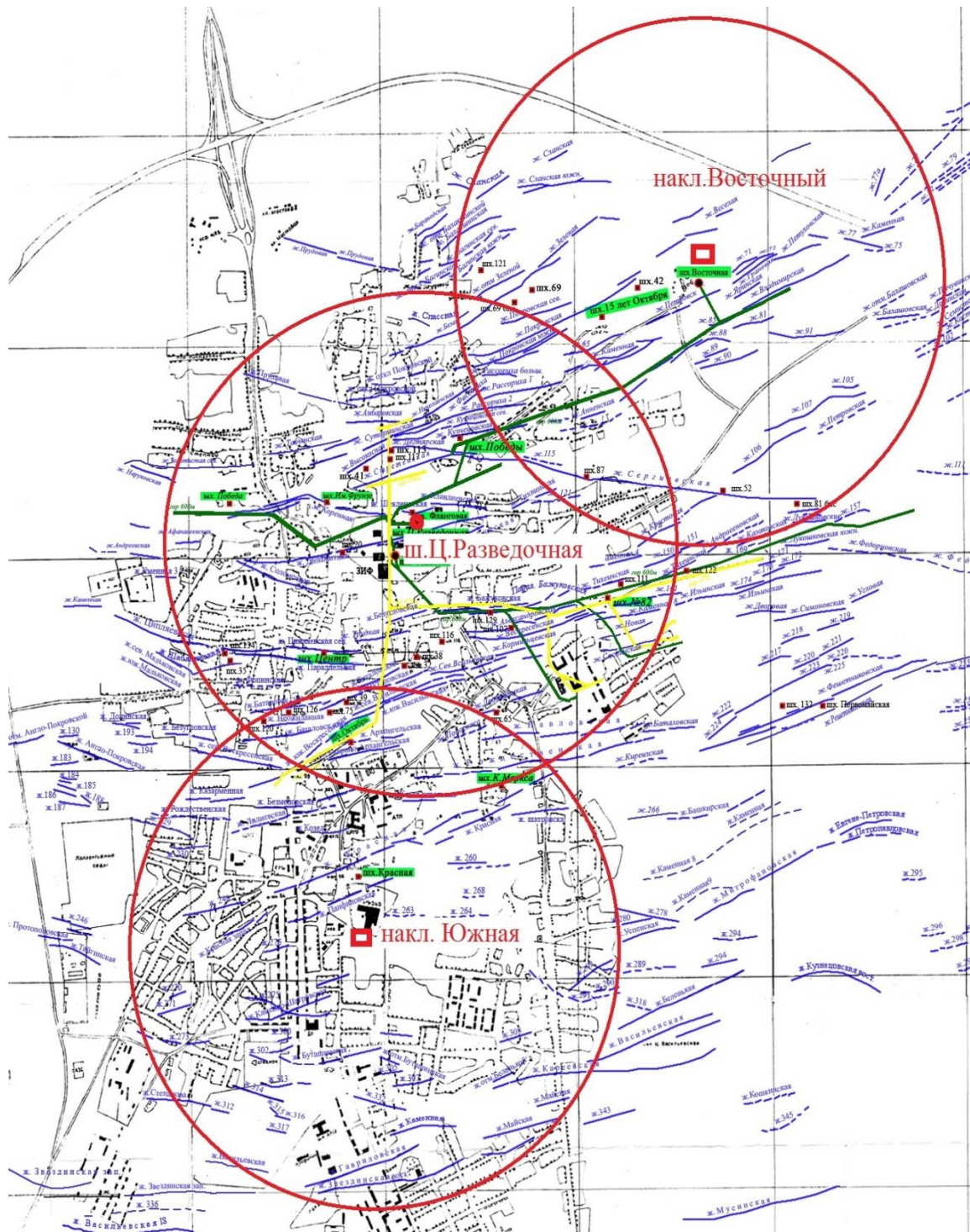


Рисунок 5.31 – Схема расположения главных вскрывающих подготовительных выработок на Кочкарском месторождении

Разветвленность главных вскрывающих и подготовительно-нарезных выработок на завершающей стадии отработки Кочкарского месторождения (рис. 5.31), имеющих малую площадь поперечного сечения, ввиду исключительно для перемещения малогабаритного переносного оборудования, ограниченность

их пропускной способности, предполагает пересмотр логистической схемы с рассмотрением альтернативных вариантов строительства горнокапитальных выработок, рассчитанных на увеличение пропускной способности по объему и скорости перемещения основных и вспомогательных материально-сырьевых потоков.

Управление перевозочным процессом предполагает унификацию элементов логистической схемы на входные, накопительные, транспортные, и выходные элементы, согласно выполняемым ими функциям. Входной элемент обеспечивает поступление руды в логистическую систему. Накопительный элемент логистической системы осуществляет хранение, накопление и создание запасов производственных ресурсов. Транспортный элемент является связующим звеном между элементами логистической системы, который обеспечивает продвижение рудной массы.

Последовательность технологических операций и затраты на транспортировку руды в границах логистической системы регламентируется технологией переработки руды на предприятии. Выбор принципа управления перевозочным процессом основан на степени сложности технологической системы предприятия, количестве и разнородности выполняемых технологических операций и процессов. Использование толкающего принципа при управлении движением материальных потоков в логистических системах характерно в основном для сложных производств. Концепция тянущего производства позволяет существенно снизить себестоимость и повысить качество выпускаемой продукции за счет сокращения запасов производственных ресурсов в элементах логистической системы.

Горнотехническая система подземных рудников предполагает разнонаправленное движение минерально-сырьевых потоков в виде прямых и возвратных. При отработке месторождения подземным способом выделяются рудопотоки - нисходящие, восходящие и прямолинейные. Кроме того, в логистической системе подземного рудника формируются вспомогательные (дополнительные) грузопотоки, возникающие в процессе доставки запасных частей и горюче-смазочных материалов, технологического оборудования и производственного персонала, взрывчатых веществ.

Основными управляемыми параметрами логистической системы, применительно к Качкарскому руднику, являются эксплуатационные затраты, выступающие в роли критериев эффективности системы управления, а также характеристики объемов и качества конечного продукта – добытой рудной массы, продолжительности ее доставки к месту последующей переработки.

Транспортные элементы логистической системы Качкарского рудника характеризуются интенсивным динамичным ростом затрат в ходе эксплуатации. Эффективным способом снижения эксплуатационных затрат является совершенствование схемы транспортировки рудной массы. Транспортные расходы доминируют в структуре затрат на добычу руды и достигают до 60-70 % от общих затрат.

Производительность непрерывных средств конвейерного транспорта не зависит от длины транспортирования, что является характерным для циклического автомобильного транспорта. Вот почему для сокращения затрат, связанных с транспортировкой, для шахт на завершающей стадии добычи полезных ископаемых целесообразно перейти на комбинацию нескольких видов транспорта с циклической и циклично-поточной технологией.

Для перемещения возрастающих объемов добычи руды при росте глубины горных работ необходимо разработать такую логистическую схему, которая обеспечивала бы высокую производительность при минимальных удельных затратах на добычу и минимальном количестве единиц добычного и погрузочно-транспортного оборудования.

С увеличением количества и глубины добычных горизонтов на подземных рудниках и с ростом расстояния транспортирования рудной массы, эксплуатационные расходы при применении традиционных колесных видов транспорта значительно возрастают и ограничивают рост производственной мощности предприятия. Поэтому при разработке современных логистических схем подземных рудников ориентируются на использование до трех видов транспорта.

Для повышения производственной мощности подземных рудников перспективно применение циклично-поточной технологии, где автотранспорт используется как сборный, а конвейер - в качестве основного для подъема рудной массы.

При этом, использование циклично-поточной технологии влечет неизбежно рост дополнительных расходов на измельчение рудной массы для ее последующей транспортировки средствами поточной технологии, с другой стороны, транспортирование рудной массы является элементом логистической системы, который предшествует процессу обогащения, поэтому предварительное рудничное дробление руды позволит сократить нагрузку на обогатительный передел.

Несмотря на то, что капитальные затраты на организацию циклично-поточной технологии транспортирования рудной массы выше, чем при использовании циклической технологии, как показывает анализ практики горных работ, при этом затраты на 25-35% ниже, так как отсутствует ограничение по росту производственной мощности предприятия, фактически она не зависит от длины транспортирования и способствует росту производительности труда в 1,4-2 раза.

Исследования показали, что удельное энергопотребление процессов транспортирования рудной массы при циклично-поточной технологии по сравнению с циклической, ниже на 14-16 %. Распределение энергопотребления по основным технологическим процессам циклично-поточной технологии в среднем составляет: транспортирование рудной массы - 75-80%, дробление - 8-10. Для сравнения, при транспортировании рудной массы самоходной техникой, около 60 % энергии используется на перемещение самого автотранспортного средства и только 40 % - на перемещение руды. Данное соотношение при использовании конвейера достигает 20 и 80 %. При стоимости 1 л дизельного топлива 55 центов, стоимость 1 кВтч электроэнергии составляет 0,06 центов. Для транспортирования 100 т рудной массы на расстояние 5 км автосамосвалом требуется 40 л дизельного топлива, что обходится в 22 \$. Для транспортирования того же груза конвейерным транспортом необходимо 60 кВт электроэнергии, что составляет по стоимости 3,6\$. При подъеме рудной массы на высоту 50 м автосамосвалом расходуется 10 л дизельного топлива, что требует затрат в 5,5 \$, а при конвейерном транспорте в этих же условиях потребляется 15 кВт электроэнергии, что соответствует 60 центам. Таким образом, при использовании автомобильного транспорта затраты в 6-9 раз выше, чем при конвейерном. В результате эксплуатационные расходы при применении автосамосвалов зна-

чительно выше расходов на конвейерный транспорт, что связано с высокой стоимостью дизельного топлива, большой заработной платой водителей, затратами на шины, техническое обслуживание и ремонт машин, а, что самое важное, высокими затратами на проветривание подземных рудников, использующих технику с двигателями внутреннего сгорания.

Таким образом, совершенствование логистической схемы Кочкарского рудника направлено на усиление взаимодействия процессов выпуска, доставки, дробления и транспортирования руды, обеспечения поточного перемещения рудной массы в шахтных рудопотоках, снижение трудоемкости и себестоимости добычи, что в значительной степени достигается при использовании циклично-поточной технологии транспортирования рудной массы.

Основным направлением повышения рентабельности отработки рудной массы является сокращение себестоимости добычи, которая зависит от затрат и производительности внутришахтного транспорта. С целью определения себестоимости доставки рудной массы на золотоизвлекательную фабрику при использовании циклической и циклично-поточной технологии транспортирования разработана математическая модель, параметрами которой являются:

– h – горизонт ведения добычных работ в шахте, $h \in [0, H]$, м;

– $v_i(h)$ – объем транспортирования рудной массы на соответствующем горизонте h , м³;

$V = \{v_i | i, n\}$ – производительность по выдаче рудной массы из i -го забоя n -го горизонта, м³;

$v_i(h) \in R^+$, определены на множестве действительных неотрицательных чисел,

$c_{\text{пров}}(h)$ – затраты на проветривание при выдаче рудной массы $v_i(h)$ из соответствующего горизонта h , руб/м³;

$c_{\text{тр}}(h)$ – затраты на транспортирование единицы рудной массы $v_i(h)$ с соответствующего горизонта h , руб/м³;

$c_{\text{прох}}(h)$ – затраты на проходку горной выработки на единицу рудной массы $v_i(h)$ с горизонта h , руб/м³;

$c_{omu}(h)$ – затраты на транспортирование рудной массы $v_i(h)$ с горизонта h , руб/м³.

В представленной задаче требуется найти минимальную сумму затрат на проветривание, транспортирование, проходку и очистную выемку при организации движения рудной массы $v_i(h)$ с горизонта h .

Целевая функция для решения данной задачи имеет вид:

$$J = J_1 + J_2 + J_3 + J_4 \rightarrow \min, \quad (5.45)$$

где J_1 – расходы на проветривание, которые рассчитываются по формуле:

$$J_1 = \sum_{h=0}^H \sum_{i=0}^n c_{пров}(h) \cdot v_i(h), \quad (5.46)$$

J_2 – транспортные расходы, которые определяются как:

$$J_2 = \sum_{h=0}^H \sum_{i=0}^n c_{тр}(h) \cdot v_i(h), \quad (5.47)$$

J_3 – расходы на проходку горных выработок для организации движения единицы рудной массы:

$$J_3 = \sum_{h=0}^H \sum_{i=0}^n c_{прох}(h) \cdot v_i(h), \quad (5.48)$$

J_4 – расходы на очистные работы, которые рассчитываются по формуле:

$$J_4 = \sum_{h=0}^H \sum_{i=0}^n c_{ч}(h) \cdot v_i(h). \quad (5.49)$$

На целевую функцию (3.1) накладываются следующие ограничения:

1. Условия неотрицательности переменных:

$$v_i(h) \geq 0; h \geq 0; \quad (5.50)$$

2. Ограничения по воздуху:

$$0 \leq \Pi_{возд} \leq \Pi_{норм}, \quad (5.51)$$

3. Условие обеспечения производственной мощности рудника:

$$\sum_{h=0}^H \sum_{i=0}^n v_i(h) = \Pi_{проект} \quad (5.52)$$

Использование предлагаемой математической модели позволяет оценить эффективность практического применения поточной и циклично-поточной тех-

нологии транспортирования рудной массы, а также определить предпочтительные условия перехода с поточной на циклично-поточную технологию транспортирования путем перебора вариантов и сравнения их показателей по себестоимости добычи.

Проведенные расчеты на основе использования разработанной математической модели применительно к условиям разработки Кочкарского месторождения позволили с позиции оценки экономической эффективности сравнить цикличную (вариант 1, рис. 5.32, 5.33) и циклично-поточную (вариант 2, рис. 5.34) технологию для транспортирования рудной массы с различных горизонтов Центральной шахты АО «ЮГК».

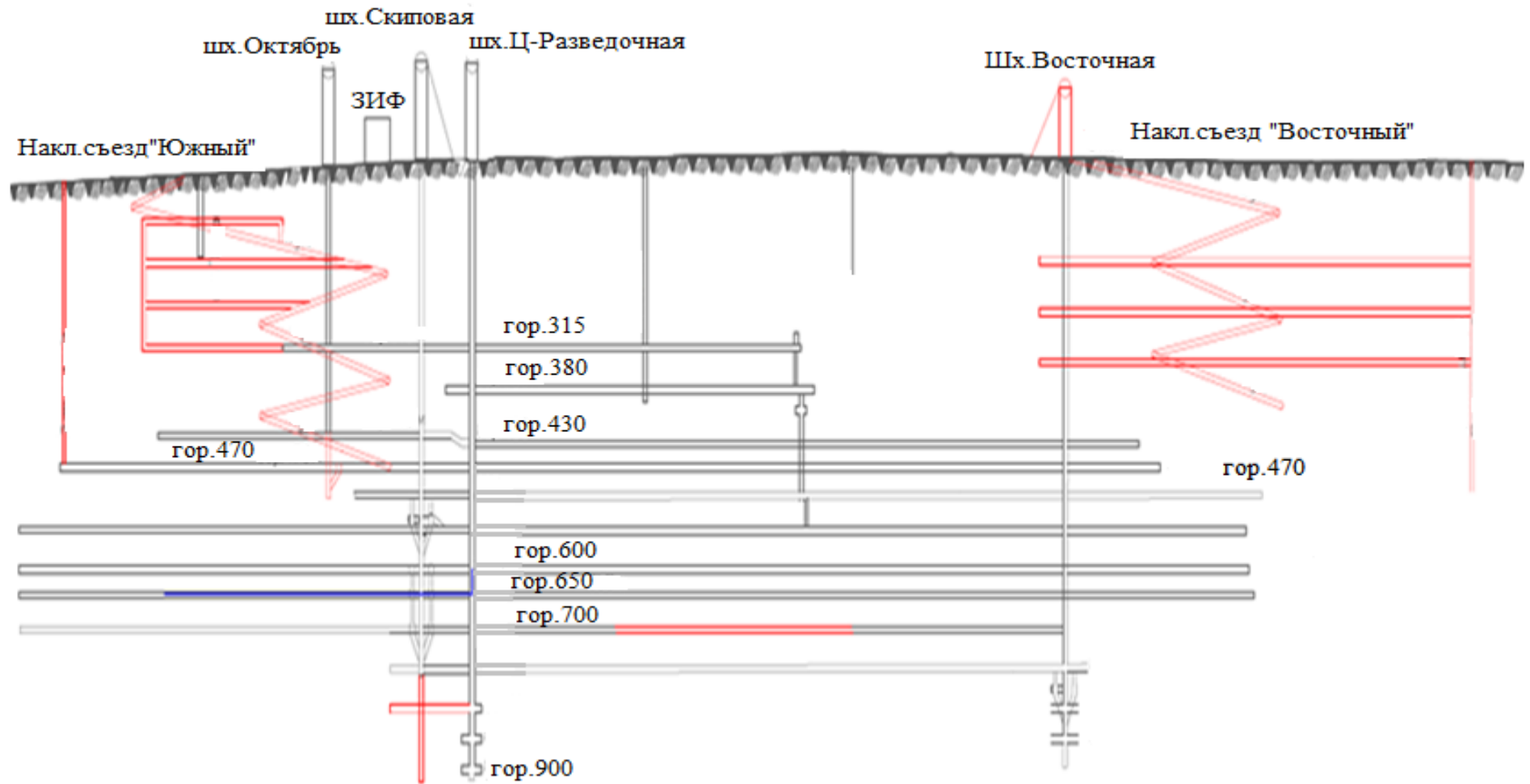


Рисунок 5.32 – Логистическая схема рудника с цикличной технологией транспортирования руды с горизонта 470 м

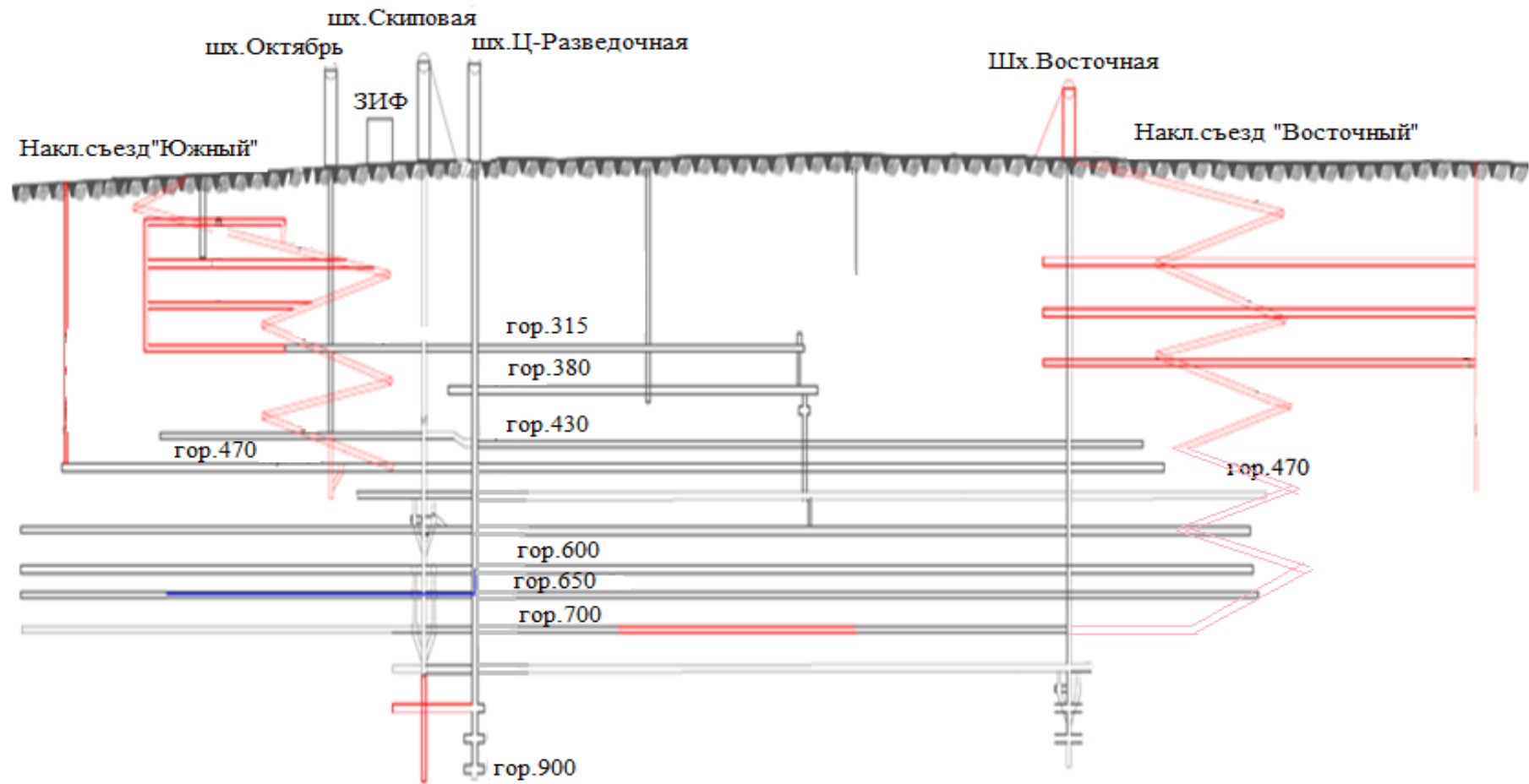


Рисунок 5.33 – 1 Вариант логистической схемы рудника при измененной схеме вскрытия и транспортирования руды (горизонт 1000 м.)

