

**Республика Казахстан, г. Караганда
Научно-исследовательский центр инновационных технологий
ТОО «КазГидроМедь»**

На правах рукописи



ЮН АЛЕКСАНДР БОРИСОВИЧ

**РАЗРАБОТКА И ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ
ГОРНОТЕХНИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ
ЖЕЗКАЗГАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ В УСЛОВИЯХ
ВОСПОЛНЕНИЯ ВЫБЫВАЮЩИХ МОЩНОСТЕЙ РУДНИКОВ**

Специальности

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
М.В. Рыльникова**

Караганда-2016

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
1. АНАЛИЗ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ И ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ РАЗРАБОТКИ ЖЕЗКАЗГАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ В СВЕТЕ ПЕРСПЕКТИВ РАСШИРЕНИЯ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ	11
1.1. Общая характеристика минерально-сырьевой базы Жезказганского месторождения.....	11
1.2. Горно-геологические, геомеханические и горнотехнические условия доработки балансовых запасов Жезказганского месторождения.....	15
1.3. Способы разработки руд Жезказганского месторождения.....	31
1.4. Технологии вовлечения ранее потерянных запасов бедных руд и техногенного сырья в эксплуатацию	46
1.5. Обобщение технико-технологических решений по повышению полноты и комплексности использования многокомпонентных руд и техногенного сырья	53
1.6. Задачи и методы исследований.....	60
2. РАЗВИТИЕ ТЕОРЕТИЧЕСКИХ ОСНОВ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА СТАДИИ ДОРАБОТКИ БАЛАНСОВЫХ ЗАПАСОВ	62
2.1. Понятия и структура экологически сбалансированного цикла комплексного освоения месторождений многокомпонентных руд	62
2.2. Принципы дифференциации запасов месторождений по видам перспективных технологий добычи и переработки руд.....	77
2.3. Методологические основы оценки влияния процессов освоения недр на среду обитания человека.....	80
2.4. Структуризация запасов бедных руд и техногенного медьсодержащего сырья Жезказганского месторождения с позиций расширения минерально-сырьевой базы	94
2.5. Стратегия комплексного освоения Жезказганского месторождения ...	96
Выводы по 2 главе	99
3. ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ГЕОТЕХНОЛОГИЙ ПОВТОРНОЙ ДОБЫЧИ БЕДНЫХ РУД И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ ЖЕЗКАЗГАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ.....	100
3.1. Развитие технологии повторной разработки междукammerных целиков из открытого выработанного пространства	100
3.2. Методика оценки устойчивости междукammerных целиков, вовлекаемых в повторную разработку.....	122
3.3. Обоснование параметров технологии повторной разработки междукammerных целиков с полевой подготовкой	126
3.4. Обоснование параметров технологии гидравлической закладки выработанного пространства.....	133
3.5. Обоснование технологий повторной разработки зон обрушений с сепарацией разубоженной рудной массы.....	142

3.6. Исследование параметров процессов рудничной сепарации бедных смешанных руд из зон обрушения.....	157
3.7 Совершенствование логистической схемы рудников при вовлечении в эксплуатацию глубоких горизонтов Жезказганского месторождения	173
Выводы по 3 главе	184
4. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ПЕРЕРАБОТКИ СУЛЬФИДНЫХ, ОКИСЛЕННЫХ И СМЕШАННЫХ РУД ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИМИ ГЕОТЕХНОЛОГИЯМИ.....	188
4.1. Методика проведения исследований физико-химических процессов	188
4.2. Изучение вещественного состава, структурных характеристик и физико-механических свойств бедных сульфидных, окисленных и смешанных руд Жезказганского региона.....	196
4.3. Оценка показателей флотационно-гидрометаллургической активности окисленных и смешанных руд.....	205
4.4. Исследование процессов выщелачивания окисленных руд при комплексном освоении Жезказганского месторождения.....	220
4.5. Результаты исследований процессов переработки бедных сульфидных руд комбинированными технологиями	234
Выводы по 4 главе	245
5. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ ПЕРЕРАБОТКИ РУД ЖЕЗКАЗГАНСКОГО ГМК.....	247
5.1 Оценка объемов и вещественного состава текущих и лежалых хвостов обогащения Жезказганского ГМК с позиции расширения минерально-сырьевой базы	247
5.2. Обоснование технологии добычи лежалых хвостов обогащения руд Жезказганской обогатительной фабрики	258
5.3 Исследование процессов переработки лежалых хвостов обогащения Жезказганских медных руд.....	274
5.4 Оценка возможности повышения эффективности выщелачивания гидрометаллургического передела продуктов переработки текущих и лежалых хвостов обогащения медных руд	282
Выводы по 5 главе	290
6. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ И ОЦЕНКА ИХ СОЦИАЛЬНОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ.....	291
6.1. Алгоритм выбора рациональной стратегии комплексного освоения Жезказганского месторождения.....	291
6.2. Обоснование стратегии экологически сбалансированного развития региона	298
6.3. Оценка производственной мощности предприятия при расширении минерально-сырьевой базы.....	302
6.4. Расчет социально-экономической эффективности технологических решений	303
Выводы по 6 главе	318
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	319
Список литературы	322

ВВЕДЕНИЕ

В истории разработки любого месторождения всегда присутствуют моменты, когда осмысление накопленного опыта приводит к необходимости совершенствования технической политики эксплуатации участка недр. Характерным примером может служить разработка Жезказганского месторождения – одного из крупнейших в мире месторождений меди. За 80 лет эксплуатации из его недр извлечено уже более 1 млрд. т руды, что составляет 75% от общего количества балансовых запасов. Неизбежными следствиями интенсивной эксплуатации Жезказганского месторождения являются количественное и качественное истощение сырьевой базы действующих рудников, накопление выработанных пространств в недрах, а также накопление на поверхности отходов обогатительного производства.

Регионообразующая и стратегическая роли Жезказганского месторождения в экономике Республики Казахстан не позволяют даже предположить возможность приостановки горных работ, поэтому основной проблемой развития этого крупного горнопромышленного комплекса является расширение минерально-сырьевой базы региона в усложнившихся горнотехнических и геомеханических условиях.

Расширение минерально-сырьевой базы возможно за счет дополнительного вовлечения в эксплуатацию всех видов медьсодержащего сырья, ранее не вовлекавшегося в разработку: забалансовых и бедных сульфидных руд, запасов руды в обрушенных зонах, целиках различного назначения, ранее списанных в потери, смешанных и окисленных руд, накопленного техногенного сырья. Причем, рациональная отработка данных запасов не только восполняет выбывающие мощности рудников, но и способствует стабилизации геомеханической ситуации на месторождении и оказывает комплексное влияние на состояние окружающей среды в регионе за счет утилизации отходов горно-обогатительного производства.

Разработка и обоснование параметров геотехнологии доработки Жезказганского месторождения с восполнением сырьевой базы представляет важнейшую социально-экономическую проблему, так как способствует продлению

сроков эксплуатации рудников с сохранением объемов производства и рабочих мест.

Цель работы состоит в разработке технологии и обосновании параметров горнотехнических систем, обеспечивающих эффективное вовлечение в эксплуатацию запасов руды в ранее оставленных целиках, в зонах обрушений, бедных сульфидных, смешанных и окисленных руд, накопленного техногенного сырья Жезказганского месторождения для восполнения выбывающих мощностей рудников.

Идея работы заключается в восполнении выбывающих мощностей действующих рудников Жезказганского месторождения за счет расширения сырьевой базы путем повторной разработки целиков различного назначения и зон обрушений, комплексного вовлечения в эксплуатацию бедных сульфидных, смешанных и окисленных руд, накопленного техногенного сырья, экономическая целесообразность которого появляется только с применением усовершенствованных физико-технических и физико-химических процессов добычи и переработки с получением грубого промпродукта для его последующего гидрометаллургического передела с извлечением всех ценных компонентов в условиях горного производства.

При этом горнотехническая система должна вовлечь в эффективную промышленную разработку все указанное сырье месторождения по дифференцированным, в соответствии с условиями образования, залегания и вещественным составом, технологиям добычи, объединенных единой логистической схемой подземного рудника, с обеспечением всех последующих процессов технологического передела природного и техногенного сырья в инновационных технологических циклах получения товарных продуктов.

В качестве объекта исследований выбраны природные и техногенные запасы Жезказганского месторождения.

Задачи исследований:

- ревизия и систематизация запасов природного и техногенного сырья на стадии доработки Жезказганского месторождения с учетом особенностей вещественного состава, условий образования и залегания;

- анализ и обоснование направлений совершенствования технологий добычи и переработки руд и техногенного сырья Жезказганского месторождения медных руд;
- обоснование направлений утилизации техногенного сырья в экологически сбалансированном цикле комплексного освоения Жезказганского месторождения;
- развитие теоретических основ проектирования геотехнологических параметров комплексного освоения крупного пологопадающего рудного месторождения;
- разработка новой структуры и обоснование параметров горнотехнической системы добычи и переработки медьсодержащего сырья Жезказганского месторождения;
- разработка новой логистической схемы рудников;
- обоснование стратегии продления сроков эксплуатации Жезказганского месторождения и разработка технологических рекомендаций по повышению полноты и комплексности использования природного и техногенного минерального сырья;
- разработка технологических рекомендаций по совершенствованию технологии и параметров комплексного освоения Жезказганского месторождения на стадии доработки запасов и оценка их социально-экономической эффективности.

Методы исследований. В работе использован комплексный метод исследований, включающий анализ структурных характеристик природных и техногенных массивов и условий образования и складирования отходов в ходе разработки Жезказганского месторождения, геолого-минералогические исследования и химический анализ бедных сульфидных и смешанных руд, окисленных руд, руд из зон обрушений, текущего и лежалого техногенного сырья, исследования геомеханической ситуации, параметров формирования техногенных образований, экономико-математическое моделирование, технико-экономическую оценку, статистическую обработку результатов исследований.

Основные защищаемые положения:

1. Компенсировать выбывающие мощности и продлить сроки эксплуатации Жезказганского месторождения возможно только путем повторной разработки запасов в целиках и в обрушенных зонах с вовлечением в эксплуатацию бедных сульфидных, смешанных, окисленных руд и накопленного техногенного сырья с использованием инновационных геотехнологий добычи и переработки в отдельных технологических цепях в соответствии с условиями залегания и вещественным составом минерального сырья.

2. Повторная разработка обеспечивает не только восполнение сырьевой базы, но и стабилизацию геомеханической обстановки за счет разгрузки накопленной в массиве упругой энергии при извлечении целиков и обрушении налегающей толщи. Величина диссипированной в процессе обрушения энергии пропорциональна выемочной мощности погашенных залежей и объему обрушенных пород.

3. Эффективная повторная отработка месторождения путем извлечения междукammerных целиков из открытого выработанного пространства требует введения нового конструктивного элемента - сигнальных целиков для поддержания кровли призабойного пространства на период извлечения целиков, что обеспечивает рост производительности и безопасность труда, снижение потерь и разубоживания руды.

4. Рентабельность повторной разработки обрушенных залежей с повышенным разубоживанием рудной массы обеспечивается введением в структуру горнотехнической системы Жезказганского месторождения технологического комплекса разделения горной массы на рудную и безрудную составляющие рентгенометрическим методом с крупно-порционной сортировкой в транспортных емкостях и фотометрическим методом в конвейерном потоке с последующей утилизацией пустой породы в выработанном пространстве.

5. Рентабельность добычи бедных и забалансовых руд обеспечивается снижением затрат на транспортирование путем создания единой логистической схемы подземных рудников с формированием на подъеме объединенного конвейерного рудопотока и отказа от концентрационных горизонтов и скиповых подъемов при сокращении длины доставки и откатки автотранспортом на эксплуатационных и откаточных горизонтах.

6. Комплексное освоение Жезказганского месторождения при сокращении балансовых запасов требует дополнительного включения нетрадиционного для данного типа руд инновационного гидрометаллургического передела с изменением требований к переработке бедных руд и техногенного сырья – получения на стадии флотации грубого промпродукта для его последующего выщелачивания и гидрометаллургического передела с высоким сквозным извлечением всех ценных компонентов и утилизацией отходов в завершенном экологически сбалансированном цикле.

7. Обеспечить заданную производственную мощность по объему выпуска катодной меди и продлить срок эксплуатации месторождения не менее, чем на 40 лет, при соотношении содержания меди в балансовых запасах к соответствующему показателю в вовлекаемых в освоение запасах бедных сульфидных руд и отходах обогащения, соответственно 1 к 0,5 и 0,24 целесообразно при включении в структуру годовой производственной мощности горнотехнической системы по добыче и переработке: балансовых руд – 23%, забалансовых, смешанных, окисленных и рудной массы из целиков и зон обрушений – 50% и лежалых отходов обогащения – 27%.

Достоверность научных результатов, выводов и рекомендаций обусловлена представительным объемом исходных данных, экспериментальной лабораторной и опытно-промышленной проверкой разработанных технико-технологических решений освоения Жезказганского месторождения, достоверной сходимостью результатов исследований, полученных различными методами, использованием современного оборудования и методик, а также использованием в работе широко апробированных методов математической статистики.

Научная новизна состоит в обосновании возможностей и установлении природно-технологических закономерностей извлечения металлов из медьсодержащего сырья различного качества для эффективного восполнения производственной мощности рудников по мере убывания балансовых запасов месторождения за счет формирования их отдельных потоков рядовых и некондиционных руд, а также техногенного сырья и перемещения их в единой логи-

стической схеме при условии введения в структуру горнотехнической системы инновационных способов передела с высоким извлечением всех ценных компонентов.

Личный вклад автора состоит в обобщении горнотехнической и геомеханической информации о меднорудном Жезказганском месторождении и обосновании усовершенствованной стратегии его освоения; систематизации и структуризации запасов бедных руд и техногенного медного сырья с позиций расширения минерально-сырьевой базы региона; обосновании параметров геотехнологий повторной добычи бедных руд и техногенного сырья; разработке и исследовании процессов переработки бедных сульфидных, окисленных и смешанных медьсодержащих руд физико-химическими геотехнологиями; исследовании процессов добычи и переработки техногенного сырья Жезказганского месторождения.

Практическая значимость работы - найден способ восполнения сырьевой базы и стабилизации геомеханической ситуации на основе разработки технологических схем и обоснования параметров горнотехнических систем комплексного освоения Жезказганского меднорудного месторождения при вовлечении в эксплуатацию запасов руды в ранее оставленных целиках, зонах обрушения, бедных сульфидных, смешанных и окисленных руд, накопленного техногенного сырья для восполнения выбывающих мощностей рудников.

Реализация работы в промышленности

Результаты исследований использованы при разработке «Генерального плана окончательной отработки запасов всех видов медьсодержащего сырья на объектах ТОО «Корпорация Казахмыс», расположенных в Жезказганском регионе». При участии автора подготовлены заключения и рекомендации по вопросам эффективности разработанной технологии добычи и переработки бедных руд и запасов в обрушенных и ослабленных участках Жезказганского месторождения.

Апробация работы

Основные положения диссертации и результаты исследований докладывались на Международной конференции «Геодинамика и напряженное состояние земных недр» (Новосибирск, 1999 г.), I Международной школе-семинаре

«Прогноз, предупреждение горных ударов» (Красноярск, 2001г.), X Международной научно-практической конференции «Новое слово в науке и практике: гипотезы и апробация результатов исследований» (Алматы, 2014), Международной конференции «Наука в эпоху дисбалансов» (Астана, 2014), Международной конференции «Рений и Технеций – 2014» (Франция, г.Ла Боль), Международных научных симпозиумах «Неделя горняка» (Москва, 2014-2016 гг.), Международной конференции «Комбинированная геотехнология» (Магнитогорск, 2015), II Международной научной школе академика К.Н.Трубецкого (Москва, 2016).

Публикации

Основные положения диссертации опубликованы в 44 работах, в том числе в 15 статьях, опубликованных в изданиях, рекомендованных ВАК Минобрнауки России, 17 статьях в прочих изданиях, 12 патентах.

Объем и структура диссертации

Диссертация состоит из 6 глав, введения и заключения, изложенных на 333 страницах машинописного текста, содержит 143 рисунка, 88 таблиц, список литературы из 149 наименований.

1. АНАЛИЗ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ И ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ РАЗРАБОТКИ ЖЕЗКАЗГАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ В СВЕТЕ ПЕРСПЕКТИВ РАСШИРЕНИЯ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ

1.1. Общая характеристика минерально-сырьевой базы Жезказганского месторождения

По условиям действующих установленных кондиций на Жезказганском месторождении выделены балансовые и забалансовые рудные тела [1].

В технологическом отношении балансовые руды Жезказганского месторождения подразделены на четыре промышленных типа (в соответствии с Инструкцией по геологическому обеспечению разработки месторождений Жезказганского региона) [2]:

- 1) медные окисленные с содержанием меди в окисленной форме 20% и более;
- 2) медные сульфидные с содержанием окисленной меди менее 20%;
- 3) комплексные (медно-свинцовые, медно-свинцово-цинковые, медно-цинковые);
- 4) свинцово-цинковые, представленные свинцовыми, цинковыми и свинцово-цинковыми рудами.

Забалансовые руды по вещественному составу подразделяются на те же природные и промышленные (технологические) типы и сорта руд, что и балансовые, отличаясь от них в основном более низким некондиционным содержанием основных и попутных компонентов.

Основная часть балансовых запасов Жезказганского месторождения за 80-летний период освоения на сегодняшний день отработана. Оставшиеся балансовые запасы месторождения сосредоточены:

- на краях отработанных участков;
- в обрушенных или ослабленных участках залежей;
- в целиках различного назначения;
- в кровле или почве отработанных участков, во вмещающих породах (мостах) между рудными залежами;
- в отдаленных от основного фронта горных работ обособленных участках;
- на глубоких горизонтах месторождения, не затронутых горными работами.

Преимущественно забалансовые руды залегают в кровле, почве и по периферии балансовых рудных тел, а также образуют самостоятельные обособленные рудные тела.

Основные запасы забалансовых запасов (80-85%) состоят из медных сульфидных руд преимущественно халькозин-борнитового состава.

Усредненные характеристики минерального состава медных сульфидных руд Жезказганского месторождения представлены в таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Относительное распределение меди по минеральным формам в балансовых и забалансовых запасах Жезказганского месторождения [1]

Формы нахождения меди	Балансовые руды, %	Забалансовые руды
Халькозин	53-55	72,27
Борнит	23,5-37	10,47
Халькопирит	7-10	9,94
Окисленные	0-11	7,32
Всего:	100	100

В забалансовых сульфидных рудах по сравнению с балансовым содержанием больше веса халькозина и борнита. Содержание окисленных минералов отличается не столь значительно.

Следует отметить, что колебания среднего минерального состава добываемых балансовых руд незначительны, так как в разработку вовлечены практически залежи всех рудоносных горизонтов.

Причем, и балансовые, и забалансовые руды представлены, в основном, серыми мелко- и среднезернистыми песчаниками и значительно реже – грубозернистыми породами. Рудные минералы: халькозин, борнит, халькопирит – отмечаются в породах в виде тонкого вкрапления, как между собой, так и с пустой породой. Структура руд – вкрапленная, гипидиоморфно-зернистая; текстура – вкрапленная и зернистая.

Для подсчета запасов Жезказганского месторождения ГКЗ утверждены следующие постоянные кондиции [2]:

для подземной отработки балансовых запасов:

- медные руды, бортовое содержание меди – 0,3% при минимальном содержании в оконтуривающей выработке не более 0,4 %;
- комплексные медьсодержащие руды, бортовое содержание и содержание в оконтуривающей выработке свинца – 0,5 % и цинка - 0,6 % при содержании меди не менее 0,3%;
- свинцово-цинковые руды, бортовое содержание и содержание в оконтуривающей выработке свинца 0,6 % или цинка – 0,8 %;
- минимальная мощность рудного тела – 3 м, при меньшей мощности необходимо пересчитывать бортовое содержание с учетом метропроцента;

- минимальный сортовой интервал для подсчета запасов по типам руд – медные, комплексные, свинцово-цинковые принят равным 4 м. При меньших мощностях запасы подсчитываются в объединенном контуре и относятся к тому или иному типу руд в соответствии со средним содержанием полезных компонентов;
- максимальная мощность прослоев некондиционных руд и пород, включаемых в подсчет запасов – 4 м;
- коэффициенты для перевода комплексных медьсодержащих руд к содержанию условной меди : медь -1, свинец -0,645; цинк - 0,405; к условному свинцу (для свинцово- цинковых руд): свинец - 1, цинк - 0,603. При переводе в условный свинец не учитываются содержания свинца менее 0,5 %, а цинка менее 0,6 %;

Изолированные рудные тела с запасами меди, а в комплексных рудах с суммарным содержанием металлов (меди, свинца, цинка) не менее 1700 т в отдаленных от основных рудных тел более чем на 50 м, относятся к забалансовым.