Результаты проведенных расчетов позволили установить, что на горизонтах до 470 м и при объемах добычи до 1,5 млн. т эффективным вариантом логистической схемы является схема, основанная на циклической технологии с применением автотранспорта. Структура основных затрат на реализацию представленной схемы представлена в табл. 5.51.

Таблица 5.51 – Себестоимость добычи руды при использовании циклической технологии на различных горизонтах Кочкарского месторождения

№ пп	Статьи расходов	Себестоимость добычи, \$/т	
		Горизонт 660 м. Объем добычи – 1,5 млн т.	Горизонт 1000 м. Объем добычи – 5 млн т.
1	Переменные затраты:	8,88	17,6
1.1	Горно-проходческие работы	1,00	1,00
1.2	Очистные работы	0,42	0,42
1.3	Транспортные расходы:	3,53	8,81
	- дизельный транспорт	1,56	3,12
	- дробление	0,60	0,60
	- подъем	1,00	2,00
	- содержание дорог	0,77	1,65
2	Прочие затраты	1,40	1,40
	ИТОГО	10,28	19,00

Результаты оценки экономической эффективности добычи руды при увеличении глубины транспортировки руды Кочкарского месторождения с 470 м до 1000 м свидетельствуют о росте себестоимости добычи на 54%.

С целью сокращения себестоимости добычи руды с глубоких горизонтов месторождения (до 1000 м) при росте объемов добычи рудной массы до 5 млн. т рассмотрена логистическая схема рудника, основанная на использовании циклично-поточной технологии (вариант 2) (рис. 5.34).

Перемещение рудной массы от забоев до обогатительной фабрики будет осуществляться по четырем звеньям логистической цепочки: 1 звено – перемещение рудной массы от забоев до рудоспуска погрузочно-доставочными машинами или автосамосвалами; 2 звено – дробление с погрузкой на участковый конвейер для перемещения рудной массы по поточной линии; 3 звено – подъем рудной массы на поверхность по магистральному подъемному конвейеру; 4 звено – доставка до обогатительной фабрики по поверхности авто-

самосвалами. Структура основных затрат по описанной логистической схеме представлена в табл. 5.52.

Таблица 5.52 – Себестоимость руды при использовании циклично-поточной технологии на горизонтах Кочкарского месторождения (вариант 2)

№ пп	Статьи расходов	Себестоимость добычи, \$/т	
		Горизонт 470 м. Объем добычи – 1,5 млн т.	Горизонт 1000 м. Объем добычи – 5 млн т.
1	Переменные затраты:	9,34	14,59
1.1	Горно-проходческие работы	0,9	0,9
1.2	Очистные работы	0,42	0,42
1.3	Транспортные расходы:	2,69	5,81
	- дизельный транспорт	1,56	3,12
	- дробление	2	1
	- подъем	1	2
	- содержание дорог	0,77	1,34
2	Прочие затраты	1,41	1,41
	ИТОГО	10,75	15,96

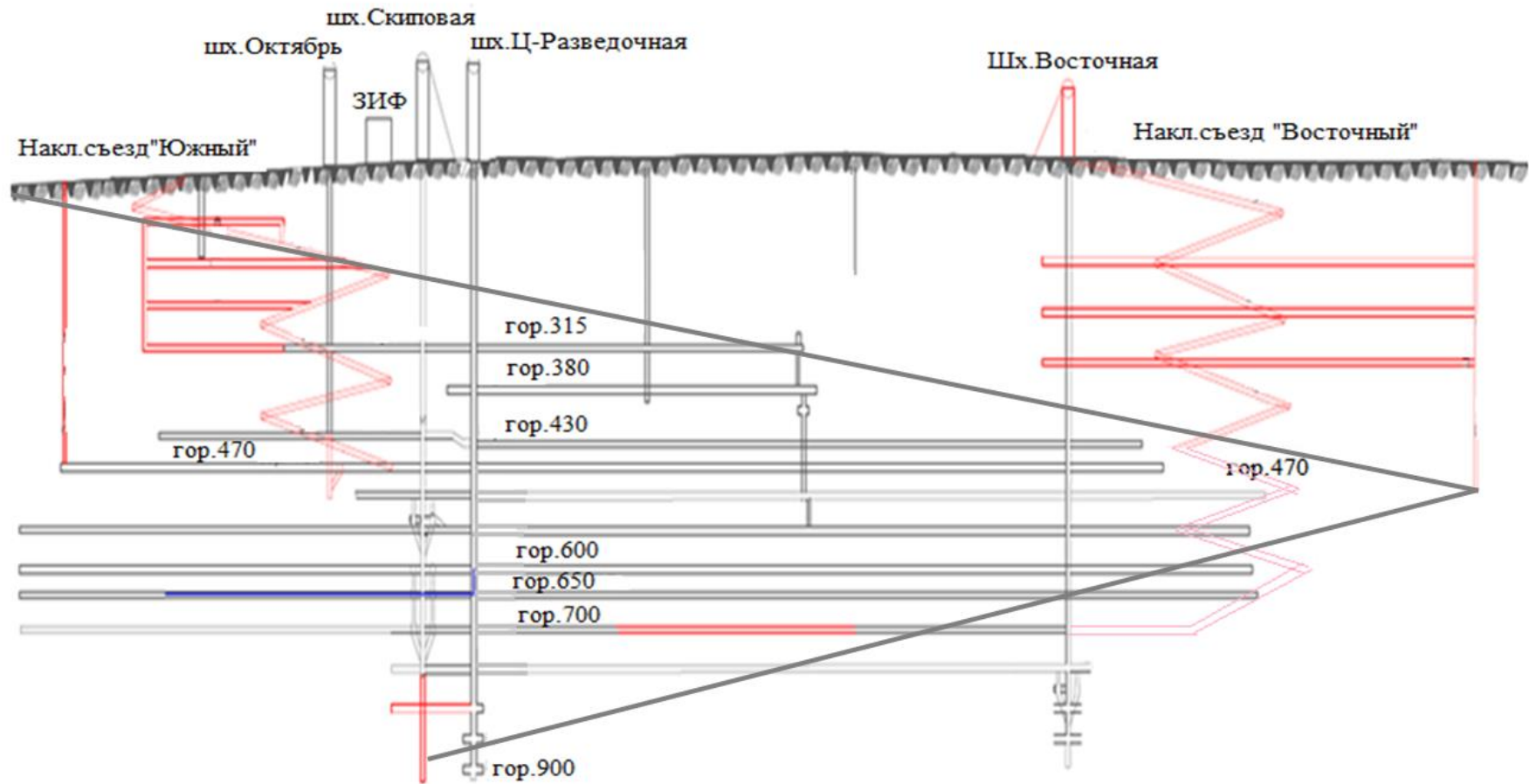


Рисунок 5.34 – 2 Вариант логистической схемы рудника при измененной схеме вскрытия и транспортирования руды

Анализ экономической эффективности добычи руды при производительности 5 млн. т по рудной массе с учетом углубления работ на Кочкарском месторождении до 1000 м показал себестоимость добычи 15.96 \$/т, что значительно ниже чем при использовании цикличной технологии транспортирования рудной массы (рис. 5.34).

Результаты расчета технико-экономических показателей добычи руды на Кочкарском месторождении на горизонтах до 470 м и при объемах добычи до 1,5 млн. т показали, что предпочтительной является логистическая схема, основанная на цикличной технологии. Однако, при углублении месторождения до 1000 м и увеличении объемов добычи до 5 млн. т целесообразен переход на циклично-поточную технологию.

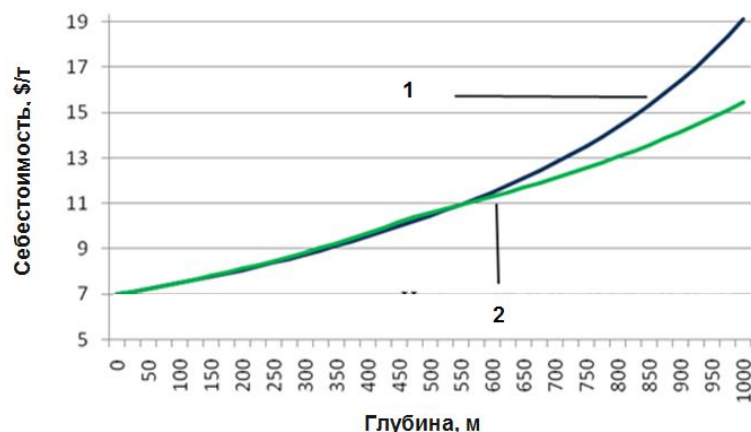


Рисунок 5.35 – Динамика себестоимости добычи руды на Кочкарском месторождении при циклической (1) и циклично-поточной технологии (2)

Таким образом, сокращение удельного расхода природных источников энергии на завершающей стадии подземной разработки жильных месторождений обеспечивается переходом на валовую крупномасштабную выемку золотосодержащих руд с применением комплекса самоходного и конвейерного оборудования и изменением логистической схемы рудника. При формировании альтернативного варианта логистической схемы транспортирования горной массы на Кочкарском месторождении разработана методика выбора логистической системы рудника с возможностью оценки показателей циклической или циклично-поточной технологии с учетом глубины и условий ведения работ.

С учетом рассредоточенности добычных участков и необходимости увеличения производственной мощности рудника модернизация логистической схемы должна предусматривать строительство автоуклона под самоходную технику для доставки рудной массы к участковым дробилкам, а также конвейерных участковых выработок и наклонного конвейерного ствола для сбора и подъема рудной массы на поверхность.

Внедрение разработанной логистической схемы транспортирования рудной массы с использованием самоходной техники цикличной или циклично-поточной технологии для различных глубин позволит повысить производственную мощность рудника при минимальных удельных затратах на добычу руды, а также комплексно подходить к оценке эффективности транспортирования руды при подземном способе ее добычи.

5.6 Обоснование способа управления качеством рудопотоков на завершающей стадии отработки золоторудного месторождения

В настоящее время отработка запасов Кочкарского месторождения ведется системой разработки «подэтажные штреки» с мелкошпуровой отбойкой. Данная система разработки применяется в связи с незначительной мощностью рудных тел, которая колеблется от нескольких сантиметров до одного-двух метров и в среднем составляет 0,7 м. В ряде случаев вмещающими породами являются прокварцованные граниты, мощность таких оруденений достигает 10-14 м, при среднем содержании золота 3 г/т. В связи с ростом цен на драгоценные металлы доработка данных оруденений стала рентабельной. Для их отработки была внедрена система разработки «подэтажные штреки» со скважинной отбойкой, которая позволила повысить производительность труда на очистной выемке и снизить себестоимость добываемой рудной массы.

Анализ геологических материалов показал, что запасы, предназначенные для освоения данными системами разработки, частично расположены на гор. 470/420 м. В висячем и лежащем боках золоторудных жил имеются зоны прокварцованных гранитов и табашек, имеющих значительную мощность.

Учет особенностей переработки богатых жил и минерализованных пород – прокварцованных гранитов, табашек и кварца, определяет необходимость

рассмотрения вариантов этапной выемки богатых руд и прирезок минерализованных зон с разработкой технологических схем их отдельной или валовой выдачи.

По традиционной технологии отработку кварцевых жил на Кочкарском месторождении, не имеющих участков минерализации вмещающих пород, производят с использованием существующей системы разработки подэтажных штреков с мелко-шпуровой отбойкой руды и использованием переносного оборудования, что объясняется более низкой себестоимостью добычи.

В разделе 5.2 – 5.3 рассмотрен вариант отработки минерализованных пород на основе камерных систем разработки со скважинной отбойкой запасов с применением высокопроизводительного самоходного оборудования, и при работах под городскими охраняемыми объектами - с последующей закладкой очистного пространства гидравлическими или твердеющими смесями, при отсутствии охраняемых объектов на поверхности - с массовым обрушением целиков. Тем не менее, остается открытым вопрос о выборе предпочтительного способа выемки руды на участках, включающих жилы и зоны минерализации – валовая или селективная.

С учетом особенностей технологических схем переработки рудного сырья богатых жил и минерализованных пород – прокварцованных гранитов, табашек и кварца при моделировании рассмотрены варианты этапной селективной выемки богатых руд с их отдельной выдачей на поверхность для самостоятельной переработки на обогатительной фабрике им. Артема (ФЗЦО) в г. Пласт. Также были рассмотрены варианты с валовой выемкой рудных жил и отдельной добычей рудной массы из минерализованных зон при варьировании содержания золота в жилах и минерализованных зонах.

При такой постановке задачи выбор оптимального варианта выемки руды на участках, включающих жилы и зоны минерализации, может быть сделан только методом технико-экономического сравнения по двум критериям в соответствии с горно-геологическими и горнотехническими условиями разработки: массе извлекаемого золота и получаемой прибыли для рассматриваемых

мых вариантов при различных содержаниях золота в жилах и минерализованных породах.

Сравнение предусматривало формирование регрессионной модели, отражающей зависимость показателя извлечения золота от его содержания. В качестве базовой модели принято уравнение сигмоиды, асимптотически приближающейся к 100% извлечения:

$$\varepsilon = \frac{\alpha}{|\alpha| + d} + \delta$$

где: ε – показатель извлечения, %; α – содержание золота, гр/т; δ – случайная ошибка модели.

В качестве исходных данных для построения модели использовались показатели извлечения золота в зависимости от базового содержания золота в руде при условии переработки извлеченной рудной массы цианированием на ФЗЦО им. Артема (рис. 5.36). На рисунке под позицией 1 показаны точки, полученные по данным фактических наблюдений. Результаты обработки модели, полученные методом регрессии, определены позицией 3. Регрессионная модель использовалась для программной генерации показателя извлечения при цианировании с учетом ошибки (на рис. 1 п. 2).

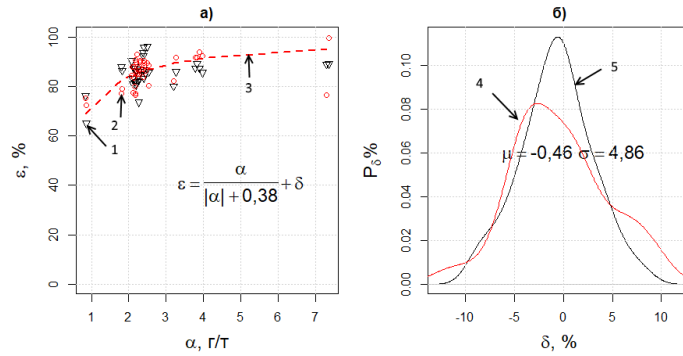


Рисунок 5.36 - (а) – регрессионная модель зависимости показателей извлечения золота при выщелачивании от содержания золота в руде: 1 – данные наблюдений; 2 – сгенерированные с помощью модели данные; 3 – график регрессионной модели, (б) – плотность распределения ошибки регрессионной модели: 3 – по данным наблюдений; 4 – сгенерированные в программе результаты

В дальнейшем регрессионная модель извлечения золота из добытой рудной массы использовалась в эксперименте по методу Монте-Карло, который включал в себя определение массы извлекаемого золота на 1 т добываемой рудной массы при вариантах селективной и валовой отработки жил и минерализованных пород с последующим их сравнением:

$$Me_{вал} = \frac{1 - P_{кам}}{1 + P_{кам}} \cdot \bar{\alpha} \cdot \varepsilon_{\alpha}, \text{ гр/т};$$

$$Me_{сел} = \frac{V_{жила} \cdot \alpha_{жила} \cdot \varepsilon_{\alpha_{жила}} \cdot \frac{1 - P_{пшл}}{1 + P_{пшл}} + V_{МП} \cdot \alpha_{МП} \cdot \varepsilon_{\alpha_{МП}} \cdot \frac{1 - P_{кам}}{1 + P_{кам}}}{V_{жил} + V_{МП}}, \text{ гр/т};$$

$$\Delta Me = Me_{сел} - Me_{вал}, \text{ гр/т},$$

где $\bar{\alpha}$ – средневзвешенное содержание золота в рудном блоке, гр/т; $\alpha_{жила}$ и $\alpha_{МП}$ – содержание золота в жиле и минерализованных породах, гр/т; $V_{жила} = l \cdot h \cdot m_{жила}$ и $V_{МП} = l \cdot h \cdot m_{МП}$ – объем жилы и минерализованных пород в блоке, соответственно, м³; h и l – высота и ширина блока, м; ε_{α} – извлечение золота из руд при валовой добыче, д.е.; $\varepsilon_{\alpha_{жила}}$ и $\varepsilon_{\alpha_{МП}}$ – извлечение золота из руд из жилы и минерализованных пород при селективной добыче, д.е.; $P_{кам}$, $P_{кам}$, $P_{пшл}$ и $P_{пшл}$ – потери и разубоживание руды при системах камерной и подэтажных штреков, д.е.

Средневзвешенное содержание золота в блоке:

$$\bar{\alpha} = \frac{V_{\text{жила}} \cdot \alpha_{\text{жила}} + V_{\text{МП}} \cdot \alpha_{\text{МП}}}{V_{\text{жила}} + V_{\text{МП}}}, \text{ гр/т};$$

Данный эксперимент предполагал генерацию исходных значений содержаний золота в жилах ($\alpha_{\text{жила}} \in [1.00..8.00]$, $n=50$) и минерализованных породах ($\alpha_{\text{МП}} \in [0.80..3.00]$, $n=50$) (рис. 1а), их комбинацию, генерацию показателя извлечения для каждой комбинации по (1) и расчет удельной массы извлекаемого золота для двух вариантов отработки ($Me_{\text{вал}}$ и $Me_{\text{сел}}$), а также их разницы (ΔMe) (2). Данный алгоритм реализовывался в модели до 100 раз, и для каждой комбинации содержаний золота в жиле и минерализованных породах рассчитывалась вероятность (P_{Me}) того, что масса извлекаемого золота в селективном варианте добычи будет больше массы при валовой выемке.

Аналогично рассчитывалась вероятность (P_{Pr}) того, что при селективном варианте добычи, прибыль будет выше, чем при валовой выемке. Соответственно, прибыль при селективном и валовом вариантах отработки определялась по формулам:

$$\begin{aligned} Pr_{\text{уд сел}} &= Me_{\text{сел}} \cdot C_{\text{золота}} - (C_{\text{ПНР ПШ сел}} + C_{\text{ПНР кам сел}} + C_{\text{закл сел}} + C_{\text{обог сел}}), \\ Pr_{\text{уд вал}} &= Me_{\text{вал}} \cdot C_{\text{золота}} - (C_{\text{ПНР кам вал}} + C_{\text{закл вал}} + C_{\text{обог вал}}), \\ \Delta Pr &= \Delta Pr_{\text{уд сел}} - \Delta Pr_{\text{уд вал}}. \end{aligned}$$

Себестоимость подготовительно-нарезных работ (ПНР) для системы подэтажных штреков при селективной отработке:

$$C_{\text{ПНР ПШ сел}} = \frac{C_{\text{ПНР ПШ}} \cdot V_{\text{жила}}}{V_{\text{жила}} + V_{\text{МП}}} \cdot \frac{1 - \Pi_{\text{ПШ}}}{1 + P_{\text{ПШ}}},$$

где $C_{\text{ПНР ПШ}}$ – себестоимость ПНР при системе подэтажных штреков приведенная 1 т добытой рудной массы, руб./т.