Установленные кондиции для запасов отнесены к забалансовым:

- медные руды: бортовое содержание меди – 0,2%;
- комплексные руды: бортовое содержание свинца – 0,4 % или цинка – 0,6 % при содержании меди от 0,2 до 0,3 %;
- свинцово - цинковые руды: бортовое содержание свинца – 0,4 % или цинка – 0,6%, а также запасы по подсчетным блокам с содержанием этих компонентов ниже установленных для балансовых запасов;
- минимальная мощность рудного тела с балансовыми запасами –3 м. При меньшей мощности производится пересчет в соответствии с рассчитанным метропроцентом. Для забалансовых руд, залегающих в кровле или почве балансовых запасов кондиционных руд минимальная мощность не устанавливается.

Корпорацией «Казахмыс» с участием автора настоящей диссертации при разработке Генерального плана окончательной отработки Жезказганского месторождения проведена полная инвентаризация запасов действующих рудников по состоянию на 2012 г. (таблицы 1.2- 1.4).

Анализ минерально-сырьевой базы Жезказганского месторождения свидетельствует о сокращении балансовых запасов руды, наличии большого объема руды в ранее оставленных целиках, списанных в потери, забалансовых запасов бедных сульфидных и труднообогатимых окисленных и смешанных

руд, отходов обогащения руд, накопленных за десятилетия работы Жезказганского промышленного комплекса.

Таблица 1.2 - Структура современного состояния балансовых запасов Жезказганского месторождения по рудничным полям

Рудник	Руда, тыс.т	Cu		Pb	Zn
		%	тонн	тонн	тонн
Анненский	76154,8	0,78	597521	115545	309964
Восточный	62905,2	0,70	442621	151540	98276
Западный	38451,6	0,71	273531	52498	21578
Южный	104989,0	0,74	774461	33435	20718
Степной	62983,9	0,65	407191	14064	119
Северный	51583,0	0,64	331163	24829	-
ИТОГО	397067,5	0,71	2826488	391911	450655

Таблица 1.3 – Структура забалансовых запасов Жезказганского месторождения по рудничным полям

Рудник	Руда, тыс.т	Cu		Pb	Zn
		%	тонн	тонн	тонн
Анненский	71636,4	0,33	238801	15262	90198
Восточный	121405,8	0,34	416853	68072	18469
Западный	65510,9	0,35	228031	22106	6302
Южный	192037,2	0,32	621199	9861	2730
Степной	119498,5	0,32	378523	3665	-
Северный	6610,5	0,45	29704	1244	288
ИТОГО	576699,3	0,33	1913111	120210	117987

Исключительная актуальность воспроизводства минерально-сырьевой базы Жезказганского промышленного комплекса требует решения проблемы по разработке и обоснованию параметров горнотехнической системы комплексного освоения Жезказганского месторождения на стадии доработки балансовых запасов путем вовлечения в эксплуатацию всех имеющихся минеральных ресурсов.

Таблица 1.4 – Структура запасов Жезказганского месторождения, ранее списанных в потери

Рудник	Руда, тыс.т	Cu		Pb	Zn
		%	тонн	тонн	тонн
Анненский	21340,1	1,24	263794	22466	27871
Восточный	38417,7	1,47	566652	49865	12703
Западный	6587,3	1,39	91376	1217	-
Южный	24060,4	1,09	262149	5302	102
Степной	6904,7	0,98	67364	-	-
ИТОГО	97310,2	1,29	1251335	78850	40676

Проблема воспроизводства минерально-сырьевой базы продолжает оставаться исключительно актуальной. Для этого разработана геотехнология комплексного освоения ранее некондиционных запасов на основании обобщения мирового опыта освоения месторождений многокомпонентных руд, установления закономерностей распределения физико-механических характеристик и вещественного состава руд и отходов их переработки за счет повышения степени геотехнологической изученности природных и техногенных месторождений в соответствии с особенностями гидрогеологических и горнотехнических условий их разработки.

1.2. Горно-геологические, геомеханические и горнотехнические условия доработки балансовых запасов Жезказганского месторождения

Месторождение Жезказган было известно человечеству ещё в глубокой древности, по-видимому, с эпохи ранней бронзы. Об этом свидетельствуют археологические данные: отвалы древних карьеров и остатки примитивных устройств для выплавки меди, вблизи которых Н.В. Валукинским обнаружены медьсодержащие шлаки и обогащенные путем ручной сортировки медные окисленные руды [3]. По подсчетам С. Болла, в древности на месторождении Жезказган было добыто более миллиона тонн медных окисленных руд и выплавлено свыше 10 тыс. т. меди [4].

Известно также, что в 1877 году заявку на разработку Жезказганского месторождения оформил Н.А. Ушаков, наследники которого в 1909 году передали месторождение в аренду английскому концессионерному предприятию «Общество Атбасарских медных руд» [3]. В 1914 году было пройдено 14 шахт общей глубиной 35 м и заложен медеплавильный завод в урочище Карсакпай в 60 км к западу от Жезказгана. А в 1910 году С.Х. Боли составил первую геологическую карту уникального месторождения медных руд, дал подробное описание геологии Жезказганского месторождения, разработал программу и методику проведения на нем геологоразведочных работ.

Начиная с 1925 года, широкие геологические исследования в районе и изучении Жезказганского месторождения в течении 6 лет проводил И.С. Яговкин, под руководством которого в 1926 году на месторождении были возобновлены геологоразведочные работы. С 1929 по 1941 годы они проводились под руководством К.И. Сатпаева [5]. Сатпаевым были доказаны уникально крупный масштаб Жезказганского месторождения и целесообразность создания на его базе мощного горно-металлургического комплекса.

В настоящее время Жезказганское месторождение эксплуатируется Производственным объединением «Жезказганцветмет» (ПО «ЖЦМ») корпорации «Казахмыс». В составе ПО «ЖЦМ» 5 рудников: «Анненский», «Восточный», «Южный», «Степной», «Западный» с подземной добычей руд (рис.1.1) [6].



Рисунок 1.1 - Схема расположения месторождения медных руд Жезказган

Месторождение Жезказган расположено в Карагандинской области в 30 км к северо-западу от г. Жезказган и в 9 км к западу от г. Сатпаев. Площадь месторождения - около 61 кв. км. Климат района - резко континентальный, присущий зоне полупустынь и сухих степей. Рельеф мелкосопочный. Район не сейсмичен. Абсолютные отметки в пределах месторождения равны 380-440 м. Гидрографическая сеть развита слабо. Основные водные артерии района постоянного водотока не имеют [4]. Их характеристики приведены в таблице 1.5.

Таблица 1.5 – Основные климатические характеристики Жезказганского региона

Показатели	Единицы измерения	Значение
- годовые атмосферные осадки	мм	120-200
- испарения с водной поверхности	мм	1300
- минимальная температура января	°C	41-42
- максимальная температура июля	°C	+38+39
- среднегодовая температура воздуха	°C	+4,9
- глубина промерзания грунта:		
суглинки и глины	м	1,7
пески	м	2,1
крупнообломочный грунт	м	2,3
- среднегодовая скорость ветра	м/сек	4,2
- направление преобладающих ветров:		
северные	%	18-20
восточные	%	20
северо-восточные	%	17-20
- средняя толщина снежного покрова	см	22

В геологическом строении района участвуют образования докембрия, палеозоя и кайнозойские отложения. Наибольшим распространением пользуются каменноугольные отложения [7-14].

Отложения среднего и верхнего карбона представлены дельтовыми и континентальными терригенными отложениями, в которых выделены, соответственно, таскудукская и жезказганская свиты, составляющие совместно жезказганскую рудоносную толщу

По морфологии рудные тела Жезказганского месторождения относятся к пластовым и представляют собой рудоносную толщу, мощностью 700м, ритмично чередующихся пластов серых среднезернистых рудных и безрудных песчаников (мощность 0,5-30м) и красноцветных алевролитов (мощность 1,5-30м), что обуславливает многоярусность оруденения (рис. 1.2, 1.3).

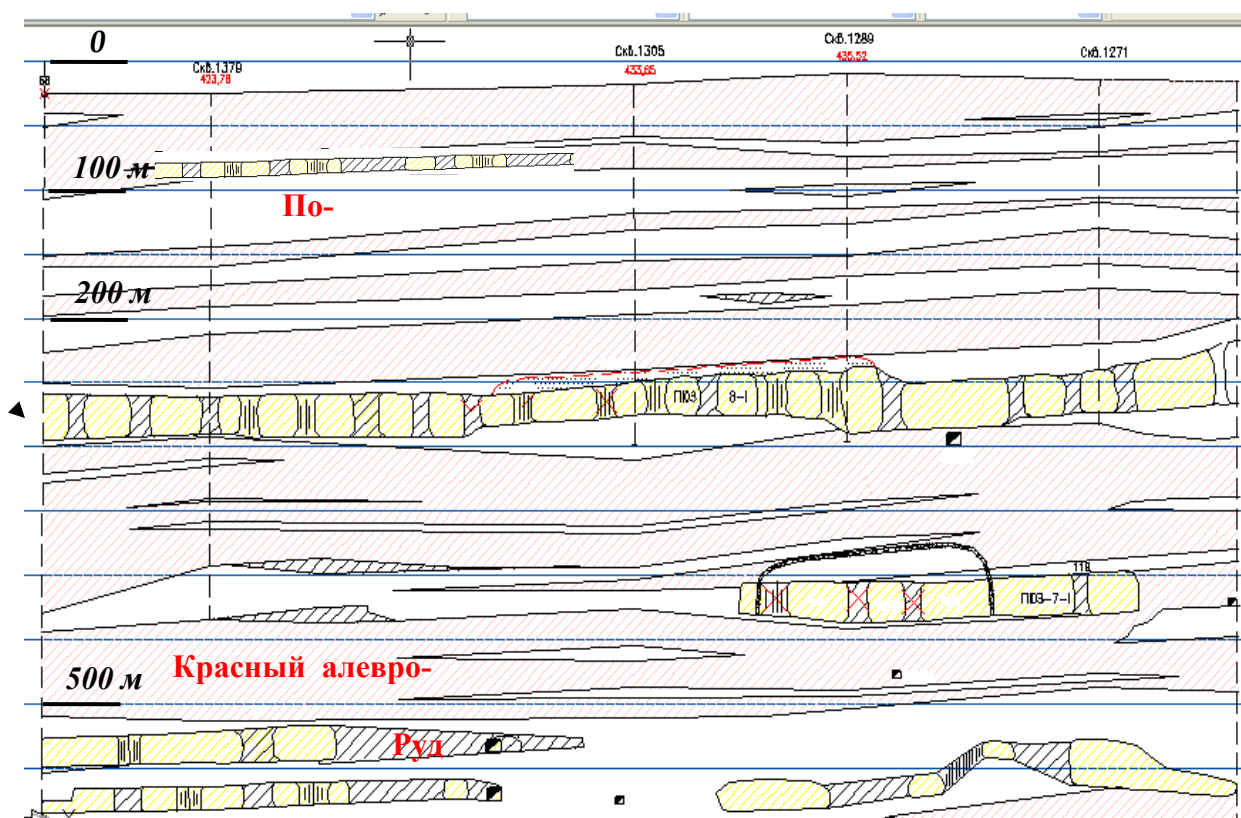


Рисунок 1.2 – Многоярусность оруденения Жезказганского месторождения

Оруденение на Жезказганском месторождении характеризуется стратиформностью и локализуется исключительно в сероцветных песчаниках. Общее количество оруденелых слоёв - 29. Слои объединены в 10 рудных горизонтов, каждый из которых содержит до 5 рудных слоёв. Рудные тела в плане группируются в залежи.

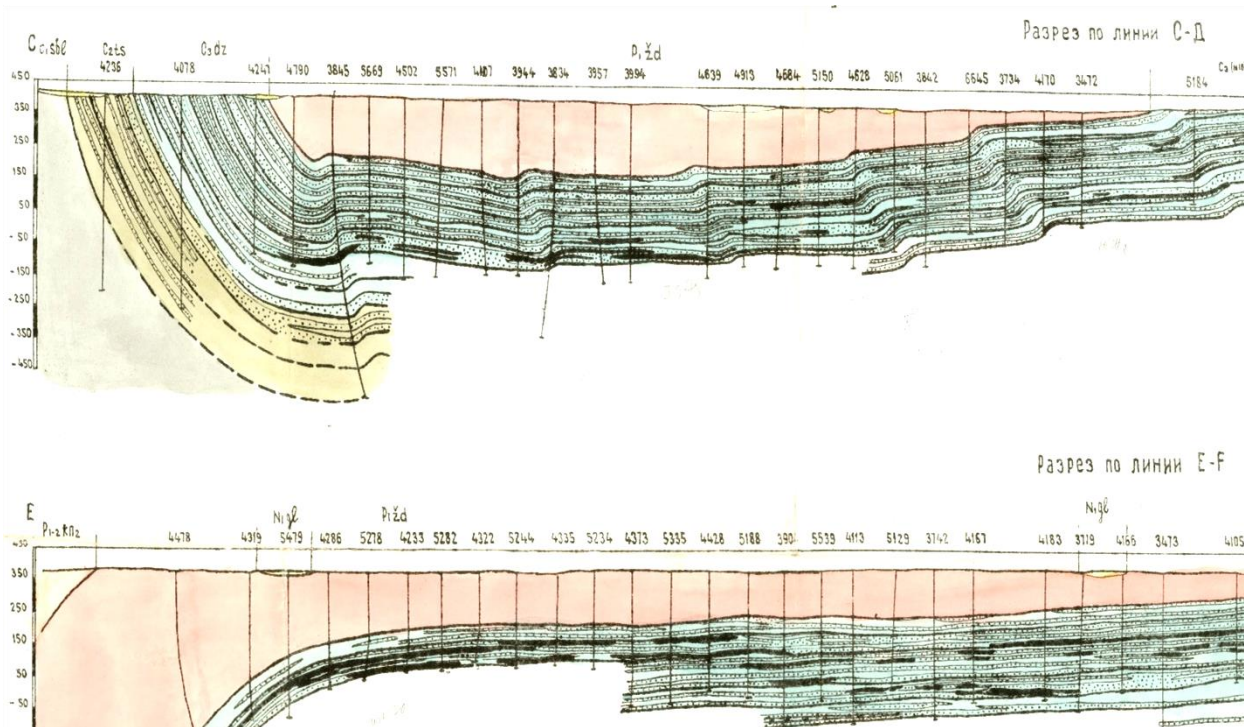


Рисунок 1.3 – Характерный геологический разрез

По углам падения пласты – преимущественно пологие ($5-15^\circ$), на отдельных участках имеет угол падения до 35° и более.

Особенностью минералогического строения залежей Жезказгана является зональное распространение рудных минералов. Наряду с вертикальными зональностями, наблюдаемых в разрезе всего месторождения (обогащение нижних горизонтов свинцом и цинком), характерна горизонтальная зональность, проявленная в плане каждой залежи.

Ширина зон – от 10 до 75 метров, они прослеживаются по простиранию залежей в виде субпараллельных полос на многие сотни метров и даже километры.

Главным рудообразующими минералами являются: минералы группы халькозина, борнита, халькопирита, галенита и сфалерита. Галенит и сфалерит часто образуют монометалльные свинцовые и цинковые или же свинцово-цинковые руды, часто входят в состав медесодержащих компонентов комплексных руд: медно-свинцовых, медно-цинковых.

Галенит и сфалерит в структурных взаимоотношениях с сульфидами меди и железа проявляют себя как минералы одновременного происхождения, образуя структуру взаимных границ. Об одновременном происхождении медного и свинцового оруденения на месторождении свидетельствует наличие в богатых медно-свинцовых рудах сульфида меди, свинца, железа. Наблюдается

взаимопроникновение галенита, сфалерита с сульфидами меди, свидетельствующие о кристаллизации этих минералов.

В богатых борнит – халькопиритовых рудах установлено широкое развитие метакolloидных, коллоидных структур, обилие реликтовых сферидольных образований.

Наблюдаемые в рудах соотношения между отдельными минералами свидетельствует не о последовательности отложения их из рудоносных растворов, а о порядке кристаллизации в процессе более поздних преобразований рудных осадков.

Главными рудными минералами являются халькозин и борнит, подчиненное распространение имеет галенит, сфалерит и халькопирит. В зоне окисления преобладающими являются малахит, азурит, хризаколлa, куприт и самородная медь.

В рудах Жезказганского месторождения установлены, серебро, рений, теллур, кадмий имеющие практическое применение, попутно извлекается сера. Структурная зависимость нарушенности массива горных пород представлена в виде тектонических разломов и мелко амплитудной трещиноватости. Различают в системе трещин: три связаны с накоплением пород и три – определяющие тектонические разломы.

Вкропленные руды меди в Жезказгане в большинстве случаев единые залежи, в которых комплексные руды образуют переходные зоны от медных руд к свинцовым или к свинцово-цинковым рудам.

Зональность оруденения в залежах Жезказганского месторождения выражена в последовательности и постепенной смене от юго-западных и южных флангов к северо-восточным и северным флангам халькозинового оруденения, халькозин – борнитовым, борнитовым, борнит – халькопиритовым, халькопиритовым. В отличие от зоны халькопиритового оруденения в зоне халькозина, железо представлено реликтовыми геоутеленными окисным соединением.

Галенит в ассоциациях с сульфидами меди распространен во всех зонах медного оруденения (халькопиритовой, халькопирит – борнитовой, борнитовой, борнит – халькозиновой, а распространение сфалерита чаще всего ограничивается зоной халькопирита - борнита).

Гидрогеологические условия Жезказганского месторождения являются в целом благоприятными и характеризуются неоднородной водонасыщенностью пород различного состава, повышенной водонасыщенностью зон тектонического нарушения.

Водовмещающие свойства пород определяются интенсивностью и глубиной распространения трещиноватости – 70-80м и глубже в зонах флексур и разрывных нарушений. Наиболее водоносными являются серые песчаники и участки пород, нарушенные тектоническими разломами. В этих зонах водообильность пород характеризуется расходами скважин от 1,8 до 8,2 л/сек.

Подземные воды характеризуются свободным уровнем. В скважинах уровни фиксируются на глубине 8-24 м. Красноцветные породы – аргиллиты и алевролиты являются водоупорными. Расход многочисленных водопунктов, приуроченных к пластам серых песчаников, составляет десятые доли метров в секунду и лишь в отдельных местах достигает 15 – 20 метров в секунду.

Коэффициент фильтрации пород составляет 0,001 - 0,61 м/сут, в зонах нарушений - до 1 м/сут, что свидетельствует о низких фильтрационных свойствах пород.

Массив горных пород Жезказганского месторождения характеризуется специфическими горно-геологическими условиями, обусловленными его геолого- структурным формированием:

- равнинный, слабо всхолмленный рельеф местности;
- слабое развитие зоны выветривания;
- переслаивание различных пород, отличающихся по мощности и физико-механическим свойствам;
- многоярусность оруденения с мощностью рудных тел от 1 до 40м при мощности породных междупластий от 3 до 50м с глубиной балансового оруденения до 700 м;
- наличие огромного объема пустот выработанного пространства, создающих специфическую инженерную горнотехническую обстановку;
- район не сейсмичен, возможности возникновения оползней и селевых потоков исключены.

Рудное поле Жезказганского месторождения территориально поделено на участки (рис. 1.4): Акчий-Спасский, Покро-Юго-запад, Покро-Север, Златоуст, Анненский, Кресто.