Себестоимость ПНР для камерной системы при селективной отработке составила:

$$C_{\text{ПНР кам сел}} = \frac{C_{\text{ПНР кам}} \cdot V_{\text{МП}}}{V_{\text{жила}} + V_{\text{МП}}} \cdot \frac{1 - \Pi_{\text{кам}}}{1 + P_{\text{кам}}},$$

где $C_{\text{ПНР кам}}$ – себестоимость ПНР при этажно-камерной системе разработки приведенная 1 т добытой рудной массы, руб./т.

Себестоимость закладочных работ с учетом коэффициента недозакладки, показателей потерь и разубоживания определялась:

$$C_{\text{закл сел}} = (1 - P_{\text{кам}}) \cdot (1 + P_{\text{кам}}) \cdot (1 - P_{\text{пш}}) \cdot (1 + P_{\text{пш}}) \cdot k_{\text{нед}} \cdot C_{\text{закл}},$$

где $C_{\text{закл}}$ – себестоимость закладочных работ, приведенная к 1 т добытой рудной массы, руб/т.

Себестоимость обогащения, приведенная к 1 т руды в блоке, рассчитывалась:

$$C_{\text{обог сел}} = \frac{V_{\text{жила}} \cdot (1 - P_{\text{пш}}) \cdot (1 + P_{\text{пш}}) \cdot C_{\text{обог жил 1т}} + V_{\text{МП}} \cdot (1 - P_{\text{кам}}) \cdot (1 + P_{\text{кам}}) \cdot C_{\text{обог МП 1т}}}{V_{\text{жила}} + V_{\text{МП}}},$$

где $C_{\text{обог жил 1т}}$ – себестоимость обогащения 1 т руд из жилы, руб/т; $C_{\text{обог МП 1т}}$ – себестоимость обогащения 1 т руд из минерализованных пород, руб./т.

Себестоимость ПНР для камерной системы при валовой отработке определялась:

$$C_{\text{ПНР кам вал}} = C_{\text{ПНР кам}} \cdot \frac{1 - P_{\text{кам}}}{1 + P_{\text{кам}}},$$

Себестоимость закладочных работ с учетом коэффициента недозакладки, показателей потерь и разубоживания при варианте валовой отработки составляет:

$$C_{\text{закл вал}} = (1 - P_{\text{кам}}) \cdot (1 + P_{\text{кам}}) \cdot k_{\text{нед}} \cdot C_{\text{закл}},$$

Себестоимость обогащения, приведенная к 1 т руды в блоке:

$$C_{\text{обог вал}} = (1 - P_{\text{кам}}) \cdot (1 + P_{\text{кам}}) \cdot C_{\text{обог жил-МП 1т}},$$

где $C_{\text{обог жил-МП 1т}}$ – себестоимость обогащения 1 т усредненной руды из жилы и минерализованных пород, руб/т.

Все используемые в расчетах исходные параметры представлены в табл. 5.53.

На рис. 5.37 представлены результаты расчета для различных значений содержания золота в руде и мощностей жил и минерализованных пород. Анализ данных рис. 5.37 позволяет сделать вывод, что для диапазонов содержания золота в жилах от 1 гр/т до 8 гр/т и в минерализованных породах от 0,7 гр/т до 3 гр/т, соответственно, при мощности жилы 0,2 м преимущественно предпочтительна технология валовой отработки, причем, как по критерию максимального извлечения металла, так и по критерию прибыли.

Таблица 5.53 – Исходные данные геотехнологического моделирования

Наименование	Обозначение	Единица измерения	Значение
Длина блока	l	м	60
Высота блока	h	м	60
Потери при системах подэтажных штреков	$P_{пш}$	д.е.	0,11
Разубоживание при системах подэтажных штреков	$P_{пш}$	д.е.	0,10
Потери при камерной системе отработки	$P_{кам}$	д.е.	0,15
Разубоживание при камерной системе разработки	$P_{кам}$	д.е.	0,15
Цена золота	C_z	руб	2480
Коэффициент недозакладки	$k_{нед}$	д.е.	0,95
Себестоимость закладочной смеси, приведенная к 1 т добытой рудной массы	$C_{закл}$	руб/т	382,8
Себестоимость подготовительно-нарезных работ при системе подэтажных штреков на 1 т добытой рудной массы	$C_{ПНР\ пш}$	руб/т	1121,92
Себестоимость подготовительно-нарезных работ при камерной системе разработки на 1 т добытой рудной массы	$C_{ПНР\ кам}$	руб/т	518
Себестоимость обогащения 1 т усредненной руды из жилы и минерализованных пород	$C_{об\ ж-МП\ 1т}$	руб/т	700
Себестоимость обогащения 1 т жильного золота	$C_{об\ ж\ 1т}$	руб/т	700
Себестоимость обогащения 1 т минерализованных пород	$C_{об\ МП\ 1т}$	руб/т	700

Тем не менее, при увеличении мощности жилы вплоть до 2 м увеличивает область эффективного применения селективной технологии добычи по критерию извлекаемого золота. В случае же оценки по критерию максимальной прибыли валовая отработка превалирует. Стоит также отметить, что увеличение мощности минерализованных пород расширяет область эффективного применения валовой технологии отработки. Также на рис. 5.37 а имеется область, в которой совместная отработка жил и минерализованных пород нецелесообразна, так как в данной области значения прибыли для обоих вариантов отрицательны. Можно утверждать, что в данной области существует подобласть, при которой целесообразна только отработка жил без включения минерализованных пород с низкими показателями содержания золота в руде, однако, такой вариант при моделировании не был включен, так

как в настоящее время на предприятии нет такой контрастности в содержании золота в жилах и минерализованных зонах.

Анализ диаграмм, представленных на рис. 5.38, позволяет заключить, что при увеличении контрастности содержаний руд ($\alpha_{ж}/\alpha_{мп}$) увеличивается вероятность эффективного применения селективного метода отработки. Также можно заключить, что увеличение мощности жилы приводит к усилению влияния фактора контрастности на вероятность применения селективной технологии, в тоже время, увеличение мощности минерализованных пород напротив снижает влияние контрастности на вероятность применения селективного способа отработки. При контрастности содержания золота в жилах и прилегающих к ним минерализованных зонах до 8 и мощности жил до 1 м на завершающей стадии подземной отработки жильных золоторудных месторождений Урала, предпочтительна валовая выемка руды. Селективная выемка целесообразна только при контрастности содержания выше 8, мощности жилы $m > 1,5$ м и мощности минерализованных зон $m < 10$ м.

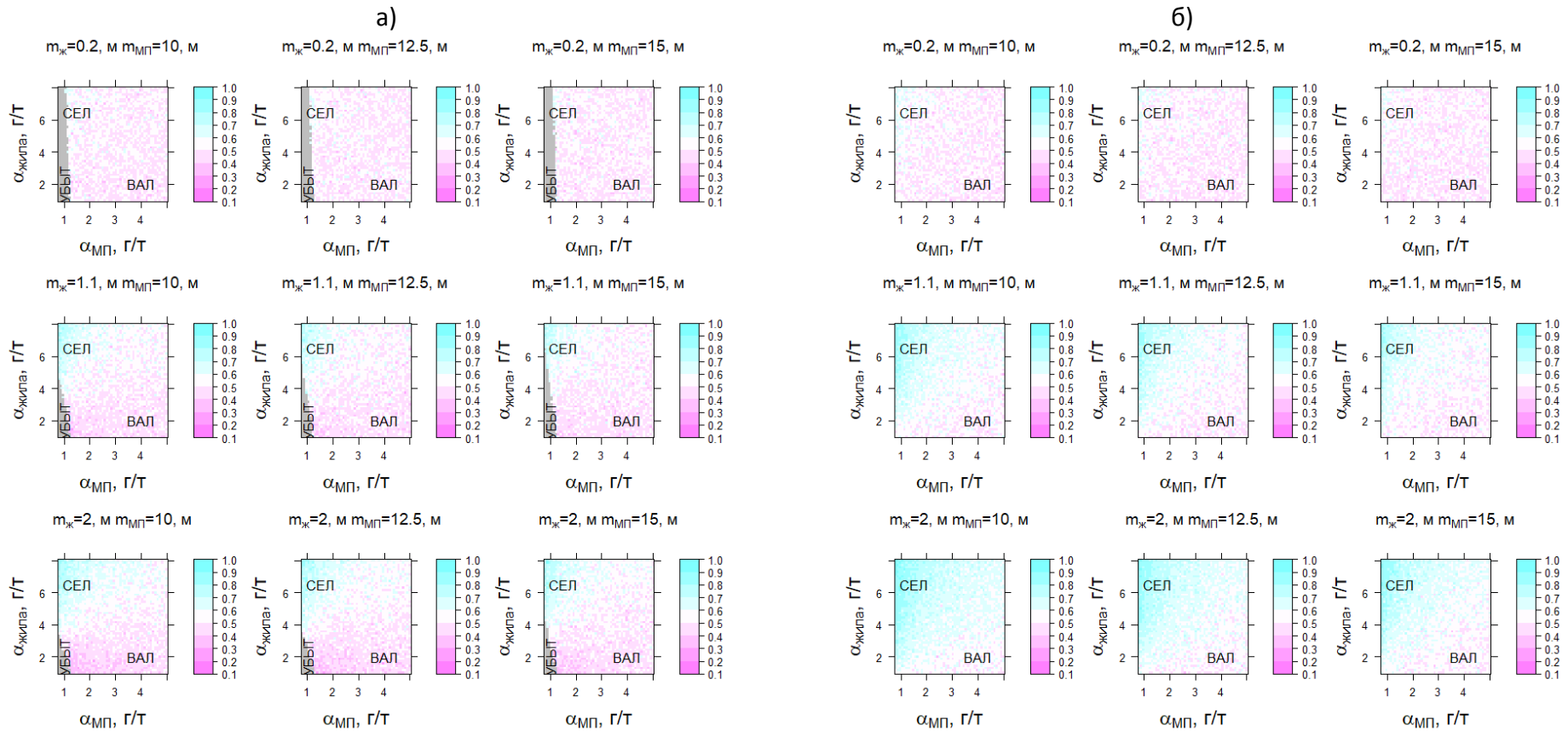


Рисунок 5.37 – Диаграммы вероятности применения селективной технологии отработки для различных значений мощности жилы ($m_{\text{жила}}$) и минерализованных пород ($m_{\text{МП}}$) по критериям: (а) – максимизации прибыли предприятия; (б) – извлечения золота

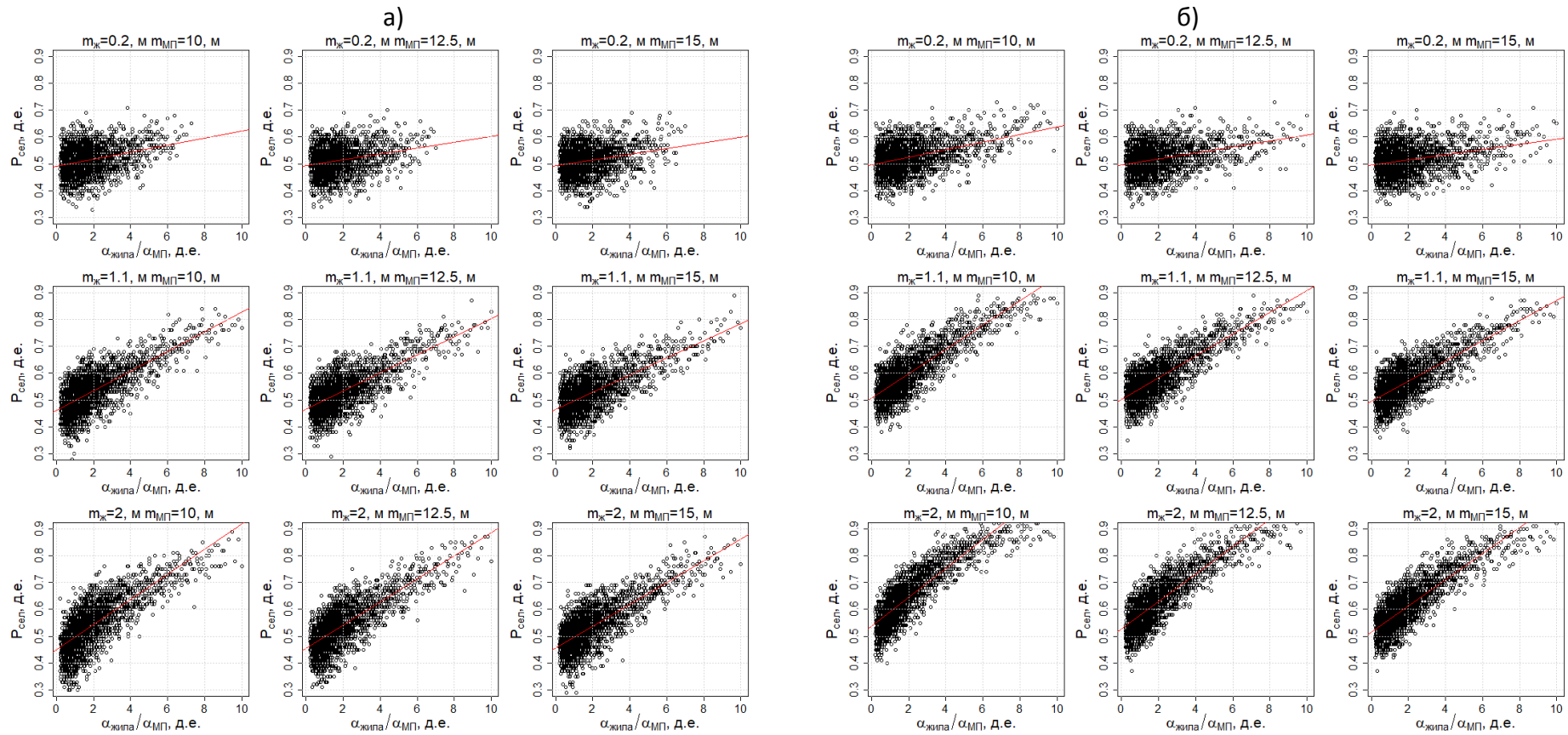


Рисунок 5.38 – Вероятность эффективности применения селективного метода добычи ($P_{сел}$) в зависимости от контрастности содержаний ($\alpha_{жила}/\alpha_{МП}$) для различных значений мощности жилы ($m_{жила}$) и минерализованных пород ($m_{МП}$) по критериям: (а) – максимизации прибыли предприятия; (б) – извлекаемого золота

Выводы по 5 главе

1. Анализ современной горнотехнической ситуации на рудниках АО «ЮГК» показал, что техническое перевооружение на завершающей стадии отработки балансовых запасов имеет ряд особенностей и должно быть ориентировано на повышение объемов выпуска товарной продукции за счет вовлечения всех георесурсов, классификация которых представлена в гл. 2

2. Проработана методика и этапы технического перевооружения рудников на завершающей стадии отработки балансовых запасов. Установлены факторы, способствующие модернизации производства на завершающей стадии. Для Кочкарского рудника факторами роста производственной мощности в ходе технического перевооружения являются:

- требование к повышению производительности труда;
- опыт применения различных систем разработки, в том числе, с закладкой выработанного пространства в изолированных камерах;
- разработанные решения по повышению энергоэффективности геотехнологий: воспроизводство энергии и повышение эффективности схем отбойки при снижении числа стадий рудоподготовки;
- необходимость улучшения экологической ситуации за счет сокращения складирования хвостов обогащения и постепенного высвобождения площадей земель, занятых под отходами обогащения;
- высокое содержание золота в оконтуривающих породах, особенно в «табашках»;
- рост цен на золото на мировом рынке;
- создание мобильного погрузо-доставочного оборудования для выработок малого сечения.

3. В ходе комплексных геолого-маркшейдерских исследований установлено, что на отработанных горизонтах рудников Кочкарского месторождения имеются перспективные участки жил и минерализованных пород, по величине запасов и условиям пригодные для освоения. Содержание полезного компонента в руде, морфология рудных тел данных участков позволяет отрабатывать их экономически эффективно, что обеспечит выход предприятия на увеличенные объемы добычи руды (2 млн. т./год, а в перспективе – до 5 млн. т./год). В 50 % случаев существует возможность использования ранее прой-

денных вскрывающих, подготовительно-нарезных выработок при условии увеличения их поперечного сечения и ремонта крепи.

4. Показано, что для разработки залежей Кочкарского месторождения на завершающей стадии следует дифференцировать горнотехнические условия отработки жил:

- отработка жил, не имеющих «прирезки» минерализованных пород (золотосодержащих плагиогранитов, табашек, кварца), характеризующихся выдержанным содержанием по всей мощности залежи;

- жилы характеризуются минерализацией пород со стороны висячего либо лежащего боков;

- контрастная минерализация жил, имеющих «прирезку» с обеих сторон;

- невысокая минерализация жилы и вмещающих пород, отсутствие контрастности содержания золота.

Состояние выработанного пространства и характер минерализации вмещающих пород положены в основу классификации систем разработки залежей на завершающей стадии отработки балансовых запасов, обеспечивающей выбор вариантов вовлечения в отработку запасов, ранее отнесенных к забалансовым.

5. В соответствии с классификацией проведено конструирование типовых систем разработки, пригодных для применения в условиях жильных коренных золоторудных месторождениях Южного Урала. Выполнен расчет параметров систем разработки. Впервые оценена область применения систем разработки в зависимости от горно-геологических условий, петрологического состава минерализованных золотосодержащих пород, масштабов наземной городской урбанизации.

6. Определено, что для внедрения технологии закладки выработанного пространства, требуется проведение дополнительных исследований в области установления закономерностей формирования технологических свойств отходов обогащения и определения условий их пригодности в качестве исходного наполнителя закладочных смесей.

7. Выявлена нерациональность подхода к утилизации лежалых эфелей в качестве гидравлической закладки. Установлено, что они содержат значительное количество благородных металлов. Установлено, что проба эфелей

на 95 % представлена элементами, составляющими породообразующие минералы. Доля железа 3,8%, серы – 1,06%. Содержание золота составляет 0,6 г/т, серебра <1,0 г/т. Количество породообразующих минералов в хвостах фабрики составляет 94,6%. На долю рудных минералов приходится около 5,0%. Из них 1,7% - сульфиды, которые представлены, в основном, пиритом; 3,2% - гидроксиды железа и мышьяка. Золото в пробе тонкое и тонкодисперсное. Видимого золота не обнаружено. Доля тонкодисперсного золота крупностью минус 25 мкм, составляет 80%. Содержание золота крупнее 25 мкм – 0,12 г/т. В цианируемой форме в пробе присутствует 83,5% золота, из них 34,4% приходится на долю амальгамируемого благородного металла, а 49,1% заключено в сростках с рудными и породообразующими компонентами. Упорное, не извлекаемое прямым цианированием золото составляет 6,5%. Целесообразно предварительное извлечение золота из эфелей для последующей утилизации отходов в выработанном пространстве. Для обоснования параметров технологии извлечения и утилизации необходимо детальное геолого-технологическое изучение закономерностей распределения благородных металлов по глубине и площади техногенного месторождения.

8. Впервые проведены исследования, направленные на установление закономерностей технологических процессов утилизации цианидсодержащих отходов в закладке выработанного пространства. Установлены параметры технологий сгущения, обезвреживания кеков и слива сгущения. Предложены и испытаны составы на основе сгущенных обезвреженных хвостов. Полученные результаты указывают на то, что разработанные составы характеризуются схожей и равномерной кинетикой набора прочности. Все исследуемые образцы в контрольные сроки твердения набрали требуемую прочность.