Жезказганское месторождение приурочено к жезказганской толще осадочных пород, состоящих из перемежающихся слоёв серых и красных песчаников и алевролитов с прослойками и линзами конгломератов и роговиков. Общая мощность указанного комплекса установлена 650 м. Жезказганская толща осадочных пород разделена на две свиты: нижнюю – таскудукскую и верхнюю – жезказганскую. Нижняя – таскудукская свита имеет мощность 257

Месторождения меди в отложениях жезказганской толщи приурочены к бортам Жезказганской синклинали. Общее количество орудинелых слоев сероцветных пород на месторождении составляет 26, но промышленное орудинение имеют только 19 из них. Рудоносные слои объединены в 9 рудных горизонтов, каждый из которых содержит несколько (до 5) прослоев рудоносных пород, разделенных безрудными слоями красноцветов.

В плане рудные тела обычно группируются в залежи, которые имеют форму извилистых лент, ориентированных согласно с бортами синклинали, а в разрезе представляют собой пластовые, линзовидные, ленточные и лентообразные тела, протягивающиеся непрерывно или разрозненными цепями на несколько км при ширине от 0,4 до 1,0 км огибающие замковую часть Кенгирской антиклинали.

Рудные тела залегают исключительно в серых разностях песчаников, которые по падению сменяются красноцветными разностями. По отношению к контакту сероцветных пластов с подстилающими и перекрывающими красноцветными породами рудные тела занимают диагональное положение. Размеры рудных тел колеблются в широких пределах, на периферийных участках размеры ленточных и лентообразных рудных тел - незначительны.

Рудовмещающие породы представлены континентальной красноцветной формацией среднего и верхнего карбона, состоящей из ритмично переслаивающихся красно- и сероцветных осадочных пород. Все эти ритмы перекрыты пестроцветными соленосными образованиями нижней перми. Из большого числа залежей только немногие выходят на поверхность. В основном же крупные рудные тела, а также рудные залежи на периферии являются слепыми и располагаются с отступлением к центру. В большей части рудные тела не имеют четких границ с безрудными песчаниками, что объясняется постепенным рассеиванием концентрации оруденения. Внутри рудных тел концентрация оруденения неравномерная. Среди преобладающего большинства убогих вкрапленных руд наблюдаются прослой, линзы и гнезда богатых руд. Наиболее богатые руды преимущественно приурочены к сводам и крыльям синклинальных структур. Обычно здесь же наблюдаются и максимальные мощности рудных тел.

В целом, рудные тела представляют собой согласные со слоистостью пластовые и пластообразные залежи, конформные ограничениям прогибов. Рудные залежи Жезказгана тяготеют к прибортовым частям Жезказганской

синклинали. Промышленные рудные тела во внутренних, ее частях отсутствуют. Наибольшее число рудных тел в зоне собственно Жезказганского месторождения приурочено к южному замыканию синклинали, где слагающие ее породы выполаживаются над поднятием основного прогиба.

Жезказганское месторождение относится к типу медистых песчаников и представлено залежами вкрапленных руд в пластах серых песчаников, перемежающихся красноцветными терригенными породами (песчаниками, алевролитами, аргиллитами). Непосредственная кровля и подстилающие породы почвы залежей сложены красноцветными, преимущественно тонкозернистыми породами (аргиллиты, алевролиты) или серыми безрудными песчаниками.

Общая мощность рудоносной толщи - около 600 м, в которой выделяется 10 рудных горизонтов, 27 слоев (пластов), более 360 рудных тел [15-18]. В плане рудные тела имеют лентообразную форму с размерами от 100 м до 1200 м. Распределение запасов по мощности рудных тел: до 4 м – 33,1%, 4-12 м – 46,8%, 12-20 м – 12,0%, свыше 20 м – 8%. Угол падения залежей не превышает 3°-10°. Во флексурных зонах угол падения увеличивается до 30°-90°. На флангах месторождения в Анненском и Акчий-Спасском горных районах углы падения залежей выше и составляют 10°-40°.

В структурном отношении рассматриваемый район представляет собой юго-западное продолжение Таскудук-Покровской антиклинали [15]. Район пересекают в юго-западном направлении флексуры: Восточно-Крестовская, Центрально-Златоустовская с амплитудами падения до 80-100 м. Промышленное оруденение установлено в серых полимиктовых песчаниках, входящих в состав Жезказганской рудоносной толщи, и имеет характер замещения цемента и отдельных зерен песчаника рудными материалами, главными из которых являются халькозин, борнит, галенит и сфалерит. Оруденение представлено вкрапленными, полосато-вкрапленными и жильными рудами. Богатые вкрапленные разновидности местами переходят в почти сплошные массивные руды. Переходы от богатых руд к бедным и безрудным песчаникам весьма расплывчаты. Контуры рудных тел определяются по результатам опробования.

Характерная особенность месторождения заключается в многоярусности оруденения: выделяются двадцать шесть слоев серых полимиктовых песчаников, объединенных в девять стратиграфических рудоносных горизонтов. Рудные тела, приуроченные к различным горизонтам, имеют кулисообразно смещенные контуры и образуют зачастую дугообразные зоны. Промышленное

оруденение присутствует во всех рудоносных горизонтах, причем каждый из них расчленяется на две-три, иногда и более рудных залежей. Мощность рудных слоев изменяется от 1 до 40 м; мощность породных прослоев, разделяющих залежи, - колеблется от 2 до 95 м. Каждая рудная залежь характеризуется значительными размерами по площади, чередованием в плане участков балансовых и забалансовых руд пластообразной формы. Если рассматривать залежи только в контуре балансовых руд, то они обычно состоят из нескольких обособленных в плане рудных тел. По составу руды месторождения подразделяются на медные (сульфидные, смешанные, окисленные), комплексные (медно-свинцовые, медно-свинцово-цинковые), свинцовые (свинцово-цинковые, цинковые). Доминирующая роль от общих промышленных запасов месторождения принадлежит медным сульфидным рудам - 83%. Попутными элементами, представляющими практическое значение, являются свинец, цинк, серебро, рений и сера. Содержание кремнезема в руде - 50-70%, поэтому месторождение является силикозоопасным. Небольшое содержание серы (менее 2%) исключает возможность возникновения пожаров.

Падение рудных тел – выдержанное пологое под углами, не превышающими 15° , при среднем угле падения $8-10^\circ$. В районе флексурных перегибов угол падения рудных тел колеблется от 40° до 75° .

Основными физико-механическими свойствами горных пород, определяющими их устойчивость в обнажениях и целиках и используемыми при проектировании параметров систем разработки и оценке устойчивости выработанных пространств, являются удельный вес, прочность на сжатие, на растяжение, сцепление, угол внутреннего трения, модуль упругости, коэффициент Пуассона. Свойства горных пород в образцах определены путем испытания кернового материала на прессах в лабораторных условиях по известным методикам. Свойства массива горных пород с учетом ослабляющего влияния трещин определены с помощью испытаний призм горных пород в местах естественного залегания, а также путем введения коэффициента структурного ослабления массива, установленного при анализе причин разрушения целиков.

Плотность вмещающих пород в массиве Жезказганского месторождения колеблется в пределах $2,5 \div 2,6$ т/м³, содержание полезного компонента – $2,55 \div 2,8$ т/м³. Физико-механические свойства руд и вмещающих пород Жезказганского месторождения хорошо изучены [19]. Основные из них приведены в таблице 1.6.

Таблица 1.6 – Физико-механические свойства пород Жезказганского месторождения

Тип породы	Прочность, МПа		Модуль упругости, 10^{-4} , МПа	Коэффициент Пуассона, доли ед.	Плотность, 10^3 , кг/м ³
	на сжатие	на растяжение			
Серый песчаник	200	17	6,0	0,21	2,6
Серый песчаник	160	15	5,5	0,20	2,5
Аргиллит	110	7	4,2	0,26	2,5
Алевролит	64	4	3,6	0,28	2,5

Для серого рудного песчаника установлена [19] закономерность увеличения прочности при одноосном сжатии с ростом глубины залегания (рис. 1.5). В диапазоне глубин 100÷400 м прочность серого рудного песчаника увеличивается в 1,7 раза. Усредненные данные по прочности серых песчаников на разных глубинах месторождения приведены в таблице 1.7 [20, 21].

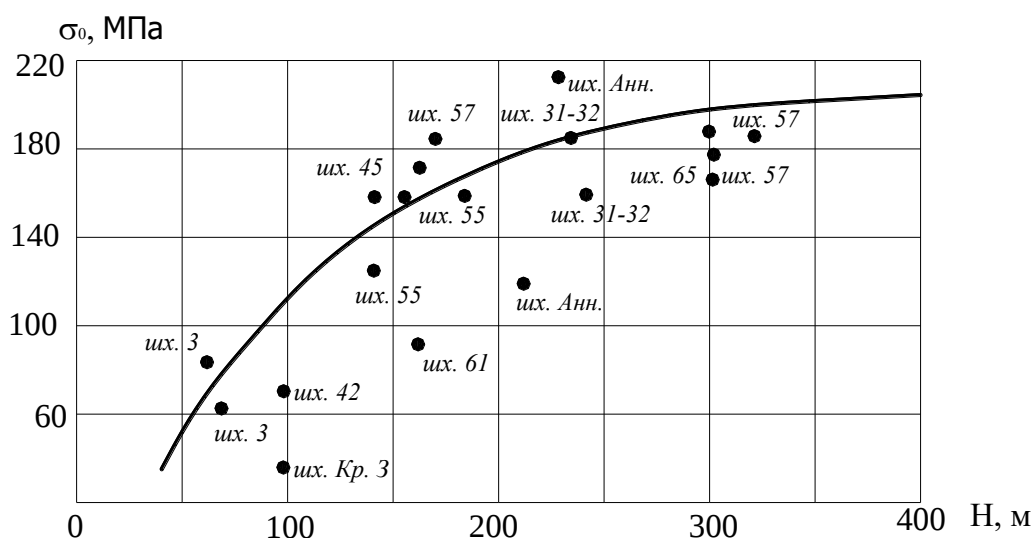


Рисунок 1.5 – Увеличение прочности руды с глубиной залегания

Таблица 1.7 – Прочность на сжатие серого песчаника в образце, МПа

Район месторождения	Глубина залегания, м						
	250	300	350	400	450	500	600
Центральное рудное поле	220	230	235	240	240	245	250

Данные закономерности учтены при обосновании размеров междуканальных и панельных целиков, а также иных параметров систем разработки.

Характеристика структурной нарушенности массива горных пород в виде тектонических разломов и мелкоамплитудной трещиноватости необходима для определения параметров конструктивных элементов систем разработки: целиков, пролетов камер, потолочин, при оценке устойчивости обнажения существующих выработанных пространств и для решения иных геомеханических задач.

Обобщающим показателем степени структурной нарушенности массива, которым пользуются в расчетах на прочность целиков и кровли камер, является средний линейный размер структурного блока a (обратная величина – интенсивность трещиноватости, $w = 1/a$). В условиях Жезказганского месторождения используют следующую классификацию трещиноватости (по средним размерам структурных блоков) [21]:

- сильнотрещиноватые – менее 0,3 м;
- средней трещиноватости – 0,3÷0,8 м;
- слабой трещиноватости – более 0,8 м.

Трещиноватость массива в пределах всего месторождения представлена тремя системами трещин: крутопадающими, послойными и секущими. Интенсивность трещиноватости – различна, размер структурного блока колеблется от 1,2 до 0,2 м. На участках, нарушенных тектоническими разломами, в флексурных зонах к основным системам трещин добавляются системы оперяющих и сопряженных трещин. Зона повышенной трещиноватости в районах флексур, как правило, симметрична: расстояние ее от нарушения в висячем и лежащем боках составляет примерно 100 м. Для трещин одного генетического типа прослеживается постоянство ориентировки плоскостей трещин в пространстве как по площади рудного поля, так и по глубине при переходе от одного слоя горных пород к другому. Поэтому, зная элементы залегания слоев горных пород и крупных тектонических нарушений, можно прогнозировать ориентировку систем трещин и степень нарушенности массива горных пород.

Наличие природной трещиноватости приводит к снижению прочности массива горных пород. Величина коэффициента структурного ослабления K_w , представляющего собой отношение прочности массива к прочности образца, зависит от размера структурного блока a , высоты обнажения целика h и диаметра b и колеблется в пределах 0,3÷1,0.

Природное напряженное состояние массива изучалось в различные годы методом разгрузки в пределах всего Жезказганского месторождения [19, 21–25]. Многочисленными измерениями в шахтах установлено:

- минимальными по абсолютной величине являются вертикальные гравитационные напряжения, равные γH ;
- ориентированные согласно простиранию флексурных зон горизонтальные тектонические напряжения являются максимальными по величине, и превышают вертикальные составляющие от 2 до 7 раз;

- вкрест простирания флексур в природном массиве действуют промежуточные по величине горизонтальные напряжения, превышающие вертикальную составляющую в 2-3 раза;
- в связи с неоднородностью массива на разных участках месторождения величины тектонических напряжений различаются в несколько раз; на более жестких участках уровень тектонических напряжений выше.

Горно-геологические условия Жезказганского месторождения наиболее благоприятны для применения камерно-столбовой системы разработки с оставлением столбчатых межкамерных целиков (МКЦ). Однако эта простая и эффективная для средней и нижнесредней ценности руд система разработки, не имеющая на сегодняшний день альтернативы и позволяющая применять высокопроизводительное самоходное оборудование при отработке мощных пологих залежей имеет существенные недостатки:

- высокие потери руды в целиках различного назначения;
- накопление подземных выработанных пространств (пустот), поддерживаемых рудными целиками.

За весь период эксплуатации месторождения в подземном пространстве оставлено более 50 тысяч МКЦ [26].

С течением времени, а также под влиянием горных работ в МКЦ накапливались хрупкие разрушения, которые сопровождались постепенным ростом деформаций, вплоть до полного разрушения целиков (рис.1.6) [26].

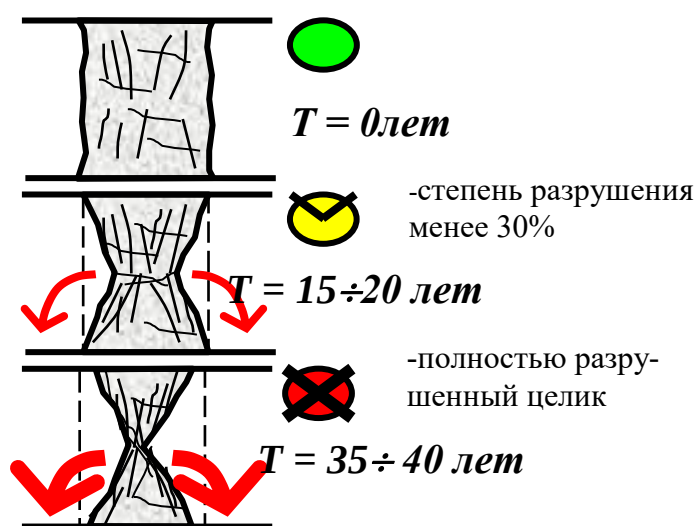


Рисунок 1.6 – Механизм деформирования и разрушения МКЦ во времени

Ухудшение геомеханической обстановки на месторождении выражается в росте числа частично и полностью разрушенных МКЦ (рис. 1.7). Спрогнозировать поведение целиков и оценить вероятность их разрушения на стадии

проектирования не представлялось возможным, т.к. на тот момент у проектировщиков не было достаточного количества статистических данных о состоянии МКЦ за длительный период.

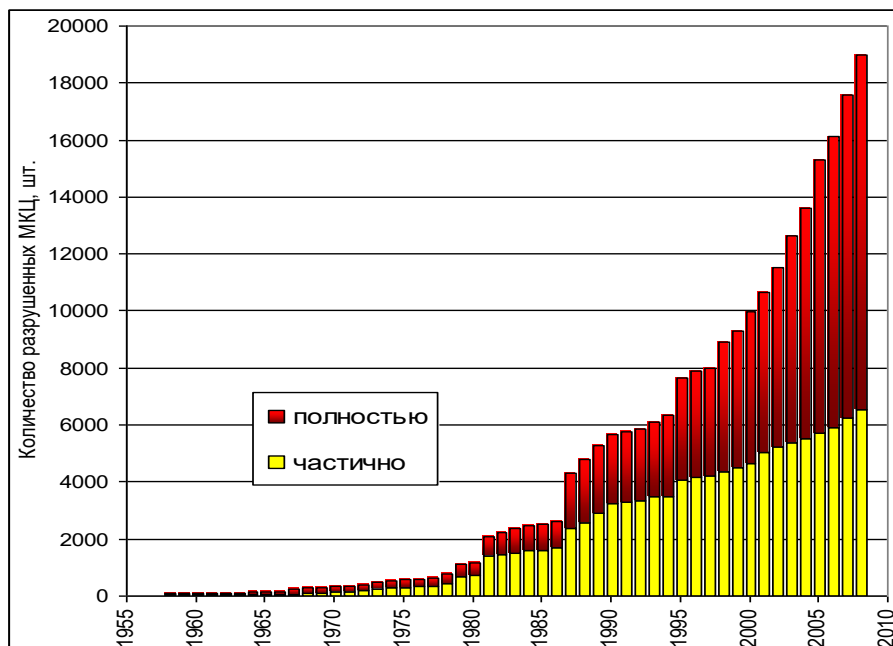


Рисунок 1.7 – Динамика роста количества разрушенных МКЦ

Количественным показателем качественных изменений геомеханической обстановки служит динамика накопления пустот (рис.1.8).

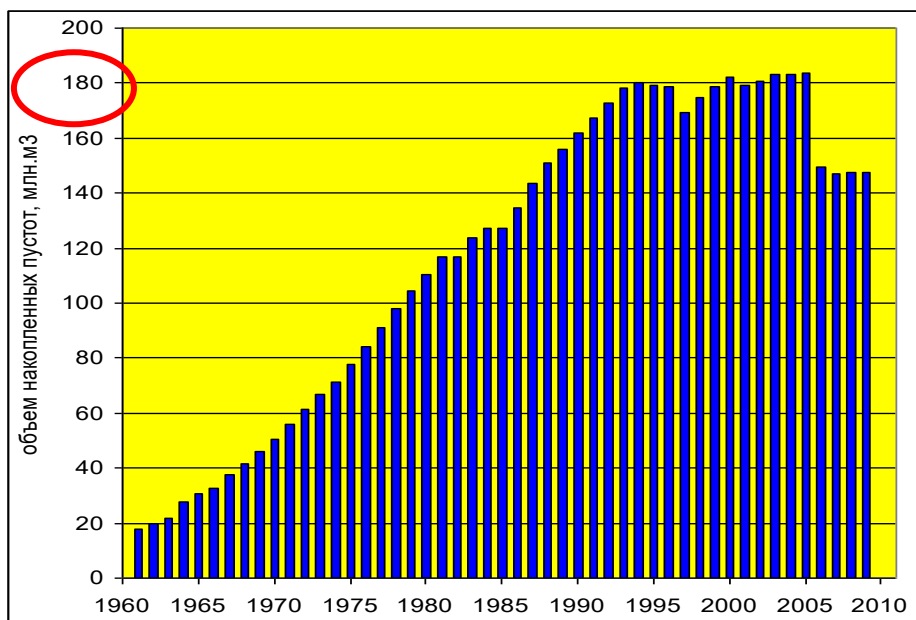


Рисунок 1.8 – Динамика накопления пустот при разработке Жезказганского месторождения.

Многолетняя тенденция ежегодного накопления объемов открытых выработанных пространств в начале 90-х сменилась их стабилизацией. Учитывая, что ежегодный прирост пустот на Жезказганском месторождении составляет 5-5,5 млн.м³, уменьшение объемов пустот происходило в основном за

счет самообрушений неустойчивых районов. Это свидетельствует о нестабильности геомеханической ситуации на месторождении.

Образование ослабленных районов приводит к обрушению налегающей толщи на больших площадях, которое сопровождается техногенными землетрясениями, провалами на поверхности и воздушными ударами в подземных горных выработках. Барьерные целики локализуют обрушения внутри панели, но со временем **Т** теряют функцию жестких опор, вдавливаясь в массив горных пород с образованием обширного ослабленного района (рис. 1.9) [27].