9. Разработано 2 варианта логистических схем рудника с учетом модернизации производства на завершающей стадии отработки балансовых запасов. Первый предусматривает обеспечение рудника дополнительным наклонным съездом – автотранспортным уклоном для выдачи рудной массы в количестве 2 млн.т на промплощадку Пластовской ЗИФ. Автоуклон обеспечивает также вариант выдачи 700 тыс. – 1 млн.т богатой руды, направляемой на ФЗЦО им. Артема в цикл гравитации с последующим цианированием. Альтернативным вариантом логистической схемы является проходка и ввод в

эксплуатацию двух наклонных стволов с переходом рудника на транспортирование руды в автосамосвалах и конвейером. Второй вариант потребует проходки нового наклонного конвейерного ствола и обеспечит рост производственной мощности рудника до 5 млн. т рудной массы в год.

10. На примере Кочкарского месторождения впервые для условий вовлечения нового вида георесурса – минерализованных пород жильных золоторудных месторождений Южного Урала на завершающей стадии эксплуатации балансовых запасов проведено сравнение эффективности валовой и селективной выемки золотосодержащей рудной массы на базе геологического опробования руд жил и минерализованных зон. Оценка вариантов систем разработки показала, что они характеризуются различными показателями полноты использования недр и эффективности ведения горных работ. Сравнение селективной и валовой выемки выявило целесообразность первой только при высокой контрастности в содержании золота в руде и минерализованной зоне и при значительной мощности жилы ($m_{\text{жилы}} > 1,5$ м) и незначительной мощности минерализованных пород ($m_{\text{МП}} < 10$ м). При современном уровне цен на золото, при существующей разнице затрат на добычу валовой и селективной выемкой, разница в показателях переработки богатых и бедных руд не компенсируется изменением себестоимости добычи рассматриваемыми способами. На завершающей стадии подземной отработки жильных золоторудных месторождений Урала при контрастности содержания золота в жилах и прилегающих к ним минерализованных зонах до 8 и мощности жил до 1 м, предпочтительна валовая выемка руды.

6. РАЗРАБОТКА И ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННОЕ ВНЕДРЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕКОМЕНДАЦИЙ И ОЦЕНКА ИХ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ

6.1. Горно-геологические и геомеханические условия реализации разработанных предложений

Анализ геологической информации по Кочкарскому месторождению выявил наличие больших объемов запасов, оставленных при первичной разработке месторождения по причине экономической неэффективности их разработки. По предварительным исследованиям, участки, перспективные для освоения запасов на завершающей стадии развития предприятия содержат в своем составе более 5 тыс. кг золота при среднем его содержании 3 г/т.

Выполненные автором исследования горно-геологических и геомеханических условий разработки запасов Кочкарского месторождения, пригодных для освоения, свидетельствуют о том, что осложняющими факторами являются сложное геологическое строение и условия залегания рудных тел, низкое содержание ценных компонентов в рудах, высокие значения напряжений в горных массивах и минерализация вмещающих пород, высокая скорость понижения горных работ и большая глубина разработки, увеличение интенсивности проявлений горного давления, усложнение условий ведения очистной выемки в техногенно измененном массиве, рост затрат на транспортирование и подъем рудной массы, малый масштаб и мощность рудных тел.

Руды и вмещающие породы являются высокопрочными, способными накапливать потенциальную упругую энергию при деформировании и внезапно высвободить ее в динамической форме.

Практика эксплуатации месторождения показывает, что напряженное состояние массива является сложным и неоднородным гравитационно-тектоническим, причем отмечается рост горизонтальных напряжений с увеличением глубины разработки. Действующие горизонтальные напряжения превышают вертикальные напряжения, определяемые весом налегающей

толщи пород, до 1,5 раз – на верхних горизонтах, до 2,5 раз – на глубоких горизонтах.

О возможности использования очистного пространства и выработок, оставленных при первичном освоении запасов месторождения, свидетельствует их удовлетворительное состояние в течение продолжительного срока эксплуатации.

Выполненный анализ морфологии рудных тел и содержания ценных компонентов во вмещающих пород, слагающих участки жил и минерализованных зон, показал возможность их эффективного освоения.

Представляется возможным использование в качестве вскрывающих выработок шахт Запад, Красная, Карла Маркса для повторного освоения участков ранее действовавших горизонтов 155 м, 375 м, 415 м, 470 м для целей вентиляции, обеспечения транспортного доступа.

По наличию и состоянию ранее пройденных горных выработок и возможности их использования для освоения запасов на завершающей стадии участки разделяются на жилы с отработанными и подготовленными блоками, среди которых отдельно выделены участки с возможностью повторного использования подготовительных выработок.

Применяемые в таких условиях системы разработки запасов классифицированы по степени минерализации отрабатываемых жил:

- не имеющие «прирезки» минерализованных пород, характеризующихся выдержанным содержанием по всей мощности залежи;
- присутствует минерализация пород со стороны висячего либо лежащего боков;
- имеется контрастная минерализация жил и минерализованных зон с обеих сторон жилы;
- присутствует невысокая минерализация жилы и вмещающих пород с отсутствием контрастности содержаний.

С 1975 по 1990 г.г. проведена реконструкция горного производства, вместо десяти стволов небольшого сечения с деревянным креплением пройдено

3 ствола, с бетонным креплением, сечением $15,6 - 23,7 \text{ м}^2$, глубиной 718-760 м. В том числе: один ствол - рудовыдачной (Скиповой), производительностью по выдаче руды и пустой породы 620 тыс. т. в год и два вспомогательных (Центральный и Восточный). Подъемные машины на стволах установлены с перспективой их углубки до 1000 м.

Шахты «Центральная» и «Восточная» объединены в единую схему проветривания при помощи сбоек главных откаточных выработок на горизонтах 500 (512) м, 550 (562) м, 600 (612) м, 700 (712)м.

Запасы месторождения обрабатываются двумя шахтами:

- шахта «Восточная» ведет горные работ на горизонтах 662, 712 м;
- шахта «Центральная» осуществляет выемку запасов на горизонтах 600, 650, 700 м, и ведет работы по строительству объектов разгрузки руды и погрузочных пунктов на горизонте 750 м. у ств. «Скиповой» и «Центральный разведочный».

Кроме обеспечения единой схемы проветривания шахт, главные откаточные выработки являются запасными выходами, а так же предназначены для доставки и выдачи руды и породы по стволу «Скиповой», оборудованному двумя независимыми скиповыми подъемами (рудный и породный).

По горизонтам 612 (600), 662 (650), 712 (700) м стволы соединены откаточным штреком.

В соответствии с принятым вариантом вскрытия, все горизонты месторождения (550, 600, 650, 700 м) имеют сбойки со стволами, и по мере проходки оборудуются постоянными коммуникациями. Схемы околоствольных дворов и расположение главных откаточных выработок на горизонтах схожи между собой. Порядок отработки блоков – обратный (от границ шахтного поля к центру).

Для реализации результатов исследований разработана методика и алгоритм выбора и обоснования параметров систем повторной разработки техногенно-измененных запасов жильных месторождений на завершающей стадии подземной разработки (рис. 6.1).

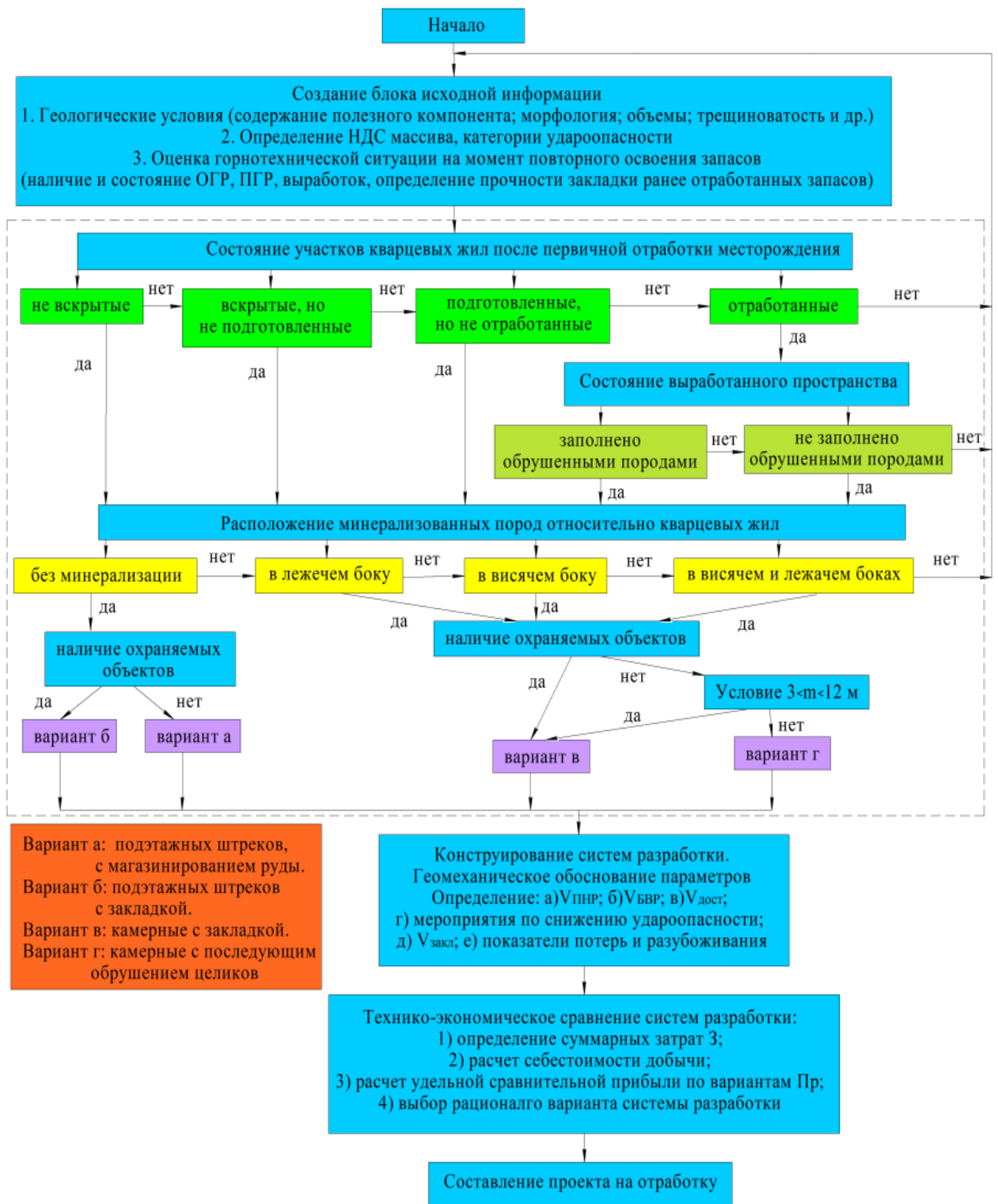


Рисунок 6.1 – Алгоритм выбора технологических схем освоения месторождения на завершающей стадии

Технико-экономическая оценка вариантов систем разработки при освоении запасов на завершающей стадии, ранее считавшихся некондиционными, результаты реализации технологических решений на жильном золоторудном

месторождении позволяют сформулировать основные положения методики проектирования систем разработки при вовлечении в эксплуатацию минерализованных пород.

При выборе рациональных вариантов систем разработки используется экономико-математическое моделирование, сущность которого состоит в сравнении конкурентоспособных систем разработки по экономическим и техническим показателям. Отличие предложенной методики выбора систем разработки для освоения запасов на завершающей стадии разработки месторождения от традиционных, используемых при первоначальном освоении, состоит в необходимости учета данных геомеханического районирования, морфологии, объемов запасов, степени нарушенности участков и их пространственных размеров, наличия и состояния ранее сформированного очистного пространства и выработок, зон обрушения пород.

Рекомендуется проводить выбор систем разработки методом вариантов в следующем порядке:

- оценка местоположения, объемов, качества, степени подготовленности запасов, состояния вскрывающих выработок, наличие в зоне влияния горных работ охраняемых объектов;
- анализ горно-геологических условий, оценка напряженно-деформированного состояния массива, горнотехнической ситуации на момент завершения отработки запасов на завершающей стадии;
- выбор конкурирующих рациональных вариантов систем разработки;
- проработка вариантов: уточняется конструкция, параметры, технология, механизация подготовительно – нарезных, очистных работ, технические и технологические показатели освоения запасов;
- расчет технико-экономических показателей вариантов систем разработки, их сравнение, выбор оптимального варианта по критерию «прибыль» или «себестоимость добычи»;
- составление технологического регламента и проекта на отработку месторождения.

6.2. Техничко-технологические решения результатов исследований

Апробация приведенных выше технико-технологических решений, базирующихся на результатах выполненных исследований по вариантам систем разработки при освоении жильных золоторудных месторождений на завершающей стадии, были проведены для условий южного фланга Кочкарского золоторудного месторождения с предпроектной проработкой вариантов освоения запасов кварцевых жил и минерализованных вмещающих пород в отметках горизонтов 296 - 662м.

Очистные работы на южном фланге Кочкарского месторождения были начаты в середине прошлого века системой разработки с магазинированием руды и системой разработки подэтажных штреков. Часть запасов кварцевых жил оставлена в недрах в виде целиков различного назначения, забалансовых запасов, оставленных из-за неэффективности их отработки на тот момент времени. Во вмещающих породах выявлено наличие зон минерализации до 18 м. Для всех условий залегания запасов рассмотрено несколько вариантов систем разработки, оптимизированы параметры горнотехнической конструкции, технологических процессов, объемы подготовительно-нарезных работ, сроки отработки запасов (рис. 5.12-5.17). Проектирование способа отработки запасов Кочкарского месторождения на завершающей стадии осуществлено с максимальным использованием существующих и минимальным объемом вновь проводимых горных выработок.

Экономическая эффективность рекомендаций определена на примере проекта отработки оставшихся запасов кварцевых жил и минерализованных вмещающих пород, оставленных при первичном освоении запасов горизонтов 296 - 662 м Кочкарского месторождения, применительно к условиям блоков № 1, 15, 16. Рассмотрим условия и технические решения по выемке запасов данных участков.

Блок № 1. Рудная зона представлена серией маломощных кварцевых линз, залегающих в мощной дайке табашек. Мощность орудинения 10,5 м, угол падения 75° и длина по простиранию 67 м от орт заезда 7 в северном

направлении, по падению зона ограничивается горизонтами 662 и 612 м. Рудное тело представлено отдельными невыдержанными кварцевыми линзами, мощностью 0,05-0,20 м, минерализованными прожилками пирита, арсенипирита. Контакты рудного тела с вмещающими породами - слоистые, местами по контакту наблюдается глина трения, что способствует отслоению горной массы по контакту. Вмещающие породы представлены прокварцованными гранитами. Объемный вес - $2,7 \text{ т/м}^3$. Угол падения оруденения составляет 75^0 . Коэффициент крепости - 17-19. Предельные значения прочности: $\delta_{\text{сж}} = 150 \text{ МПа}$, $\delta_{\text{раст}} = 7\div 15 \text{ МПа}$. Предельно допустимое касательное напряжение сдвига $\delta_{\text{сдвиг}} = 11 \text{ МПа}$. Модуль упругости параллельно слоистости $E_{\parallel} = 2,44 \cdot 10^4 \text{ МПа}$. Модуль упругости перпендикулярно слоистости $E_{\perp} = 1,64 \cdot 10^4 \text{ МПа}$. Коэффициент Пуассона перпендикулярно слоистости $\mu_{\perp} = 0,16$.

Отрабатываемый блок № 1 характеризуется устойчивыми вмещающими породами. С западной стороны располагается блок № 324, отработанный ранее.

Предусмотрена система разработки подэтажных штреков с донным выпуском, отбойкой руды скважинными зарядами с оставлением междукамерных целиков. На первоначальном этапе применение данного варианта системы разработки было предусмотрено с использованием имеющегося переносного оборудования. В связи со сложившейся горнотехнической ситуацией, применение камерных систем разработки с увеличенными размерами очистной выработки позволит улучшить технико-экономические показатели.

Применяемый вариант системы разработки включает в себя следующие конструктивные элементы:

- блоковый вентиляционно-ходовой восстающий, пройденный с гор. 662 м до гор. 625 м по лежащему боку оруденения;
- блоковый вентиляционный восстающий, пройденный с гор. 662 м до гор. 612 м со стороны лежащего бока оруденения за зоной сдвижения;
- квершлаг № 3 на гор. 612 м;
- буровые штреки на гор. 637 м и 625 м по лежащему боку оруденения;

- скреперный штрек на гор. 662 м, приподнятый на высоту выработки для погрузки рудной массы через полук, размещающийся по центру оруденения;

- вентиляционные сбойки на гор. 662 м, 637 м, 625 м, 612 м, пройденные для обеспечения вентиляции;

- отрезной восстающий, пройденный с гор. 649 м до гор. 612 м со стороны лежачего бока оруденения;

- дучки, пройденные с гор. 662 м до гор. 649 м по центру оруденения с расстоянием между центральными осями дучек 10 м;

- штрек подсечки на гор. 649 м.

Отрезная щель создается за счет расширения отрезного восстающего посредством скважинной отбойки.

Подготовительные работы начинаются с проведения вентиляционно-ходового восстающего № 1 для сбойки гор.662 м, 625 м. Затем осуществляется сбойка с ВХВ № 329. На гор. 662 м орт-заезд 7 пройден до границы блока и будет использоваться для откатки рудной массы с помощью электровоза К-10 и вагонеток ВБ-2,8 до рудовыдочного ствола. Для обеспечения вентиляции экспериментального блока за зоной сдвижения с восточного фланга проходится вентиляционный восстающий, который сбивается со скреперным штреком на гор 662 м и с выработанным пространством на гор 625 м вентиляционными сбойками.

Нарезные работы в блоке заключаются в проведении штрека скреперования на гор. 662 м и штрека подсечки на гор. 649 м. На подэтажах по лежачему боку оруденения проводятся буровые штреки, такое их расположение будет способствовать более точному оконтуриванию лежачего бока камеры при скважинной отбойке. Нарезные работы также включают проведение буровых камер, из которых проходят отрезной восстающий по висячему боку рудного тела.

Очистная выемка в экспериментальном блоке начинается с разделки отрезного восстающего в отрезную щель посредством взрывания зарядов в параллельных скважинах, пробуренных из буровых камер. Основные запасы

блока отбиваются зарядами в веерах скважин, диаметром 105 мм, на компенсационное пространство. Бурение скважин производится посредством буровых станков НКР-100 М.

Отбойка запасов камеры – многостадийная, осуществляется несколько массовых взрывов.

Рудная масса аккумулируется в воронках, откуда самотеком через дучки поступает в скреперный штрек, затем скреперной лебедкой 55ЛС-2Л грузится через полук в вагонетки ВГ-2,2. Доступ людей в выработанное пространство запрещен.

После отгрузки рудной массы очистное пространство изолируется, доступ людей в выработки блока исключается.

Блок № 15. Рудное тело на участке проходки орта 11 представлено 3-мя жилами, залегающими на контакте дайки табашки с плагиогранитами с невыдержанными размерами по простиранию, контакты с вмещающими породами - четкие. Падение жили северное под углом 80-85°. Мощность рудного тела - от 0,2 м до 1,7 м. Кварц – белого цвета, средней степени трещиноватости, 10-15 шт. на 1 м² обнажения, средней степени устойчивости. Плагиограниты – серого цвета, средней степени трещиноватости, 6-8 шт. на 1 м² обнажения, средней степени устойчивости. Табашка – черного цвета, средней степени трещиноватости, 7-12 шт. на 1 м² обнажения, средней степени устойчивости, склонна к заколообразованию. Рудное тело и вмещающие породы относятся к средней степени трещиноватости, средней степени устойчивости. Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протоdjeяконова – 14. В интервале глубин 22-24 м возможен водоприток в виде непрерывных струй.

Вскрытие и подготовка района блока № 15 шх. «Западная» произведены горными выработками 470 горизонта. Предусмотрена система подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами. Для скреперного штрека принята одностадийная отбойка запасов руды на отрезную щель. Запасы руды обрабатываются и выпускаются на скреперный штрек. Днище блока представлено скреперной выработкой, выпускными нишами, дучками,

воронками, буровыми выработками. Отбойка руды осуществляется скважинными зарядами. Выпуск руды – донный, самотечный, доставка руды – скреперная.

Блок № 16. Рудное тело на участке проходки штрека представлено 2-мя жилами, залегающими на контакте дайки табашки с плагигоранитами с невыдержанными размерами по простиранию, контакты с вмещающими породами - четкие, неустойчивые. Падение жил - северное под углом 70-80°. Мощность рудного тела - от 2,0 м до 7,0 м. Кварц – белого цвета, средней степени трещиноватости, 10-15 шт. на 1 м² обнажения, средней степени устойчивости. Плагигораниты – серого цвета, средней степени трещиноватости, 6-9 шт. на 1 м² обнажения, средней степени устойчивости. Табашка – черного цвета, средней степени трещиноватости, количество нарушений - 7-10 шт. на 1 м² обнажения, средней степени устойчивости, склонны к заколообразованию. Рудное тело и вмещающие породы относятся к средней степени трещиноватости, средней степени устойчивости. Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протоdjeяконова – 10.

Предусмотрена система подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами. Из штрека № 9 гор. 470 м производится рассечка скреперного штрека блока № 16 и оформление лебедочной ниши, производится проходка ходовой дучки из разведочной ниши. Для прохода в лебедочную нишу проходится ходовая сбойка. После этого производится дальнейшая проходка скреперного штрека, ниш выпускных дучек. Для скреперного штрека принята одностадийная отбойка запасов руды на отрезную щель. Запасы руды блока № 16, отрабатываются и выпускаются на скреперный штрек. Днище блока представлено скреперной выработкой, выпускными нишами, дучками, разворонками, буровыми выработками. Отбойка руды осуществляется скважинными зарядами. Выпуск руды – донный, самотечный, доставка руды – скреперная.

6.3. Экономическая эффективность внедрения технологических рекомендаций

На фабрику ФЗЦО поступают золотосодержащие руды шахт «Центральная», «Октябрь» и «Восточная», на которых и планируется реализация процессов закладки выработанного пространства. Общая производственная мощность перечисленных шахт в настоящее время составляет около 500 тыс. тонн рудной массы в год. Плановые показатели производственной мощности к 2019 году должны достигнуть 2 млн. тонн в год.

Принятый режим работы шахты:

- рабочих дней в год – 305;
- смен в сутки – 2;
- часов работы в смену – 12.

В пятой главе рассмотрены варианты технологии освоения минерализованных пород для различных горно-геологических условий, разделяющиеся по двум основным прирезкам:

- с использованием переносного оборудования;
- с использованием самоходного оборудования.

В результате были определены технико-экономические показатели ведения работ для сравниваемых вариантов на примере отработки запасов одной выемочной единицы (блока).

Предложенный перечень оборудования в той или иной комплектации может быть применен при реализации любого из рассматриваемых вариантов. Расчет технико-экономических показателей для вариантов, представленных на рис. 5.13а – 5.17 осуществлялся сравнением для двух возможных способов доставки руды с верхних горизонтов Центрального рудника:

- с помощью ПДМ до рудоспуска, погрузка из рудоспуска в вагонетки, откатка до рудовыдачного ствола и выдача руды на поверхность;
- с помощью ПДМ до пункта перегрузки в автосамосвалы и выдача руды на поверхность самосвалами по наклонному съезду.

Расчет суммы капитальных затрат по вариантам представлен в табл. 6.1.

Таблица 6.1 – Расчет капитальных затрат на вовлечение в отработку минерализованных зон на верхних горизонтах Кочкарского месторождения

Наименование	Цена, тыс. руб.	Количество, шт	Стоимость по варианту 5.12	Количество, шт	Стоимость по вариантам 5.13.а –5.17 (доставка до рудоспуска)	Количество, шт	Стоимость по вариантам 5.13.а –5.17(доставка и погрузка в самосвал)
Шахтный самосвал Minetruck MT2010	15000,00	0	0,00	0	0,00	0	15000,00
ПДМ JINCHUAN JCCY-2	12000,00	0	0,00	1	12000,00	1	12000,00
Буровая каретка НТ72	25000,00	0	0,00	1	25000,00	1	25000,00
Пневмозарядчик ПЗЛ-25	500,00	0	0,00	1	500,00	1	500,00
Электровоз К-10	3500,00	1	3500,00	1	3500,00	1	0,00
Перфоратор ПТ-48	33,60	3	100,80	0	0,00	0	0,00
Перфоратор ПП-63	39,00	3	117,00	0	0,00	0	0,00
Скреперная лебедка ЛС-30	290,00	1	290,00	0	0,00	0	0,00
Вагонетки ВГ-2,2	100,00	6	600,00	6	600,00	0	0,00
Неучтенное оборудование (10%)			460,78		4160,00		5250,00
Итого по вариантам							
вариант 5.12			5068,58				
вариант 5.13.а - 5.17 с доставкой до рудоспуска					45760,00		
вариант 5.13.а - 5.17 с перегрузкой в самосвал							57750,00

Эксплуатационные затраты определяются как сумма расходов по элементам: заработная плата; отчисления на социальные нужды; амортизация

оборудования; затраты на электроэнергию; затраты на вспомогательные материалы; затраты на закладку; общепроизводственные расходы.

Расчет фонда заработной платы персонала, занятого в основных технологических процессах в пересчете на запасы блока (камеры) по вариантам приведен в табл. 6.2.

Сумма амортизационных отчислений определена как процент (10%) от стоимости основных фондов, и учтена при подсчете себестоимости и удельной чистой прибыли от реализации продукции. Затраты на электроэнергию приведены в табл. 6.3.

Таблица 6.2 – Расчет фонда заработной платы в пересчете на запасы блока для соответствующих вариантов отработки блока

Профессия	Тарифная ставка, руб/смену	Приработок, руб	Премия, руб	Доплата за ночные смены, руб	Доплата за вечернюю смену, руб	За сложные условия, руб	Доплата по районному коэф., руб	Часовой заработок	Сменный			ФЗП на отработку запасов блока, тыс.руб		
									Вариант отработки блока			Вариант отработки блока		
									вариант на рис. 5.12	вариант на рис. 5.13.а – 5.17 с доставкой до рудоспуска	вариант на рис. 5.13.а – 5.17 с погрузкой в автосамосвалы	вариант на рис. 5.12	вариант на рис. 5.13.а – 5.17 с доставкой до рудоспуска	вариант на рис. 5.13.а – 5.17 с погрузкой в автосамосвалы
Бурильщик	200,00	20,00	40,00	66,67	33,33	20,00	57,00	437,00	5,244	5,244	5,244	377,57	1 218,18	1920,3528
Машинист электровоза	200,00	20,00	40,00	66,67	33,33	20,00	57,00	437,00	5,244	5,244	5,244	377,57	1 218,18	960,1764
Скреперист	150,00	15,00	30,00	50,00	25,00	15,00	42,75	327,75	3,933	3,933	5,244	283,18	913,64	960,1764
Взрывник	150,00	15,00	30,00	50,00	25,00	15,00	42,75	327,75	3,933	3,933	3,933	283,18	913,64	720,1323
Итого:									18,35	18,35	19,67	1 321,49	4 263,63	4 560,84

Таблица 6.3 – Расчет затрат на электроэнергию

Наименование оборудования	Количество, шт	Установленная мощность, кВт/ч	Расход эл.энергии на обработку запасов блока, кВт	Цена, руб./1 кВт	Затраты на эл.энергию, вариант на рис. 5.12, тыс. руб/блок	Затраты на эл.энергию, вариант на рис. 5.13.а – 5.17, тыс. руб./год	
						доставка до рудоспуска	погрузка в самосвалы
1. Электровоз К-10	1	43,00	61920,00	2,90	179,57		
2. Электровоз К-10	1	43,00	236070,00	2,90		684,60	
3. Электровоз К-10	0	43,00	236070,00	2,90			0,00
4. Скреперная лебедка ЛС-30	1	66,26	363767,40	2,90	1054,93	0,00	0,00
5. Неучтенное (15%)					185,17	102,69	0,00
Итого					1419,67		
						787,29	0,00

При реализации описанных выше вариантов вовлечения в эксплуатацию запасов минерализованных пород в качестве заполнителя планируется использование пульпы сгущенных хвостов цианирования (см. гл. 5).

Затраты на материалы по вариантам приведены в табл. 6.4 (при доставке руды до рудоспуска) и табл. 6.5 (при доставке до пункта перегрузки в автосамосвалы). Расчеты производились для следующих материалов: взрывная сеть на основе низкоэнергетических волноводов СИНВ-Ш, закладка на основе цементно-шлакового вяжущего, Гранулит - АС8.

Таблица 6.4 – Расчет затрат на материалы на очистную выемку при доставке руды автосамосвалами до рудоспуска и далее железнодорожным транспортом

Наименование	Ед. изм.	Цена за единицу, руб	Затраты на блок, тыс. руб									
			5.12	5.13.a	5.13.б	5.14.a	5.14.б	5.15.a	5.15.б	5.16.a	5.16.б	5.17
ВВ	кг	25,00	234,43	905 759,75	1 388 231,75	905 759,75	1 388 231,75	1 705 381,25	2 187 853,25	1 705 381,25	2 187 853,25	1 388 231,75
ДШ	м	65,00	182,00	853 125,00	853 125,00	853 125,00	853 125,00	853 125,00	853 125,00	853 125,00	853 125,00	853 125,00
ЭД и СИНВ-Ш	шт.	224,00	156,80	672 000,00	672 000,00	672 000,00	672 000,00	672 000,00	672 000,00	672 000,00	672 000,00	672 000,00
Коронки	шт.	950,00	266,00	45 262,22	72 326,65	45 262,22	72 326,65	86 922,38	113 986,81	86 922,38	113 986,81	72 326,65
Буровые штанги	шт.	1 800,00	126,00	90 047,99	143 891,97	90 047,99	143 891,97	172 929,78	226 773,77	172 929,78	226 773,77	143 891,97
Диз. топливо для ПДМ, автосамосвалов и буровых установок	л	35,00	0,00	894 250,00	894 250,00	894 250,00	894 250,00	894 250,00	894 250,00	894 250,00	894 250,00	894 250,00
Итого			965,23	3 460,44	4 023,83	3 460,44	4 023,83	4 384,61	4 947,99	4 384,61	4 947,99	4 023,83

Таблица 6.5 – Расчет затрат на материалы на очистную выемку при доставке руды автосамосвалами

Наименование	Ед. изм.	Цена за единицу, руб	Затраты на блок, тыс. руб									
			5.12	5.13.a	5.13.б	5.14.a	5.14.б	5.15.a	5.15.б	5.16.a	5.16.б	5.17
ВВ	кг	25,00	905 759,75	1 388 231,75	905 759,75	1 388 231,75	1 705 381,25	2 187 853,25	1 705 381,25	2 187 853,25	1 388 231,75	25,00
ДШ	м	65,00	853 125,00	853 125,00	853 125,00	853 125,00	853 125,00	853 125,00	853 125,00	853 125,00	853 125,00	65,00
ЭД и СИНВ-Ш	шт.	224,00	672 000,00	672 000,00	672 000,00	672 000,00	672 000,00	672 000,00	672 000,00	672 000,00	672 000,00	224,00
Коронки	шт.	950,00	45 262,22	72 326,65	45 262,22	72 326,65	86 922,38	113 986,81	86 922,38	113 986,81	72 326,65	950,00
Буровые штанги	шт.	1 800,00	90 047,99	143 891,97	90 047,99	143 891,97	172 929,78	226 773,77	172 929,78	226 773,77	143 891,97	1 800,00
Диз. топливо для ПДМ, автосамосвалов и буровых установок	л	35,00	1 409 800,00	1 409 800,00	1 409 800,00	1 409 800,00	1 409 800,00	1 409 800,00	1 409 800,00	1 409 800,00	1 409 800,00	35,00
Итого			3 975,99	4 539,38	3 975,99	4 539,38	4 900,16	5 463,54	4 900,16	5 463,54	4 539,38	

Расчет себестоимости добычи для различных вариантов систем разработки производился путем суммирования стоимости используемых в процессе производства природных ресурсов, сырья, материалов, топлива, энергии, основных фондов, трудовых ресурсов и других затрат на производство и реализацию товарного продукта:

$$C = \sum (z_{\text{нр}}, z_{\text{топливо}}, z_{\text{з/п}}, \dots), \text{руб} / \text{т} \quad (6.1)$$

Выручка, в свою очередь, будет определена как произведение извлекаемой ценности добытого полезного ископаемого на скорректированный с учетом потерь и разубоживания объем производства.

$$B = C_{\text{изв}} * Q' , \quad (6.2)$$

$$C_{\text{изв}} = c_{\text{Au}} * (1 - P) * \varepsilon * \gamma * C_{\text{ME}} , \quad (6.3)$$

где C - содержание металла в руде, г/т; P – разубоживание, долл.ед; ε - извлечение металла в концентрат, дол.ед.; γ - коэффициент цены, дол.ед.; C - цена металла на бирже, руб./г.

Скорректированный с учетом потерь и разубоживания руды объем производства:

$$Q' = Q_{\text{год}} * \frac{1-P}{1-P} , \quad (6.4)$$

где Q' - пересчитанный объем производства с учетом потерь и разубоживания, тонн/год; $Q_{\text{год}}$ - заявленный объем производства, тонн/год; P - потери, дол.ед.; P - разубоживание, дол.ед.

Все расчеты сведены в табл. 6.6 и табл. 6.7 для вариантов с доставкой руды колесным транспортом до рудоспуска и далее железнодорожной откаткой с подъемом в скипах на поверхность. Затраты на ПНР включают затраты на проходку, транспортировку, но не учитывают статью затрат на крепление горных выработок, т.к. эти расходы сопоставимы по сравниваемым вариантам.

Таблица 6.6 - Себестоимость добычи руды с ее доставкой до рудоспуска самоходной техникой и далее железнодорожным транспортом со скиповым подъемом

Наименование	Варианты																			
	5.12		5.13.a		5.13.6		5.14.a		5.14.6		5.15.a		5.15.6		5.16.a		5.16.6		5.17	
	тыс. руб.	руб./тонн	тыс. руб.	руб./тонн	тыс. руб.	руб./тонн	тыс. руб.	руб./тонн	тыс. руб.	руб./тонн	тыс. руб.	руб./тонн	тыс. руб.	руб./тонн	тыс. руб.	руб./тонн	тыс. руб.	руб./тонн	тыс. руб.	руб./тонн
1. Затраты ПНР	9178,46	655,60	15137,64	144,17	24258,07	231,03	17067,69	162,55	26680,09	254,10	14834,89	141,28	21684,67	206,52	17673,19	168,32	24522,98	233,55	22895,68	218,05
1.1. Заработная плата	1321,49	94,39	4263,63	40,61	4263,63	40,61	4263,63	40,61	4263,63	40,61	4263,63	40,61	4263,63	40,61	4263,63	40,61	4263,63	40,61	4263,63	40,61
1.2. Отчисления на социальные нужды	508,77	36,34	1641,50	15,63	1641,50	15,63	1641,50	15,63	1641,50	15,63	1641,50	15,63	1641,50	15,63	1641,50	15,63	1641,50	15,63	1641,50	15,63
1.3. Амортизация оборудования	506,86	36,20	4576,00	43,58	4576,00	43,58	4576,00	43,58	4576,00	43,58	4576,00	43,58	4576,00	43,58	4576,00	43,58	4576,00	43,58	4576,00	43,58
1.4. Затраты на электроэнергию	1419,67	101,40	787,29	7,50	787,29	7,50	787,29	7,50	787,29	7,50	787,29	7,50	787,29	7,50	787,29	7,50	787,29	7,50	787,29	7,50
1.5. Затраты на материалы	1242,43	88,75	3460,44	32,96	4023,83	38,32	3460,44	32,96	4023,83	38,32	4384,61	41,76	4947,99	47,12	4384,61	41,76	4947,99	47,12	4023,83	38,32
1.6. Затраты на закладку	0,00	0,00	12787,50	121,79	12787,50	121,79	12787,50	121,79	12787,50	121,79	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	12787,50	121,79
1.7. Общепроизводственные расходы (10%)	1417,77	101,27	4265,40	40,62	5233,78	49,85	4458,41	42,46	5475,98	52,15	3048,79	29,04	3790,11	36,10	3332,62	31,74	4073,94	38,80	5097,54	48,55
2. Итого затраты на производство	15595,44	1113,96	46919,41	446,85	57571,60	548,30	49042,47	467,07	60235,83	573,67	33536,71	319,40	41691,19	397,06	36658,85	349,13	44813,33	426,79	56072,98	534,03
3. Налоги, в т.ч.	111,51	7,96	1006,72	71,91	1006,72	71,91	1006,72	71,91	1006,72	71,91	1006,72	71,91	1006,72	71,91	1006,72	71,91	1006,72	71,91	1006,72	71,91
3.1. налог на имущество (2.2% от (кап.затрат+10%))	111,51		1006,72		1006,72		1006,72		1006,72		1006,72		1006,72		1006,72		1006,72		1006,72	
3.2. НДС (6% от выручки)	0,00		0,00		0,00		0,00		0,00		0,00		0,00		0,00		0,00		0,00	
4. Себестоимость добычи по системам разработки		1121,92		518,76		620,21		538,98		645,58		391,31		468,97		421,04		498,70		605,94

Таблица 6.7 - Себестоимость добычи руды в варианте доставки и транспортирования самоходной техникой на колесном ходу

Наименование	Варианты																			
	5.12		5.13.a		5.13.6		5.14.a		5.14.6		5.15.a		5.15.6		5.16.a		5.16.6		5.17	
	тыс. руб.	руб./тонн	тыс. руб.	руб./тонн	тыс. руб.	руб./тонн	тыс. руб.	руб./тонн	тыс. руб.	руб./тонн	тыс. руб.	руб./тонн	тыс. руб.	руб./тонн	тыс. руб.	руб./тонн	тыс. руб.	руб./тонн	тыс. руб.	руб./тонн
1. Затраты ПНР	15137,64	144,17	24258,07	231,03	17067,69	162,55	26680,09	254,10	14834,89	141,28	21684,67	206,52	17673,19	168,32	24522,98	233,55	22895,68	218,05	15137,64	144,17
1.1. Заработная плата	4560,84	43,44	4560,84	43,44	4560,84	43,44	4560,84	43,44	4560,84	43,44	4560,84	43,44	4560,84	43,44	4560,84	43,44	4560,84	43,44	4560,84	43,44
1.2. Отчисления на социальные нужды	1755,92	16,72	1755,92	16,72	1755,92	16,72	1755,92	16,72	1755,92	16,72	1755,92	16,72	1755,92	16,72	1755,92	16,72	1755,92	16,72	1755,92	16,72
1.3. Амортизация оборудования	5775,00	55,00	5775,00	55,00	5775,00	55,00	5775,00	55,00	5775,00	55,00	5775,00	55,00	5775,00	55,00	5775,00	55,00	5775,00	55,00	5775,00	55,00
1.4. Затраты на электроэнергию	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
1.5. Затраты на материалы	3975,99	37,87	4539,38	43,23	3975,99	37,87	4539,38	43,23	4900,16	46,67	5463,54	52,03	4900,16	46,67	5463,54	52,03	4539,38	43,23	3975,99	37,87
1.6. Затраты на закладку	12787,50	121,79	12787,50	121,79	12787,50	121,79	12787,50	121,79	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	12787,50	121,79	12787,50	121,79
1.7. Общепроизводственные расходы (10%)	4399,29	41,90	5367,67	51,12	4592,29	43,74	5609,87	53,43	3182,68	30,31	3924,00	37,37	3466,51	33,01	4207,83	40,07	5231,43	49,82	4399,29	41,90
2. Итого затраты на производство	48392,18	460,88	59044,37	562,33	50515,24	481,10	61708,60	587,70	35009,49	333,42	43163,97	411,09	38131,62	363,16	46286,10	440,82	57545,75	548,05	48392,18	460,88
3. Налоги, в т.ч.	1270,50	90,75	1270,50	90,75	1270,50	90,75	1270,50	90,75	1270,50	90,75	1270,50	90,75	1270,50	90,75	1270,50	90,75	1270,50	90,75	1270,50	90,75
3.1. налог на имущество (2.2% от (кап.затрат+10%))	1270,50		1270,50		1270,50		1270,50		1270,50		1270,50		1270,50		1270,50		1270,50		1270,50	
3.2. НДС (6% от выручки)	0,00		0,00		0,00		0,00		0,00		0,00		0,00		0,00		0,00		0,00	
4. Себестоимость добычи по системам разработки		551,63		653,08		571,85		678,45		424,17		501,84		453,91		531,57		638,80		551,63

Результаты выполненных технико-экономических расчетов, приведенные в таблицах 6.6, 6.7 позволяют утверждать, что все предложенные варианты вовлечения в эксплуатацию ранее некондиционных минерализованных пород Кочкарского золоторудного месторождения экономически эффективны.