Проведенные в последние годы обследования состояния подземного пространства на рудниках Жезказганского месторождения свидетельствуют о том, что порядка 17% панелей имеют срок службы более 30 лет, из которых 20,4% отнесены к ослабленным, а 17,2% – к разрушенным. О состоянии МКЦ свидетельствуют данные табл. 1.8.

Таблица 1.8 – Доля МКЦ с длительными сроками существования

Рудник	Доля МКЦ (%) со сроком существования		Всего МКЦ в стадии завершения нормативных сроков эксплуатации, %
	25-30 лет	Более 30 лет	
Западный	51	38	89
Восточный	34	25	59
Южный	22	17	39

Детонатором к лавинообразному развитию массовых обрушений массива горных пород служат:

- разрушение одного или нескольких междукammerных целиков, вследствие чего происходит перераспределение нагрузки на соседние ряды МКЦ с образованием ослабленного участка;
- объединение отдельных ослабленных участков в крупные ослабленные районы.

Анализ геомеханической ситуации, сложившейся в результате разработки Жезказганского месторождения, позволяет утверждать:

- массив перешел в фазу необратимых процессов деформирования и разрушения, обусловленных, в первую очередь, разрушениями МКЦ и БЦ из-за длительного, превышающего предельное, срока стояния;
- без принятия дополнительных мер по стабилизации геомеханической ситуации остановить наблюдающуюся тенденцию разрушения целиков невозможно, даже если остановить горные работы;

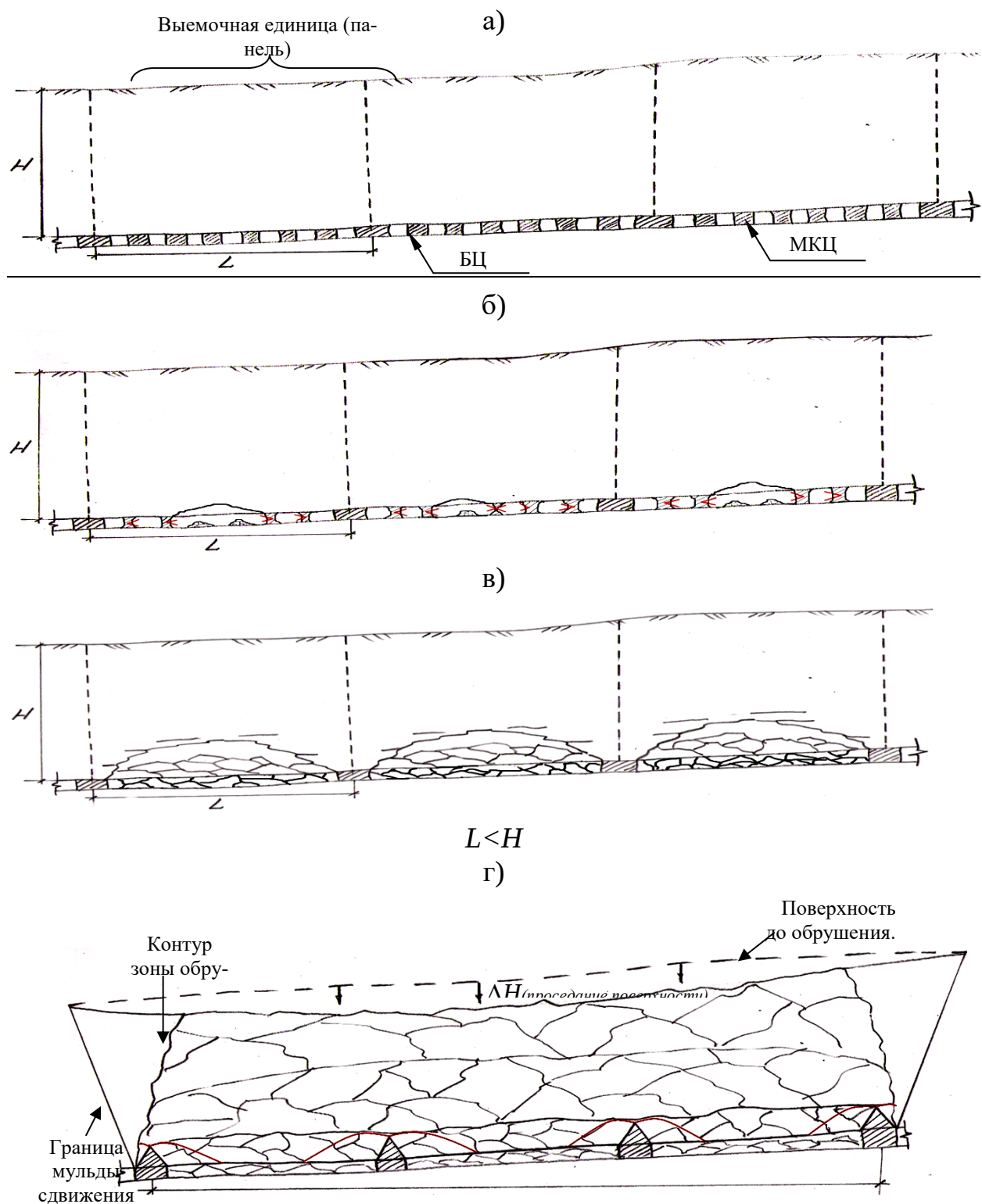


Рисунок 1.9 – Динамика разрушения целиков и развития площадных обрушений налегающих пород в период эксплуатации Жезказганского месторождения: а - $T = 3$ года - завершение очистных работ; б - $T = 30$ лет - образование ослабленных участков; в - $T > 30$ лет - локализация обрушений внутри выемочных единиц за счёт БЦ; г - $T > 40$ лет - площадное обрушение ослабленных районов после вдавливания БЦ во вмещающие породы

- массовые обрушения налегающей толщи с техногенными землетрясениями неизбежны. По прогнозным оценкам, если не принять своевременных превентивных мер по сохранению окружающей среды, сила возможного техногенного землетрясения может достигнуть 7 баллов по шкале Рихтера, что способно вызвать формирование провалов земной поверхности глубиной до 5 м.

Таким образом, освоение оставшихся на Жезказганском месторождении запасов, производится в сложных горнотехнических и геомеханических условиях. Для этого необходимо изыскание эффективных и промышленно безопасных технологий добычи и переработки руд, предусматривающих комплексное использование недр. В связи с общим истощением запасов месторождения, необходима комплексная оценка минерально-сырьевой базы уникального по своей значимости Жезказганского рудного месторождения.

1.3. Способы разработки руд Жезказганского месторождения

Ввод в строй в Жезказгане новых шахт-гигантов и переход к эксплуатации обширных по площади мощных рудных залежей (60-е годы XX века) с использованием крупногабаритного высокопроизводительного самоходного оборудования (рис. 1.10) стали причиной того, что институтом Гипроцветмет (генеральный проектировщик) было предложено разделять шахтные поля на панели с помощью оставления жестких барьерных целиков (БЦ) ленточной формы [28]. Считалось, что БЦ принимают на себя весь вес налегающей толщи и разгружают МКЦ от части нагрузки, что позволяет уменьшить размеры междуканнерных целиков и, соответственно, снизить потери руды в них, а также способствует локализации обрушения массива горных пород в пределах отработываемой выемочной единицы (панели).

При этом во всех технических проектах срок службы (стояния) МКЦ и БЦ в устойчивом состоянии определялся сроком эксплуатации рудника – 30-35 лет [29].

На сегодняшний день эта простая и эффективная для средней и ниже-средней ценности руд камерно-столбовая система разработки не имеет альтернативы и позволяет применять высокопроизводительное самоходное оборудование при отработке мощных пологих залежей. Тем не менее ей присущи существенные недостатки:

- высокие потери руды в целиках различного назначения;
- накопление подземных выработанных пространств (пустот) при поддержании налегающих пород рудными целиками.

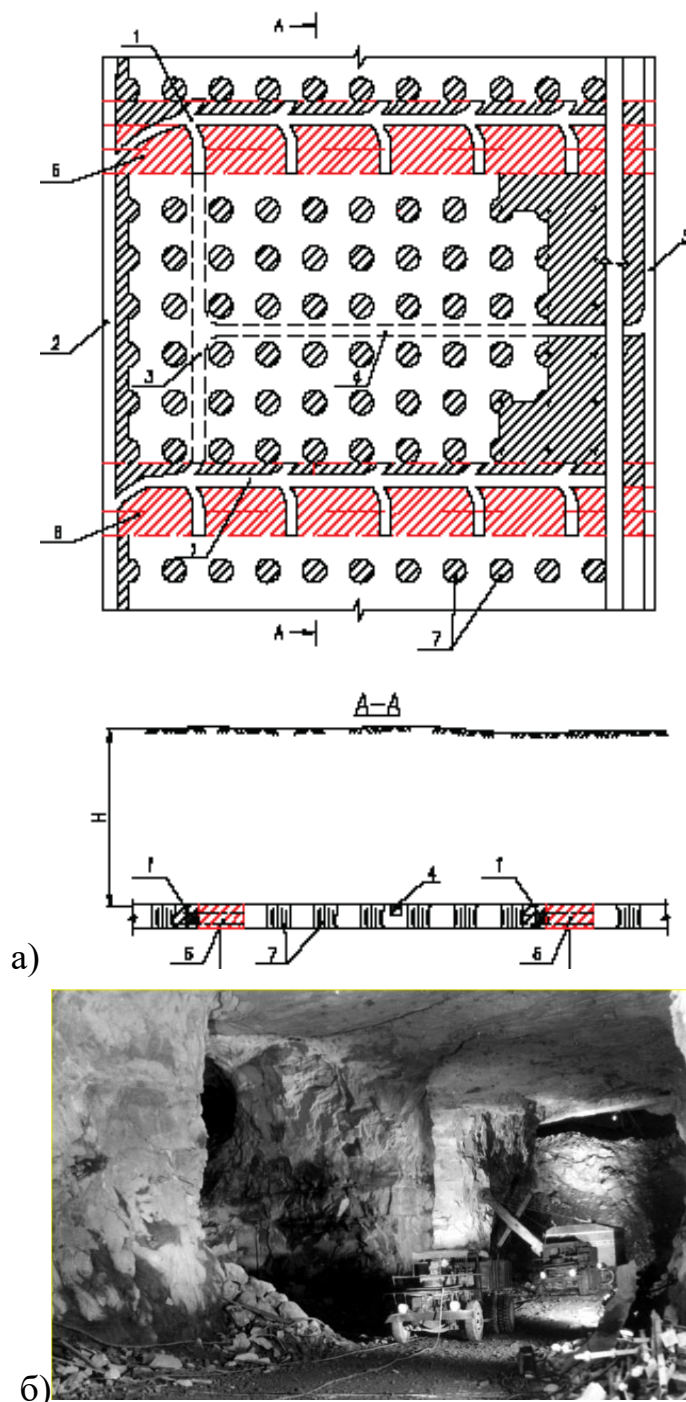


Рисунок 1.10 – Схема камерно-столбовой системы разработки с применением самоходной техники – а (проект института «Гипроцветмет» 60-х годов): 1 – панельные штрека с заездами; 2 – доставочный штрек; 3 – вент-разрезной штрек; 4 – вентиляционный штрек; 5 – сборный вентиляционный штрек; 6 – барьерный целик (БЦ); 7 – междуканальные целики); б - первая самоходная техника на рудниках Жезказгана (1961 г.)