Применение камерных систем разработки со скважинной отбойкой и высокопроизводительным самоходным оборудованием позволит добиться плановых показателей добычи 2 млн. тонн руды в год.

Модернизация схемы логистической схемы рудника на Кочкарском месторождении с переходом на самоходную технику позволяет существенно сократить себестоимость добычи за счет снижения затрат на внутришахтный транспорт, роста производственной мощности шахты. Совершенствование логистической схемы Кочкарского месторождения направлено на усиление взаимодействия процессов выпуска, доставки, дробления и транспортирования руды, обеспечение поточного перемещения рудной массы в шахтных рудопотоках, снижение трудоемкости добычи.

С целью сокращения себестоимости добычи руды при увеличении глубины до 470 м и объемов добычи рудной массы до 1,5 млн. т на Кочкарском месторождении предложена и обоснована логистическая схема транспортирования рудной массы, основанная на использовании циклической технологии перемещения рудной массы от забоев до обогатительной фабрики. Предусмотрено обеспечение рудника дополнительным наклонным стволом, оснащенным конвейерным подъемом с выдачей бедной руды в количестве до 2 млн.т на промплощадку Пластовской ЗИФ и параллельным вводом автоуклона для выдачи 700 тыс. – 1 млн. т богатой руды, направляемой на ФЗЦО им. Артема в цикл гравитации с последующим цианированием.

Внедрение логистической схемы транспортирования рудной массы на Кочкарском месторождении позволило сократить себестоимость добычи руды на 13,9% за счет снижения затрат на внутришахтный транспорт.

Суммарный годовой экономический эффект от модернизации схемы логистической схемы рудника (начало модернизации логистической схемы – январь 2017 года) составило 175,4 млн. руб. (Приложение А).

Внедрение системы воспроизводства электроэнергии от потока перепускаемой воды и закладочной смеси на подземном руднике дополнительно позволило уменьшить потребление электроэнергии до 20 %.

Предложена каскадная схема последовательного съема на промежуточных горизонтах энергии потоков водоотлива. Для реализации энергетического потенциала потоков гидросмеси разработаны и апробированы в промышленном масштабе конструкции действующих моделей ГЭУ с электрогенераторами малой (до 100 кВт) мощности с прямоугольными лопастными и ковшовыми рабочими колесами.

Комплексное применение закладочных работ на верхних и нижних горизонтах шахт на Кочкарском месторождении позволяет проводить совместное воспроизводство электроэнергии от потоков закладочной смеси и перепускаемых шахтных вод, перемещающихся по вертикальному закладочному трубопроводу и обеспечивающему зону обслуживания закладочными работами.

Внедрение системы воспроизводства электроэнергии от потока перепускаемой воды и закладочной смеси на подземном руднике позволит сократить затраты на потребляемую электроэнергию на 26%; до перехода на возобновляемые источники электроэнергии затраты на потребляемую электроэнергию составляют 134,74 млн. руб. в год, после перехода будут составлять 99,71 млн. руб. в год.

Суммарный годовой экономический эффект от перехода на возобновляемые источники электроэнергии составляет 35,0 млн. руб. (Приложение Б).

Развитие технологии добычи и переработки золотоносных руд Светлинского месторождения, включая модернизацию горного оборудования, совершенствование технологии рудоподготовки, внедрение циклично-поточной технологии в карьере, применение новых комплексных технологий добычи и

переработки руд с оптимизацией гранулометрического состава рудной массы на карьере в целом позволило обеспечить быстрый ввод производственных мощностей карьера, увеличить его производительность, снизить энергоемкость производства, обеспечить высокую мобильность.

Внедрение циклично-поточной технологии с установкой дробильного комплекса на средних горизонтах карьера для доставки руды до Светлинской ЗИФ конвейерным транспортом позволило исключить стадию дробления на обогатительном переделе. В результате сократился объем потребляемой электроэнергии. Это позволяет с наименьшими потерями обрабатывать месторождение с достаточно высокой скоростью понижения горных работ, исключить стадию дробления на обогатительном переделе.

Внедрение циклично-поточной технологии с установкой дробильного комплекса для доставки руды до Светлинской ЗИФ конвейерным транспортом позволило сократить затраты на потребляемую электроэнергию на 27%, а также снизило затраты на транспортировку руды на 1,2%; в связи с этим себестоимость добычи руды по Светлинскому месторождению уменьшилась на 2,47%.

Суммарный годовой экономический эффект от модернизации технологии добычи и переработки золотоносных руд Светлинского месторождения составляет 54,6 млн. руб. в год. Успешная реализация указанных мероприятий позволила значительно повысить производительность и снизить энергоемкость производства (Приложение В).

Внедрение технологии закладки выработанного пространства хвостами цианирования на Кочкарском месторождении позволяет существенно сократить себестоимость добычи за счет сокращения экологических платежей при утилизации цианидсодержащих отходов в закладке выработанного пространства.

Разработаны составы, повышающие прочность закладочных смесей, приготовленных на цементном вяжущем и комбинированном заполнителе, состоящем из смеси сгущенных хвостов и измельченных отвальных пород.

Наиболее перспективным техническим решением является сгущение тонкодисперсных хвостов цианирования и получение из них смесей высокой плотности (пасты). Паста обладает прочной структурой и имеет ряд специфических свойств: неосаждаемость, отсутствие расслаиваемости, устойчивость к расползанию и внешним воздействиям, высокая вязкость. Разработанная технология пастового сгущения отходов обогатительного передела обеспечивает высокую экологичность их утилизации в выработанном пространстве, позволяет значительно увеличить и ускорить водоотведение из отвальных хвостов, улучшить качество оборотной воды и минимизировать ее потери при испарении, а также значительно сократить площади, необходимые для размещения отходов.

Обоснованы и внедрены технологические процессы утилизации цианидсодержащих отходов в закладке выработанного пространства. Установлены параметры технологий сгущения, обезвреживания кеков и слива сгущения. Предложены и испытаны составы на основе сгущенных обезвреженных хвостов.

Экологические платежи до внедрения технологии закладки выработанного пространства хвостами цианирования на Кочкарском месторождении составляли 5,500 млн. руб. в год, после внедрения - 1,265 млн. руб. в год, уменьшение платежей в процентном соотношении составило 77%.

Суммарный годовой экономический эффект от внедрения технологии закладки выработанного пространства хвостами цианирования на Кочкарском месторождении составляет 3,2 млн. руб. (Приложение Г).

Общий экономический эффект от внедрения результатов в сумме 1956 млн. руб. обеспечен за счет:

- реструктуризации георесурсов;
- перехода на крупномасштабную добычу руды;
- совершенствования систем разработки;
- модернизации схемы вскрытия и логистической схемы рудника;

- отказа от централизованной схемы поставки электроэнергии и перехода на получение собственной электроэнергии, в том числе от возобновляемых техногенных источников;
- повышения энергоэффективности добычи руды и ресурсовоспроизводства.

Выводы по 6 главе

1. Выполненные исследования горно-геологических и геомеханических условий разработки запасов Кочкарского месторождения, пригодных для вовлечения в эксплуатацию на завершающей стадии эксплуатации месторождения, свидетельствуют о том, что состояние горных выработок верхних горизонтов позволяет использование их повторно при условии приведения в безопасное состояние.

2. Разработанные технологические схемы и конструкции систем разработки позволяют отрабатывать запасы, оставленные при первичной разработке месторождения, а также запасы минерализованных пород лежачего и висячего боков с применением имеющегося оборудования и приобретением нового.

3. Выполнена технико-экономическая оценка и представлены рекомендации по обеспечению рентабельности на завершающей стадии подземной разработки жильных золоторудных месторождений Урала.

4. Результаты технико-экономического расчета позволяют утверждать, что все предложенные варианты освоения минерализованных пород Кочкарского золоторудного месторождения камерными системами разработки со скважинной отбойкой, применением высокопроизводительного оборудования, последующей закладкой камер обеспечивают экономический эффект.

5. Общий экономический эффект от внедрения результатов исследований (1956 млн. руб.) обеспечен за счет реструктуризации георесурсов, пе-

перехода на крупномасштабную добычу руды, совершенствования систем разработки, модернизации схемы вскрытия и логистической схемы рудника, отказа от централизованной схемы поставки электроэнергии и перехода на получение собственной электроэнергии, в том числе от возобновляемых техногенных источников, повышения энергоэффективности добычи руды и ресурсопроизводства. Экономический эффект подтвержден актами предприятия и оформлен в установленном порядке.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации решена крупная научная проблема обоснования параметров горнотехнических систем на завершающей стадии подземной разработки жильных золоторудных месторождений Урала, что имеет важное социально-экономическое значение для развития не только Уральского региона, но и других крупных горно-промышленных регионов России.

Основные научные и практические результаты работы заключаются в следующем:

1. Впервые обоснована идея, что при доработке балансовых запасов коренных золоторудных месторождений крупного золотопромышленного региона достижим переход на качественно новую стадию комплексного освоения участка недр на базе модернизации производства, повышения производственной мощности рудников, энергоэффективности с обеспечением экологической безопасности горных работ. Доказано, что продление периода эффективной эксплуатации месторождений на завершающей стадии освоения балансовых запасов достигается за счет вовлечения в разработку руд, оставленных при первичной добыче в целиках различного назначения, минерализованных зонах в висячем и лежащем блоках золотоносных жил; залежей глубоких горизонтов, расположенных в зоне концентрации тектонических субгоризонтальных и гравитационных вертикальных напряжений; техногенного золотосодержащего сырья, накопленного за многолетний период эксплуатации месторождений в хвостохранилищах.

2. Дано развитие научно-методических основ формирования энергоэффективных подземных горнотехнических систем на завершающих стадиях освоения рудных месторождений. Обоснована концепция освоения месторождений на завершающих стадиях эксплуатации, включающая реструктуризацию запасов и компенсацию влияния негативных факторов при доработке месторождения за счет внедрения ресурсосберегающих и энергоэффективных геотехнологий. Расширена классификация георесурсов

недр Земли за счет включения новой группы георесурсов – источников возобновляемой энергии при техногенном преобразовании недр. Разработана систематизация ресурсосберегающих и энергоэффективных горнотехнических систем подземной разработки жильных месторождений. Доказано, что съём и преобразование энергии потоков гидросмесей способны обеспечить 5-30% потребляемой подземными рудниками Южного Урала электроэнергии.

3. Впервые выполнена комплексная геомеханическая оценка массивов золоторудных месторождений Южного Урала на завершающей стадии их эксплуатации и оценено напряженно-деформированное состояние массивов горных пород, сложившееся за длительную историю их отработки. Установлено, что завершающая стадия эксплуатации месторождений характеризуется сложными условиями разработки и требует применения новых подходов к проектированию горнотехнических систем. Установлено, что на наиболее представительном Кочкарском месторождении измеренные величины вертикальной компоненты напряжений на верхних горизонтах (до 300 м) на 30-70% превышают значения расчетных величин, определяемых весом налегающей толщи пород, что объясняется влиянием выработанных пространств очистных и обрушением пород на вышележащих горизонтах, а также большой изрезанностью Кочкарского рудного поля тектоническими нарушениями различного рода; при этом максимальные сжимающие напряжения σ_x преимущественно направлены субмеридионально, вкрест простирания геологических структур, и составляют $1.2\gamma H$, а σ_y - $1.4\gamma H$. Поэтому вовлечение минерализованных зон месторождения в эксплуатацию на верхних горизонтах (до 300 м) системами разработки с повышенным пролетом камер не ухудшает геомеханического состояния массива. Так, при увеличении ширины камеры с 2 до 14 м максимальные горизонтальные напряжения в нижней части потолочины снижаются с 110 до 60 МПа.

4. Доказано, что увеличение глубины ведения горных работ приводит к росту напряжений в конструктивных элементах систем

разработки; при этом увеличение ширины камер не вызывает рост нормальных напряжений в массиве на контуре выработанных пространств, что объясняется перераспределением напряжений в массиве и развитием экранирующего эффекта. Отработка камерами запасов на глубоких горизонтах (ниже 500 м) ведет к концентрации и росту вертикальной составляющей напряжений σ_z до $1.35 - 1.8\gamma H$, и горизонтальных σ_x и σ_y , соответственно, до $2,0$ и $3,3\gamma H$.

5. Изучены закономерности напряженно-деформированного состояния массива горных пород на глубоких горизонтах подземного рудника. Результаты моделирования свидетельствуют, что при отработке запасов глубоких горизонтов рудная потолочина остается нагруженной, как со стороны висячего, так и лежащего боков. В отработанной увеличенной до 14 м ширине камеры повышенные напряжения формируются в кровле и почве камеры, но значения их ниже на 5-10 % при системах разработки с закладкой выработанного пространства. Сжимающие напряжения снижаются и принимают значения в 1,4 - 1,7 раза меньшие, чем значения напряжений в соответствующих точках до закладки камер. Растягивающие напряжения в висячем и лежащем боках после закладки принимают характер сжимающих (30 МПа). Доказано, что переход на восходящую выемку с закладкой камер сгущенной пульпой хвостов обогащения обеспечивает более устойчивое состояние массива на обнажениях.

6. Испытания подтвердили практическую возможность и выявили условия воспроизводства электроэнергии от техногенных источников на гидроэлектростанциях малой мощности до 30 кВт. На основе выполненных исследований предложена методика определения воспроизводимой мощности и выбора ГЭУ малой мощности по параметрам рабочих зон в предпочтительного использования того или иного типа гидротурбин для конкретных условиях. Доказано возможность получения в шахтных условиях возобновляемой энергии от потоков гидросмесей: шахтной воды, гидравлической закладки на основе текущих и сгущенных хвостов

обогащения, твердеющей закладочной смеси с учетом вещественного состава, плотности и вязкости определяется установленными параметрами горнотехнической системы: высота одноступенчатого перепуска смеси 30 – 100 м, угол падения гидросмеси на турбину - 65 – 90°.

7. В ходе комплексных геолого-маркшейдерских исследований установлено, что на ранее отработанных горизонтах рудников Кочкарского месторождения имеются перспективные запасы жил и минерализованных пород, по величине и условиям пригодные для освоения. Установлены закономерности извлечения золота при переработке рудной массы цианированием на ФЗЦО в зависимости от содержания золота в ней, а также зависимости затрат на переработку от массы извлекаемого золота на 1 т добываемой руды на этапе добычи и переработки при селективной и валовой выемке с учетом ущерба от потерь и разубоживания руды. Оценена предпочтительность применения селективной выемки в зависимости от контрастности содержания золота в жиле и прилегающих минерализованных зонах по фактору максимума прибыли и максимума извлечения золота. Доказано, что на завершающей стадии подземной отработки жильных золоторудных месторождений селективная выемка целесообразна только при контрастности содержания выше 8, мощности жилы $m > 1,5$ и мощности минерализованных зон $m < 10$ м.

8. Анализ экономической эффективности добычи руды при объеме в 5 млн. т и углублении Кочкарского месторождения до 1000 м показал, что при валовой выемке и циклично-поточной технологии транспортирования себестоимость добычи составляет 15.96 \$/т, что на 16% ниже, чем при использовании циклической технологии транспортирования рудной массы. В целом, результаты экономических расчетов для условий разработки Кочкарского месторождения, показали, что на горизонтах до 470 м и при объемах добычи до 1,5 млн. т эффективным вариантом логистической схемы является схема, основанная на циклической технологии с применением автотранспорта. Однако, при углублении месторождения до 1000 м и увеличении объемов до-

бычи до 5 млн. т, более целесообразна циклично-поточная технология на основе автомобильно-конвейерного транспорта.

9. Выполнена технико-экономическая оценка эффективности геотехнологий разработки запасов Кочкарского месторождения. Общий годовой экономический эффект от внедрения результатов исследований составил 1956 млн. руб. Экономический эффект в размере 175,4 млн. руб. в год достигнут за счет: снижения затрат на внутренний транспорт при внедрении новой логистической схемы транспортировки руды с переходом на самоходную технику, что привело к снижению себестоимости добычи руды на 13,9%; сокращения затрат на потребляемую энергию на 26% за счет перехода на использование возобновляемых источников энергии, экономический эффект составил 35 млн. руб. в год; развития технологии добычи и переработки руд из Светлинского месторождения обеспечило сокращение потребляемой энергии на 27%, снижение затрат на транспортировку руды на 1,2% и в целом себестоимости добычи руды на Светлинском месторождении на 2,4%, что обеспечило годовой экономический эффект 54,6 млн. руб.; сокращение экологических платежей на 77% за счет внедрения технологии закладки выработанного пространства отходами обогащения, что дало годовой экономический эффект 3,2 млн. руб.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Агошков, М.И. Развитие идей и практики комплексного освоения недр / М.И. Агошков. – М.: ИПКОН АН СССР, 1982. – 25 с.
2. Агошков, М.И. Разработка рудных и нерудных месторождений / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. – М.: Недра, 1970. – 456 с.
3. Адизес, И Управление жизненным циклом корпорации [Текст] / под науч. ред. А.Г. Сеферяна. – СПб.: Питер, 2007. – 384 с.
4. Айтматов, И.Т. Геомеханические методы оценки удароопасности рудных месторождений / И.Т. Айтматов, К.Д. Вдовин – Фрунзе: Илим, 1986. – 246 с.
5. Алексеев, Ф.К. Повторная разработка месторождений Кривбасса / Ф.К. Алексеев, Д.И. Бетин, А.М. Волощук и др. // Черная металлургия. – 1970. – №19. – С.19-20.
6. А.с. 1454970 СССР, МПК Е 21 С 41/70. Способ повторной разработки залежей / Борщ-Компониец В.И., Макаров А.Б., Мякишев В.С., Файдель Э.В. (СССР). – 4217108/22-03; заявлено 25.03.87; опубл. 30.01.89, Бюл. 4. – С. 1.
7. А.с. 926284 СССР, Е 21 С 41/00. Способ выемки полезного ископаемого под бортами карьера / А.Г. Шапарь, В.П. Шпортько, А.С. Сидоров и др. (СССР). – 2854993/22-03; заявлено 20.12.70; опубл. 07.05.82, Бюл. 17. – С. 3.
8. Бергер, Р.В. О возможности вовлечения перспективных участков Кочкарского золоторудного месторождения в повторную отработку / Р.В. Бергер, П.В. Казилов, В.Н. Калмыков, Р.В. Кульсаитов, А.А. Гоготин // Комбинированная геотехнология: устойчивое и экологически сбалансированное освоение недр: материалы международной научно-технической конференции, – Магнитогорск: МГТУ, 2015. – С. 116-117.
9. Бергер, Р.В. Состояние и перспективы развития минерально-сырьевой базы АО «ЮГК» на Южном Урале / Р.В. Бергер, В.В. Федосеев, А.В. Сараскин // Горный журнал. – 2017. – №9. – С. 6–11.

10. Бир, С. Мозг фирмы /Пер. с англ. – М.: Радио и связь, 1993. – 416 с.
11. Битимбаев, М.Ж. Выемка целиков на отработанных рудных месторождениях. / М.Ж. Битимбаев, С.М. Бекбаев, В.К. Гердц и др. // М.: Недра. - 1993. – 240 с.
12. Бородаевский, Н.И. Геолого-структурное изучение глубоких горизонтов Кочкарского рудного поля и его периферии / исп. Бородаевский Н.И. и др. — М.: ЦНИГРИ, 1975.
13. Бронников, Д.М. Разработка руд на больших глубинах / Д.М. Бронников, Н.Ф. Замесов, Г.И. Богданов. – М.: Недра, 1982. – 292 с.
14. Влох, Н.П. Управление горным давлением на подземных рудниках / Н.П. Влох. – М.: Недра, 1994. – 207 с.
15. Волков, А.В. Золотой пояс Урала [Электронный ресурс] / А.В. Волков // «Золото и технологии». – 2012. – № 3(17). – Режим доступа: <http://zolteh.ru/regions/zolotoj-poyas-urala/>
16. Временные правила охраны зданий, сооружений, природных объектов и горных выработок от вредного влияния подземных горных разработок на золоторудных месторождениях: Утв. Роскомдрагмет 28.12.93. - Иркутск: Иргиредмет, 1996. – 74 с.
17. Галаев, Н.З. Управление состоянием массива горных пород при подземной разработке рудных месторождений: учебник для вузов / Н.З. Галаев – М.: Недра. – 1980. – 176 с.
18. Гзовский, М.В. Напряженное состояние земной коры по данным измерений в горных выработках и тектонофизического анализа / М.В. Гзовский, И.А. Турчанинов, Г.А. Марков и др. // В кн. «Напряженное состояние земной коры». – М.: Наука, 1973. – С. 50–58.
19. Голик, В.И. Инновационная технология приготовления вяжущих на основе хвостов горнометаллургического комплекса / В.И. Голик, Т.С. Цидаев, Б.С. Цидаев // Сухие строительные смеси. – 2013. – № 5 – С. 30–33.
20. Голик, В.И. Концептуальные подходы к созданию мало- и безотходного горнорудного производства на основе комбинирования физико-

технических и физико-химических геотехнологий // Горный журнал. – 2013. – № 5. С. 93–97.

21. Голик, В.И. Рационализация природопользования в стратегии развития промышленных предприятий / В.И. Голик, С.В. Леонов, Е.В. Шевченко. – М.: Академический проект, 2012. – 380 с.

22. Голик, В.И. Специальные способы разработки месторождений: учебное пособие / В.И. Голик. – М.: Инфра, 2016. – 132 с.

23. Горные науки. Освоение и сохранение недр Земли / под ред. К. Н. Трубецкого. – М.: Изд-во Академии горн. наук, 1997. – 478 с.

24. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2015 году» [Электронный ресурс]. URL: http://www.mnr.gov.ru/docs/gosudarstvennye_doklady/ (дата обращения 25.09.2017)

25. Грейнер, Л. Эволюция и революция в процессе роста организаций / Л. Грейнер // Вестник С.-Петербургского ун-та. Сер. Менеджмент (4). – 2002. – С. 76-92.

26. Данко, Л. [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://webcache.googleusercontent.com/search?q=cache:vZ4EXwvGxM0J:frshop.ru/library/481-tsiklyi-razvitiya-biznesa-leon-danko-leon-danko-eclipse-marketing-school-httpelitariumru+&cd=4&hl=ru&ct=clnk&gl=ru>.

27. Данченков, Е.Н. Экономическое обоснование извлечения мелко-го, тонкого и тонко-дисперсного золота из техногенных месторождений: автореф. дис. ... канд. экон. наук: 08.00.05 / Данченков Евгений Николаевич. – М.: МГГУ, 2004. – 23 с.

28. Детковская, Н.В. Социально-экономическое обоснование эксплуатационных кондиций при доработке месторождения твердых полезных ископаемых: автореф. дис. ... канд. экон. наук: 08.00.05 / Детковская Наталья Владимировна. – Екатеринбург, 2012. – 23 с.

29. Емельянов, Е.Н. Жизненный цикл организационного развития / Е.Н. Емельянов, С.Е. Поварницына // Организационное развитие. – 2006. – № 2. – 16 с.
30. Ергалиев, А.Е. Разработка месторождений жильного типа / А.Е. Ергалиев. – Алма-Ата: Изд. АН Казахской ССР, 1960 – 306 с.
31. Жизненный цикл месторождений нефти. Стадии разработки: [Электронный ресурс] <http://vseonefti.ru/upstream/stadii-razrabotki.html>
32. Жизненный цикл организации [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://ru.wikipedia.org/wiki/>.
33. Закономерности распределения промышленного золотого оруденения на глубоких горизонтах Кочкарского золоторудного месторождения // Отчет по НИР / исп. Яновский В.М., Михайлова Л.В., Шепелев В.М. - М., 1966.
34. Зубков, А.В. Методы определения напряжений в горных породах, их достоинства и недостатки / А.В. Зубков // Геомеханика в горном деле: Сб. науч. тр. – Екатеринбург: ИГД, 1999. – С. 19-27.
35. Иванцов, В.В. Повышение энергоэффективности и производительности клетевой шахтной подъемной установки с использованием роторного частотного электропривода «ЭРАТОН-ФР» [Электронный ресурс] – режим доступа: <http://erasib.ru/articles/hoist-eratonfr-efficiency> (дата обращения 10.10.2017)
36. Именитов, В.Р. Системы подземной разработки рудных месторождений / В.Р. Именитов. – М., 1971. – 327 с.
37. Инструкция по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных и опасных по горным ударам, РД 06-329-99.
38. Исследование изменения напряженно-деформированного состояния и удароопасности массива горных пород и влияния техногенных процессов при разработке Кочкарского месторождения //Отчет по НИР. - Пермь: ППИ, 1988. – 75 с.

39. Исследование проявлений горного давления при разработке глубоких горизонтов на Кочкарском месторождении // Отчет по НИР / рук. Дьяковский В.Б. – Свердловск: Унипромедь, 1970.

40. Казикаев, Д.М. Геомеханические процессы при совместной и повторной разработке руд / Д.М. Казикаев. – М.: Недра, 1981. – 288 с.

41. Калмыков, В.Н. Исследование напряженно-деформированного состояния массива горных пород глубоких горизонтов Кочкарского золоторудного месторождения / В.Н. Калмыков, Р.В. Кульсаитов, П.В. Волков, С.С. Неугомонов, Д.П. Самойленко // Условия устойчивого функционирования минерально-сырьевого комплекса России. Выпуск 1: Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). Отдельные статьи (специальный выпуск). – 2014. – №S1-1. – С.86-94.

42. Калмыков, В.Н. Опыт и перспектива разработки сложноструктурных жил Кочкарского месторождения / В.Н. Калмыков, И.Т. Слащилин, В.С. Сураев, К.И. Струков // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2000. – №1. – С.180-182.

43. Калмыков, В.Н. Разработка технологии повторного освоения запасов верхних горизонтов Кочкарского золоторудного месторождения / В.Н. Калмыков, К.И. Струков, Г.П. Константинов, Р.В. Кульсаитов // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2016. – Т. 14. – № 3. – С. 13-20.

44. Каплунов, Д.Р. Возобновляемые источники энергии как георесурс в системе техногенного преобразования недр / Д.Р. Каплунов, М.В. Рыльникова // Горный журнал. – 2015. – № 9. – С. 72-75.

45. Каплунов, Д.Р. Обоснование полного цикла комплексного освоения недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых / Д.Р. Каплунов, Д.Н. Радченко // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). Отдельный выпуск №1. Труды научного симпозиума «Неделя горняка – 2011». – 2011. – С. 447-455.

46. Каплунов, Д.Р. Проблема использования возобновляемых источников энергии в ходе разработки месторождений твердых полезных ископаемых / Д.Р. Каплунов, М.В. Рыльникова, Д.Н. Радченко // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2015. – №1. – С. 88-96.

47. Каплунов, Д.Р. Энерговоспроизводство при подземных закладочных работах / Д.Р. Каплунов, С.Г. Лейзерович, В.К. Томаев // Горный журнал. – 2013. – № 4. – С. 62-66.

48. Каспарьян, Э.В. Устойчивость горных выработок в скальных породах / Э.В. Каспарьян. - Л.: Наука (АН СССР, Кольский филиал, Горный институт), 1985. - 184 с.

49. Каталог горных ударов на рудных и нерудных месторождениях. Л.: ВНИМИ, 1985. - 258 с; 1989. - 182 с.

50. Кашников, Ю.А. Анализ распределения напряжений и деформаций в подрабатываемых породах на основе расчетов по программе Fest-O3 / Ю.А. Кашников // Горный журнал. – 1993. – № 12. – С.45-48.

51. Клейнер, Г. Современная экономика России как «экономика физических лиц» / Г. Клейнер // Вопр. экономики. – 1996. – №4. – С. 81–95.

52. Куликов, В.В. Совместная и повторная разработка рудных месторождений / В.В. Куликов. 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1972. – 328 с.

53. Кульсаитов, Р.В. Разработка технологии повторного освоения техногенно-измененных запасов золоторудных жильных месторождений: дис. ... канд. техн. наук: 25.00.22 / Кульсаитов Равиль Вадимович. – Магнитогорск, 2016. – 152 с.

54. Макаров, А.Б. Практическая геомеханика: пособие для горных инженеров / А.Б. Макаров. – М.: Издательство «Горная книга», 2006. – 391 с.

55. Малышев, В.Н. Управление горным давлением при повторной разработке обрушением налегающей толщи. / В.Н. Малышев, Р.Е. Юн, М.К. М.К. Алипбергенов // В сб.: Совершенствование технологии горных работ на рудниках Жезказгана. – Жезказган, 1995.

56. Методические указания по прогнозу удароопасности рудных и нерудных месторождений. - Л.: ВНИМИ, 1987. – 55 с.
57. Методические указания по расчету параметров систем разработки наклонных и крутопадающих залежей средней и малой мощности железорудных месторождений Урала. / Влох Н.П., Зубков А.В., Закусин Г.А. и др. - Свердловск: ИГД МЧМ СССР, 1981. – 19 с.
58. Методические указания по установлению размеров камер и целиков при камерных системах разработки руд цветных металлов / Г.Т. Нестеренко, Б.С. Скозобцов, В. . Талий и др. – Л.: ВНИМИ, 1972. – 82 с.
59. Методы расчета целиков и потолочин камер рудных месторождений /А.М. Ильштейн, Ю.М. Либерман, Е.А. Мельников и др. – М.: Наука, 1964. – 143 с.
60. Назарчик, А.Ф. Разработка жильных месторождений / А.Ф. Назарчик, И. А. Олейников, Г. И. Богданов. - М.: Недра, 1977. – 240 с.
61. Озеров, В.С. К вопросу о генезисе рудопроявления золота Чудное (Приполярный Урал) / В.С. Озеров // Золото, платина и алмазы Республики Коми и сопредельных регионов: Матер. Всерос. конф. – Сыктывкар: Геопринт, 1998. – С. 16-18.
62. Олизаренко, В.В. Рудничный водоотлив при отработке медноколчеданных месторождений Южного Урала / В.В. Олизаренко, М.М. Мингажев. // Монография. – Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ им Г.И.Носова», 2010. - 252 с.
63. Опыт отработки крутопадающего жильного месторождения / В.Х. Беркович, Е.В. Тарчевский, Ю.Ю. Пиленков и др. // Обзорная информация. – М.: ЦНИИ цветмет экономики и информации, 1991. – 49 с.
64. Пересчет запасов Светлинского месторождения. ОАО «ЮГК, кн 2, Челябинск, 2014. – 287 с.
65. Петухов, И.М. Механика горных ударов и выбросов. / И.М. Петухов, В.М. Линьков. – М.: Недра, 1983. – 280 с.

66. Печенкин, В.Д. Распределение напряжений по направлениям в массиве горных пород Кочкарского месторождения / В.Д. Печенкин, А.Ф. Пятков, В.С. Сураев // Подземная разработка мощных рудных месторождений: Межвуз. сб. науч. тр. - Свердловск: УПИ, 1978. - Вып.8. - С.56-61.
67. Польш, В.Г. Обеспечение устойчивости подземных горных выработок в удароопасных условиях: автореф. дисс... канд. техн. наук: 25.00.20 / Польш Валерий Густавович. - Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2003.
68. Попов, М.Я. Геолого-промышленные типы и прогнозная оценка золота территории Республики Коми / М.Я. Попов // Золото, платина и алмазы Республики Коми и сопредельных регионов: Матер. Всерос. конф. – Сыктывкар: Геопринт, 1998. – С. 10–12.
69. Портер, М. Конкурентная стратегия: методика анализа отраслей и конкурентов / М. Портер; Пер. с англ. – 3 изд. – М.: Альпина Бизнес Букс. - 2007. – 453 с.
70. Порцевский, А.К. Проектирование горных предприятий / А.К. Порцевский, Г.А. Катков. – М.: 2004. – 102 с.
71. Прогноз и предотвращение горных ударов на рудниках / под ред. И.М. Петухова, А.М. Ильина, К.Н. Трубецкого. - М.: АГН, 1997. - 376 с.
72. Рафиенко, Д.И. Совершенствование технологии разработки жильных месторождений / Д.И. Рафиенко, Е.И. Панфилов, Л.А. Мамсуров // В кн: Исследование технологий и определение параметров разработки рудных месторождений. - М.: Наука, 1971. – С. 90-94.
73. Рекомендации по оценке удароопасности участков Кочкарского месторождения методом геомеханических аналогий. Фрунзе: АН КиргССР, 1990.
74. Руппенейт, К.В. Введение в механику горных пород / К.В. Руппенейт, Ю.М. Либерман. – М.: Углетехиздат, 1960. – 356 с.
75. Рыльникова, М.В. Технологические схемы и процессы получения возобновляемой энергии при комплексном освоении месторождений твердых

полезных ископаемых / М.В. Рыльникова, К.И. Струков, И.С. Туркин // М.: ИПКОН РАН. – 2018. – 256 с.

76. Рыльникова, М.В. Возобновляемые источники энергии при техногенном преобразовании недр земли: перспективные технологические решения / М.В. Рыльникова, К.И. Струков // Экологическая, промышленная и энергетическая безопасность - 2017. Материалы научно-практической конференции с международным участием. – Севастополь. – 2017. – С. 1161-1165.

77. Рыльникова, М.В. Исследование закономерностей получения возобновляемой энергии в ходе реализации геотехнологических процессов при освоении Кочкарского золоторудного месторождения / М.В. Рыльникова, К.И. Струков // Комбинированная геотехнология: ресурсосбережение и энергоэффективность. IX Международная конференция. – Магнитогорск. – 2017. – С. 125-126.

78. Рыльникова, М.В. К проблеме использования упругой энергии породного массива в качестве возобновляемого источника энергии / М.В. Рыльникова, Л.И. Маневич, В.А. Еременко, В.В. Смирнов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2015. – № 6. – С. 119-132.

79. Рыльникова, М.В. Методика оценки энергетического потенциала вспомогательных потоков гидросмеси на подземных рудниках / М.В. Рыльникова, К.И. Струков, В.В. Олизаренко, А.А. Зубков // Комбинированная геотехнология: ресурсосбережение и энергоэффективность. IX Международная конференция. – Магнитогорск. – 2017. – С. 121-125.

80. 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.

81. Рыльникова, М.В. Обеспечение экологической безопасности регионов горно-металлургического комплекса на завершающей стадии освоения балансовых запасов месторождений / М.В. Рыльникова, К.И. Струков // В сборнике: Научно-техническая конференция «Проблемы экологической без-

опасности предприятий горно-металлургического комплекса и моногородов». – 2017. – С. 64-70.

82. Рыльникова, М.В. Обоснование условий утилизации хвостов обогащения золотосодержащих руд в закладке выработанного пространства для обеспечения промышленной и экологической безопасности освоения Кочкарского месторождения на больших глубинах / М.В. Рыльникова, К.И. Струков, А.А. Гоготин // 50 лет российской научной школе комплексного освоения недр Земли. – Москва. – 2017. – С. 326-331.

83. Рыльникова, М.В. Перспективы применения и оценка параметров энергоэффективных геотехнологий при комплексном освоении месторождений / М.В. Рыльникова, К.И. Струков, В.В. Олизаренко, И.С. Туркин // Горный журнал. – 2017. – № 11. – С. 71-76.

84. Рыльникова, М.В. Проектное финансирование совокупного использования природных и техногенных ресурсов / М.В. Рыльникова, К.И. Струков, И.А. Пыталев, И.А. Трушина // М.: ИПКОН РАН. – 2018. – 146 с.

85. Рыльникова, М.В. Сравнение валовой и селективной выемки золотосодержащих руд Кочкарского месторождения на базе их геологического опробования / М.В. Рыльникова, К.И. Струков, В.С. Лавенков, И.Л. Никифорова // Маркшейдерское и геологическое обеспечение горных работ. Материалы 3-й Международной научно-практической конференции. – Магнитогорск. – 2018. – С. 135-138.

86. Рыльникова, М.В. Экологическая эффективность геотехнологических решений на завершающей стадии подземной добычи руд / М.В. Рыльникова, К.И. Струков // В сборнике: Проблемы и решения в экологии горного дела. – 2017. – С. 146-152.

87. Рыльникова М.В. и др. Характеристика объемов потоков текучего в горнотехнической системе «Рудник-Карьер-Фабрика» как источников возобновляемой электроэнергии // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2015. № 65. – С. 33–43.

88. Сазонов, В.Н. Месторождения золота Урала / В.Н. Сазонов, В.Н. Огородников, В.А. Коротеев, Ю.А. Поленов. – Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 1999. – 570 с.
89. Селедков, Ю.В. Системы подземной разработки рудных месторождений / Ю.В. Селедков, П.Д. Пуневский, Л.Я. Тарасов. - М.: Metallurgizdat, 1958. – 407 с.
90. Серавкин, И.Б. Зональность размещения золоторудных месторождений Южного Урала / И.Б. Серавкин, С.Е.Знаменский, З.И. Родичева // Институт геологии Уфимского научного центра РАН. Геологический сборник № 10. Информационные материалы. – С.225-235.
91. Слащилин, И.Т. Использование отходов химических производств в составах закладочных смесей на основе хвостов обогащения / И.Т. Слащилин, Л.Г. Савинчук, К.И. Струков // Разработка мощных рудных месторождений: Межвуз. сб. науч. тр. – Магнитогорск. – 1999. – С.57- 62.
92. Совершенствование разработки жильных месторождений / Д.И. Рафиенко, А.Ф. Назарчик, Ю.П. Галченко и др. - М.: Недра, 1986. – 216 с.
93. Струков, К.И. АО «Южуралзолото Группа Компаний» - 20 лет: развитие технологий освоения месторождений золотоносных руд на рудниках / К.И. Струков, В.В. Федосеев, М.В. Рыльникова, Р.В. Бергер // Горная промышленность. – 2017. – № 3 (133). – С. 12-15.
94. Струков, К.И. Выбор способов переработки золото-мышьяковистых руд Новотроицкого месторождения с учетом их технологических особенностей / К.И. Струков, С.Н. Плотников, Л.А. Зырянова, Ю.Л. Николаев // Цветные металлы. – 2017. – № 6. – С. 35-40.
95. Струков, К.И. К вопросу совершенствования параметров очистной выемки жильных месторождений Урала / К.И. Струков, И.Т. Слащилин, В.В. Котляров // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2000. – №8. – С.154-156.
96. Струков, К.И. Комплексная система мониторинга - путь к созданию энергоэффективных экологически сбалансированных геотехнологий

освоения месторождений многокомпонентных руд Южного Урала / К.И. Струков, П.Г. Пацкевич, К.И. Никифоров // Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых. Материалы 13 Международной научной школы молодых ученых и специалистов. – Москва. – 2016. – С. 135-138.

97. Струков, К.И. Обоснование параметров экологически безопасной технологии повторной отработки запасов Кочкарского золоторудного месторождения с учетом особенностей геомеханического состояния массива горных пород / К.И. Струков, Е.Н. Есина, Р.В. Кульсаитов // Экологическая, промышленная и энергетическая безопасность - 2017. Материалы научно-практической конференции с международным участием. – Севастополь. – 2017. – С. 1302-1305.

98. Струков, К.И. Определение производительности процесса доставки руды при отработке жильных месторождений / К.И. Струков, П.В. Казиллов, И.Т. Слацилин, А.П. Гнедых // Освоение мощных рудных месторождений: Межвуз. сб. науч. тр. – Магнитогорск. – 2003. – С.85- 88.

99. Струков, К.И. Опыт внедрения технологии кучного выщелачивания золота на рудниках «Куросан», «Светлинский» и «Березняковский» / К.И. Струков, С.Н. Плотников, И.Е. Плотникова, Ю.Л. Николаев // Цветные металлы. – 2017. – №9. – С. 46-52.

100. Струков, К.И. Основные задачи и перспективы проектирования экологически сбалансированных геотехнологий при освоении месторождений многокомпонентных руд и углей Южного Урала / К.И. Струков // Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр. Тезисы докладов II Международной научной школы академика К.Н. Трубецкого. – Москва. – 2016. – С. 276-278.

101. Струков, К.И. Оценка напряженного состояния массива горных пород Кочкарского золоторудного месторождения / К.И. Струков, М.В. Емельяненко, П.В. Казиллов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2001. – № 4. – С. 163-165.

102. Струков, К.И. Первоначальное напряженное состояние массива горных пород Кочкарского золоторудного месторождения / К.И. Струков, И.Т. Слащилин // Проблемы и перспективы развития подземной геотехнологии в XXI веке: Материалы Международн. конф. – Екатеринбург. – УГГГА. – 2001. – С.161-165.

103. Струков, К.И. Предпосылки повторной разработки Кочкарского золоторудного месторождения / К.И. Струков, М.В. Емельяненко, И.Т. Слащилин, О.А. Котлярова // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2000. – №8. – С. 152-153.

104. Струков, К.И. Применяемые системы разработки и их показатели при отработке жильных месторождений / К.И. Струков, Н.А. Астахова, О.А. Котлярова // Разработка мощных рудных месторождений: Межвуз. сб. науч. тр. - Магнитогорск, 1999. – С.37-41.

105. Струков, К.И. Проблемы технологического развития рудников на завершающей стадии освоения золоторудных месторождений и пути их решения / К.И. Струков, М.В. Рыльникова // Комбинированная геотехнология: ресурсосбережение и энергоэффективность. IX международная конференция. – Магнитогорск. – 2017. – С. 37-40.

106. Струков, К.И. Развитие технологий разработки месторождений золотоносных руд на предприятиях АО «Южуралзолото Группа Компаний» / К.И. Струков, В.В. Федосеев, Р.В. Бергер, М.В. Рыльникова // Горный журнал. – 2017. – № 6. – С. 5-8.

107. Струков, К.И. Совершенствование технологий переработки золотоносных руд на обогатительных фабриках ЮГК / К.И. Струков, С.Н. Плотников, Ю.Л. Николаев, П.Г. Пацкевич // Цветные металлы. – 2017. – № 6. – С. 29-34.

108. Струков, К.И. Совершенствование технологии подземной добычи на Кочкарском месторождении / Струков К.И. // Горный журнал. – 2017. – № 9. – С. 21-25.

109. Струков, К.И. Технология горно-обогатительного производства на предприятиях АО «Южуралзолото Группа Компаний» / К.И. Струков, Р.В. Бергер // Горный журнал. – 2017. – № 9. – С. 11-15.

110. Сухарев, О.С. Стратегия и тактика фирмы / О.С. Сухарев. - М.: Мысль. - 2005. – 144 с.

111. Трубецкой, К.Н. Развитие новых направлений комплексного использования недр / К.Н. Трубецкой. – М.: ИПКОН АН СССР, 1990. – 11 с.

112. Трубецкой, К.Н. Комплексное освоение месторождений и глубокая переработка минерального сырья: институт проблем комплексного освоения недр РАН. / К.Н. Трубецкой, В.А. Чантурия, Д.Р. Каплунов, М.В. Рыльникова. – М.: Наука, 2010. – 437 с.

113. Трубецкой, К.Н. Методология оценки перспективной парадигмы развития минерально-сырьевого комплекса / К.Н. Трубецкой, Ю.П. Галченко // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых.– 2015. – №2, – С. 177-188.

114. Трубецкой, К.Н. Новые подходы к проектированию ресурсо-производящих технологий комплексного освоения рудных месторождений / К.Н. Трубецкой, Д.Р. Каплунов, М.В. Рыльникова и др. // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – Новосибирск, 2011. – № 3. – С. 58–66.

115. Трубецкой, К.Н. Принципы обоснования параметров устойчивого и экологически сбалансированного освоения месторождений твердых полезных ископаемых / К.Н.Трубецкой, Д.Р.Каплунов, М.В.Рыльникова // Условия устойчивого функционирования минерально-сырьевого комплекса России. – 2014. – Вып. 2. № 12. – С. 3–10.

116. Трубецкой, К.Н. Современные горные науки: предмет, содержание и новые задачи / К.Н. Трубецкой, Д.Р. Каплунов, Н.Н. Чаплыгин // Горный журнал. – 1994. – № 6, – С. 3 – 7.

117. Тургель, И.Д. Методические аспекты реабилитации городов нисходящей стадии жизненного цикла функциональной специализации // Вопросы управления [Электронный ресурс] // [vestnik .uara.ru/ru/issue/2009/04/09/](http://vestnik.uara.ru/ru/issue/2009/04/09/)

118. ТЭО постоянных разведочных кондиций по Березняковскому месторождению рудного золота. Горнотехническое обоснование кондиций, ООО «Геотехпроект» т. 3, кн. 1, Пояснительная записка, Екатеринбург. 2006. - 91 с.

119. ТЭО постоянных разведочных кондиций по Березняковскому месторождению рудного золота. Общая пояснительная записка, ООО «Геотехпроект» т. 1, Екатеринбург. 2006. - 73 с.

120. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Положение по безопасному ведению горных работ на месторождениях, склонных и опасных по горным ударам» (Приказ Ростехнадзора от 02.12.2013 г. № 576).

121. Фисенко, Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов / Г.Л. Фисенко // 2-е изд. перераб. и доп. – М.: Недра, 1965. – 378 с.

122. Цуканов, М.В. Применение теории жизненных циклов в целях управления развитием предприятия // Научные записки Орел ГИЭТ: альманах, 2011. URL: http://www.orelgiet.ru/64_22_10_12_14.pdf

123. Чаплыгин, Н.Н. Основания экологической теории комплексного освоения недр / Н.Н. Чаплыгин. – М.: ИПКОН РАН, 2006. – 102 с.

124. Шашурин, С.Л. Повторная разработка месторождений руд цветных и редких металлов / С.Л. Шашурин. М., Госгортехиздат, 1962. - 238 с.

125. Широкова, Г.В. Модели жизненных циклов организаций: теоретический анализ и эмпирические исследования / Г.В. Широкова, О.Ю. Серова // Вестн. С-Петербур. ун-та. – 2006. Сер. 8, вып. 1. – С. 14-18.

126. Юн, А.Б. Дифференциация запасов Жезказганского месторождения как основа выбора технологии экологически сбалансированного освоения недр / А.Б. Юн, И.В. Терентьева, Т.Н. Бочкарева // Горный журнал. – 2016. – №5. – С. 63-68

127. Юн, Р.Б. Обоснование методов управления горным давлением при повторной разработке пологопадающих рудных залежей: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.15.02 / Юн Руслан Борисович. – М., БЗШ, 1992. - 17 с.
128. Ялымов, Н.Г. Исследование горного давления при подземной разработке рудных месторождений Киргизии. - Фрунзе: Илим, 1976. - 203 с.
129. Яновский, В.М. Закономерности распределения промышленного золотого оруденения на глубоких горизонтах Кочкарского золоторудного месторождения, 1966. - 113 с.
130. Adams M. Gold ore processing: Project development and operations. – 2016. – pp. 97-110.
131. Grave M. Controlling stoping costs in a gold mining environment // World Gold Conference 2009. – The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 2009. – pp. 99-106.
132. Harrison G.A. Anglo-platinum extra low profile (XLP) mechanized equipment implementation – an update // Third International Platinum Conference «Platinum in Transformation». – Sun City: The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 2008. – pp. 293-296.
133. Jarvie-Eggart Michelle E. Responsible Mining: Case Studies in Managing Social & Environmental Risks in the Developed World. Englewood, Colorado: Society for Mining, Metallurgy and Exploration, 2015. – P. 804.
134. Kalmykov, V. N. Geomechanical features of underground mining at Kochkar deposit / V. N. Kalmykov, K. I. Strukov, R. V. Kulsaitov, E. N. Esina // Eurasian mining. – 2017. –№2. - pp. 8-11.
135. Kisters, A.F.M. Structural controls of lode — gold mineralization by mafic dykes in late Paleozoic Granitoids of Kochkar district. Southern Urals, Russia / A.F.M. Kisters, F.M. Meyer, S.E. Znamensky et al. // Mineralium Deposita. – 2000. – V. 35. - pp. 157–168.
136. Manevitch, L.I. Resonant energy exchange in nonlinear oscillatory chains and Limiting Phase Trajectories: from small to large system. / L.I. Manevitch, V.V. Smirnov. // «Advanced Nonlinear Strategies for Vibration Mitigation

and System Identification» CISM Courses and Lectures. Ed.: Alexander F. Vakakis, Springer, New York – 2010. – V.518.

137. Navarra, A. Strategic evaluation of concentrator operational modes under geological uncertainty / A. Navarra, A. Menzies, A. Jordens et al. [Электронный ресурс] // International Journal of Mineral Processing. – 2017. – Vol. 164 – pp. 45–55 URL: <http://linkinghub.elsevier.com/retrieve/pii/S0301751617301126> (02.06.2017) – DOI:10.1016/j.minpro.2017.05.009.

138. Rylnikova, M. V. Peculiarities of technological development at the closing stage of mining of proven reserves / M. V. Rylnikova, K. I. Strukov // Eurasian mining. – 2017. – №2. - pp. 12-15.

139. SINAMICS — for every application, power rating and performance level. [Электронный ресурс] – режим доступа: <https://www.industry.usa.siemens.com/drives/us/en/electric-drives/Documents/DRV-SINAMICS-family-brochure.pdf> (10.10.2014 г.)

140. Wang, J. A comprehensive utilization of silver-bearing solid wastes in chalcopyrite bioleaching / J. Wang, R. Liao, L. Tao et al. // Hydrometallurgy. – 2017. – Vol. 169 – pp. 152–157 – DOI:10.1016/j.hydromet.2017.01.006.

141. Zhang, J. Separation hydrometallurgy of rare earth elements / J. Zhang, B. Zhao, B. Schreiner // Separation Hydrometallurgy of Rare Earth Elements. – 2016. – P. 259.

Приложение А

УТВЕРЖДАЮ
Технический директор АО «ЮГК»
 _____ **А.Ашаев**
 « » _____ 2018 г.



АКТ

внедрения материалов диссертации Струкова Константина Ивановича
 «Обоснование параметров горнотехнических систем на завершающей стадии
 подземной разработки жильных золоторудных месторождений Урала»
 на предприятиях АО «ЮГК»

1. Наименование системы

Модернизация схемы логистической схемы рудника

2. Новизна технологического решения

Основным направлением повышения рентабельности отработки рудной массы является сокращение себестоимости добычи, которая зависит от затрат и производительности внутришахтного транспорта. Совершенствование логистической схемы Кочкарского месторождения направлено на усиление взаимодействия выпуска, доставки, дробления и транспортирования руды, обеспечения поточного перемещения рудной массы в шахтных рудопотоках, снижение трудоемкости и себестоимости добычи.

С целью сокращения себестоимости добычи при увеличении глубины до 470 м и объемов добычи рудной массы до 1,5 млн. т на Кочкарском месторождении, предложена и обоснована логистическая схема транспортирования рудной массы, основанная на использовании цикличной технологии перемещения рудной массы от забоев до обогатительной фабрики.

Предусмотрено обеспечение рудника дополнительным наклонным стволом, оснащенным конвейерным подъемом с выдачей бедной руды в количестве 2 млн.т на промплощадку Пластовской ЗИФ и параллельным вводом автоуклона для выдачи 700 тыс. – 1 млн.т богатой руды, направляемой на ФЗЦО им. Артема в цикл гравитации с последующим цианированием.

Внедрение системы на Кочкарском месторождении позволяет существенно сократить себестоимость добычи за счет снижения затрат на внутришахтный транспорт, роста производственной мощности шахты.

3. Место внедрения

Кочкарское золоторудное месторождение

4. Время работы после внедрения

Начало модернизации логистической схемы – январь 2017 года.

5. Экономическая эффективность

Суммарный годовой экономический эффект от модернизации схемы логистической схемы рудника составляет 175,4 млн. руб.

6. Расчет экономического эффекта:

Внедрение логистической схемы транспортирования рудной массы на Кочкарском месторождении позволило сократить себестоимость добычи руды на 13,9% за счет снижения затрат на внутришахтный транспорт.

И.о. начальника ПЭО



Фарвазетдинова Г.Ж.

Приложение Б

УТВЕРЖДАЮ

Технический директор АО «ЮГК»

А. Ашаев

« » 2018 г.



АКТ

внедрения материалов диссертации Струкова Константина Ивановича «Обоснование параметров горнотехнических систем на завершающей стадии подземной разработки жильных золоторудных месторождений Урала» на предприятиях АО «ЮГК»

1. Наименование системы

Внедрение возобновляемых источников электроэнергии

2. Новизна технологического решения

Воспроизводство электроэнергии от потоков гидросмеси возможно на основе усовершенствования конструкций малых гидроэлектростанций. Энергия для работы гидроэлектростанций (ГЭУ) малой мощности накапливается во вспомогательных потоках гидросмеси, движущихся встречно основному грузовому потоку руды и породы. Условием, обуславливающим возникновение возобновляемой энергии, является характерная для разработки рудных месторождений полезных ископаемых разность высотных отметок поверхности, от которой ведутся горные работы, и до нижних горизонтов, на которых производится добыча полезных ископаемых.

Предложена каскадная схема последовательного съема на промежуточных горизонтах энергии потоков гидросмеси. Для реализации энергетического потенциала потоков гидросмеси разработаны и внедрены конструкции действующих моделей ГЭУ с электрогенераторами малой (до 100 кВт) мощности с прямоугольными лопастными и ковшовыми рабочими колесами.

Комплексное применение закладочных работ на верхних и нижних горизонтах шахт на Кочкарском месторождении позволяет проводить совместное воспроизводство электроэнергии от потоков закладочной смеси и перепускаемых шахтных вод, перемещающихся по вертикальному закладочному трубопроводу и обеспечивающему зону обслуживания закладочными работами

Внедрение системы воспроизводства электроэнергии от потока перепускаемой воды и закладочной смеси на подземном руднике дополнительно позволило уменьшить потребление электроэнергии до 20 %.

3. Место внедрения

Кочкарское золоторудное месторождение

4. Время работы после внедрения

Начало внедрения возобновляемых источников электроэнергии – апрель 2018 года.

5. Экономическая эффективность

Суммарный годовой экономический эффект от перехода на возобновляемые источники электроэнергии составляет 35,0 млн. руб.

6. Расчет экономического эффекта:

Внедрение системы воспроизводства электроэнергии от потока перепускаемой воды и закладочной смеси на подземном руднике позволит сократить затраты на потребляемую электроэнергию на 26%; до перехода на возобновляемые источники электроэнергии затраты на потребляемую электроэнергию составляют 134,74 млн. руб. в год, после перехода будут составлять 99,71 млн. руб. в год.

И.о. начальника ПЭО



Фарвазетдинова Г.Ж.

Приложение В

УТВЕРЖДАЮ

Технический директор АО «ЮГК»

_____ А.Ашаев
 «__» _____ 2018 г.

АКТ

внедрения материалов диссертации Струкова Константина Ивановича
 «Обоснование параметров горнотехнических систем на завершающей стадии
 подземной разработки жильных золоторудных месторождений Урала»
 на предприятиях АО «ЮГК»

1. Наименование системы

*Развитие технологии добычи и переработки золотоносных руд
 Светлинского месторождения*

2. Новизна технологического решения

Развитие технологии добычи и переработки золотоносных руд Светлинского месторождения:

- модернизация горного оборудования;
- совершенствование технологии рудоподготовки;
- внедрение циклично-поточной технологии в карьере;
- применение новых комплексных технологий добычи и переработки руд с оптимизацией гранулометрического состава рудной массы на карьере,

позволило обеспечить быстрый ввод производственных мощностей карьера, увеличить его производительности, снизить энергоемкости производства, обеспечить высокую мобильность.

Внедрение циклично-поточной технологии с установкой дробильного комплекса на средних горизонтах карьера для доставки руды до Светлинской ЗИФ конвейерным транспортом позволило исключить стадию дробления на обогатительном переделе. В результате сократился объем потребляемой электроэнергии.

Это позволяет с наименьшими потерями отрабатывать месторождение, с достаточно высокой скоростью понижения горных работ, исключить стадию дробления на обогатительном переделе.

Успешная реализация указанных мероприятий позволила значительно повысить производительность и снизить энергоемкость производства.

3. Место внедрения

Светлинское месторождение

4. Время работы после внедрения

Начало модернизации технологии добычи и переработки золотоносных руд Светлинского месторождения – январь 2017 года.

5. Экономическая эффективность

Суммарный годовой экономический эффект от модернизации технологии добычи и переработки золотоносных руд Светлинского месторождения составляет 54,6 млн. руб.

6. Расчет экономического эффекта:

Внедрение циклично-поточной технологии с установкой дробильного комплекса для доставки руды до Светлинской ЗИФ конвейерным транспортом позволило сократить затраты на потребляемую электроэнергию на 27%, а также снизило затраты на транспортировку руды на 1,2%; в связи с этим себестоимость добычи руды по Светлинскому месторождению уменьшилась на 2,47%.

И.о. начальника ПЭО



Фарвазетдинова Г.Ж.

Приложение Г

УТВЕРЖДАЮ

Технический директор АО «ЮГК»

С.Ашаев

« » 2018 г.



АКТ

внедрения материалов диссертации Струкова Константина Ивановича «Обоснование параметров горнотехнических систем на завершающей стадии подземной разработки жильных золоторудных месторождений Урала» на предприятиях АО «ЮГК»

1. Наименование системы

Технология закладки выработанного пространства хвостами цианирования

2. Новизна технологического решения

Разработаны составы, повышающие прочность закладочных смесей, приготовленных на цементном вяжущем и комбинированном заполнителе, состоящем из смеси сгущенных хвостов и измельченных отвальных пород.

Наиболее перспективным техническим решением является сгущение тонкодисперсных хвостов цианирования и получение из них смесей высокой плотности (пасты). Паста обладает прочной структурой и имеет ряд специфических свойств: неосаждаемость, неразделимость, устойчивость к расползанию и внешним воздействиям, высокая вязкость. Разработанная технология пастового сгущения отходов обогатительного передела обеспечивает высокую экологичность их складирования, позволяет значительно увеличить и ускорить водоотведение из отвальных хвостов, улучшить качество оборотной воды и минимизировать ее потери при испарении, а также значительно сократить площади, необходимые для размещения отходов.

Обоснованы и внедрены технологические процессы утилизации цианидсодержащих отходов в закладке выработанного пространства. Установлены параметры технологий сгущения, обезвреживания кеков и слива сгущения. Предложены и испытаны составы на основе сгущенных обезвреженных хвостов.

Внедрение технологии закладки выработанного пространства хвостами цианирования на Кочкарском месторождении позволяет существенно сократить себестоимость добычи за счет сокращения экологических платежей при утилизации цианидсодержащих отходов в закладке выработанного пространства.

3. Место внедрения

Кочкарское золоторудное месторождение

4. Время работы после внедрения

Начало технологии закладки выработанного пространства хвостами цианирования – январь 2017 года.

5. Экономическая эффективность

Суммарный годовой экономический эффект от внедрения технологии закладки выработанного пространства хвостами цианирования на Кочкарском месторождении составляет 3,2 млн. руб.

6. Расчет экономического эффекта:

Экологические платежи до внедрения технологии закладки выработанного пространства хвостами цианирования на Кочкарском месторождении составляли 5,500 млн. руб. в год, после внедрения - 1,265 млн. руб. в год, уменьшение платежей в процентном соотношении составило 77%.

И.о. начальника ПЭО



Фарвазетдинова Г.Ж.