В результате интенсивной разработки на Жезказганском месторождении к 90-м годам объем пустот достиг 180 млн. м³. Выработанное пространство поддерживается десятками тысяч МКЦ и сотнями БЦ высотой до 18 м.

За 80 лет промышленной эксплуатации Жезказганского месторождения камерно-столбовой системой разработки в недрах оставлено в виде потерь

большое количество руды, объемы которой сопоставимы с балансовыми запасами конкурирующих месторождений. Общий уровень потерь руды с начала эксплуатации Жезказганского месторождения превышает 22% [28]. Структура потерь по месту их образования приведена на рисунке 1.11. Видно, что доля потерь в междокамерных целиках (МКЦ) приближается к 50% [29]. Оставленные в различные годы МКЦ столбчатой формы являются основным объектом повторной разработки. Оработка ленточных барьерных (БЦ) и панельных (ПЦ) целиков не представляет сложности. Их, как правило, дорабатывают до размеров МКЦ.

В условиях истощения балансовых запасов повторная разработка Жезказганского месторождения производится открытым и подземным способами. В северной части месторождения добыча медной руды велась карьером Златоуст-Беловским. Его восточный и южный борта граничат с подземными выработками Восточно-Жезказганского рудника [30].

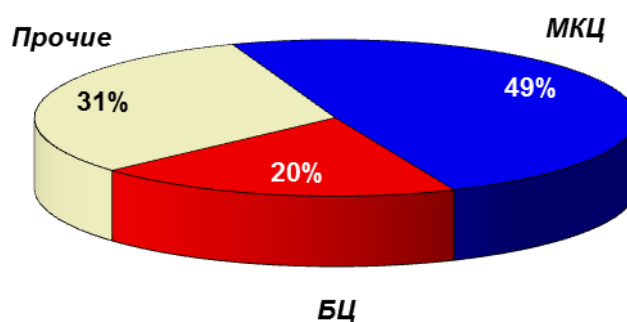


Рисунок – 1.11 Структура потерь руды на Жезказганском месторождении по месту образования

Подземная разработка восточного участка разделительного целика велась камерно- целиковой системой с закладкой выработанного пространства. Для обеспечения устойчивости налегающих пород камеры располагают перпендикулярно плоскости борта. Между карьером и камерами оставлен предохранительный целик шириной 30 м. В карьере подрабатываемый борт на этом участке поддерживает контрфорс из отвальных пород высотой 90 м.

В связи с необходимостью доработки запасов руды в основном контуре карьера Златоуст-Беловский повторно разрабатывались списанных в потери запасы, расположенные в приконтурной зоне карьера. Учитывая многократность перекрытия и наличие непогашенных пустот, были проведены исследования по определению устойчивости потолочин и мостов между открытыми разработками и подземными пустотами в процессе их погашения [31]. В качестве основного принят буровзрывной способ погашения пустот. На участках,

опасных по самообрушению, предусматривается их частичное заполнение через вертикальные выработки, пройденные через потолочину, сухой породной закладкой с последующим буровзрывным погашением. Технология и последовательность выемки целиков предусматривает предварительное обрушение налегающего массива.

Истощение балансовых запасов и снижение содержания металла в добываемой руде потребовали изыскание эффективных методов их повторной разработки. Проф. Барон Л.И. в работе [32] еще в 1961 г. писал: «Повторную разработку можно считать назревшей задачей для многих отечественных месторождений руд черных и цветных металлов. Есть все основания расценивать ее как важную новую проблему науки». Шашурин С.Л., Попов В.М, Попов Г.Н., Юков В.А. и Брюховецкий О.С. составили свои классификации запасов для повторной добычи [33-35]. Эти же авторы рекомендовали схемы вскрытия, подготовки и отработки оставленных запасов. Разработкой методики определения запасов оставленных руд занимались Куликов В.В., Полищук А.К., Пронин М.Н., а оценке экономической эффективности повторной разработки посвятили свои работы Куликов В.В. [36, 37], Шашурин С.Л. [38], Сиразутдинов А.М. [39].

Разработка месторождений с извлечением ранее потерянных запасов руд, как правило, дает большой экономический эффект. Это связано с тем, что при повторной разработке исключаются затраты на геологоразведочные и горно-капитальные работы, продлеваются сроки эксплуатации действующих рудников на освоенных площадях с использованием имеющихся основных фондов в виде зданий и сооружений промплощадки, капитальных выработок, подземных мастерских, складов, общешахтного оборудования и стационарных установок дробления и подъема руды, вентиляции, водоотлива.

Наиболее распространенным способом повторной разработки месторождений ранее (в 60-70-х годах) являлся переход на открытые горные работы [40]. Примером могут служить повторная разработка месторождения солей бора «Борон», меднорудные месторождения «Пимм», «Юнайтед Верде», вольфрамовый рудник «Гетчел» в США, месторождение каолина Обербрис в Чехии, полиметаллический рудник «Крестмор» в Канаде, медное месторождение «Нчанга» в Танзании [37]. В СНГ повторная разработка открытым способом велась на Никитовском ртутном руднике [41] на месторождении Норильск 1 (карьер «Медвежий ручей»), на рудниках Криворожского бассейна. Данная

тенденция была обусловлена интенсивным развитием мощной горной и транспортной техники для открытых работ (т.е. снижением себестоимости добычи открытым способом) и повышением на мировом рынке цен на минеральное сырье, что привело к увеличению предельного коэффициента вскрыши и сделало отработку ранее потерянных запасов в целиках, кромках, обрушенных породах рентабельной открытым способом. В более сложных горно-геологических условиях или при низкой эффективности открытых горных работ извлечение металла из потерянных запасов производят с помощью подземного выщелачивания. Примером может являться медный рудник «Торнтон» в США [37].

Подземный способ повторной разработки месторождений применяется в тех случаях, когда открытые горные работы становятся экономически убыточны. Главное достоинство подземного способа повторной разработки состоит в том, что возвращаемые из потерь списанные запасы по степени готовности к очистной выемке являются вскрытыми и подготовленными, поэтому для их добычи не требуется капитальных вложений.

Ведение повторной добычи на пологих рудных залежах, в первую очередь, связано с решением проблемы управления горным давлением, поскольку основная доля повторно извлекаемых запасов сосредоточена в панельных, барьерных, междуканальных целиках. Отработка любых целиков приводит к изменению геомеханического состояния горного массива, следовательно, и к интенсификации процесса сдвижения горных пород, вплоть до обрушения всей толщи пород до поверхности с образованием провалов.

Сложность ведения повторной добычи понимали еще в глубокой древности. На Лаврийских рудниках в античной Греции для поддержания выработанного пространства оставлялись рудные целики. В погоне за прибылями некий Дифил вел их отработку. Однако, следствием были обрушения пород и Дифил был уличен руководителем государственного хозяйства Афин, и осужден. В IV веке до нашей эры был издан специальный закон, запрещающий отработку поддерживающих целиков в целях обеспечения сохранности выработок.

В настоящее время Правила технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатывающих месторождения цветных, редких и драгоценных металлов (ПТЭ), допускают выемку целиков. При этом, выбору безопасного и экономичного способа извлечения целиков должны предшествовать ис-

следования и опытные работы, по результатам которых составляется специальный проект.

Повторная разработка пологопадающих рудных залежей в СНГ велась на рудниках Ачисайского ПМК, Ингичкинского рудопроявления, ГМК «Печенганикель», а за рубежом - на рудниках США (Сан-Джазеп, Сноу-Лейк, Бодас, Джозев, Бонанзо-Джокер), Канады (Сулливан, Ирлингброуч), ФРГ (Витенгебирге), ЮАР (Ван-Рин-Дин, Ист-Рин-Дин, Рондо) [42-51]. На всех перечисленных рудниках первичная разработка залежей велась камерно-столбовой системой с оставлением столбчатых или ленточных целиков, а в ходе повторной разработки залежей производилось извлечение рудных целиков.

По способу управления горным давлением повторную разработку с извлечением рудных целиков классифицирована следующим образом:

1. С оставлением открытого выработанного пространства, когда нагрузка с извлеченных целиков передается на оставшиеся целики, а вновь образовавшиеся пролеты не достигают предельных. Данным способом ведется выборочное извлечение целиков в открытых камерах, при этом запас прочности оставшихся целиков должен быть достаточным для поддержания налегающей толщи.

2. С предварительным возведением искусственных целиков, под защитой которых отработка рудных целиков также ведется из открытых камер.

3. С закладкой отработанных камер и выемкой целиков.

Возможен также вариант с поэтапной закладкой выработанного пространства. При этом горные работы ведутся из открытых камер в отступающем порядке по восстанию рудной залежи, а закладочный массив образуется по падению залежи.

4. С обрушением налегающей толщи.

В отечественной практике частичное извлечение рудных целиков с оставлением открытого выработанного пространства применяли на Ингичкинском вольфрамовом месторождении [42] в блоках 27, 27а, 30 шахты № 2 Ингичкинского рудоуправления. В ходе промышленного эксперимента извлечено 3 ряда целиков высотой до 2,5 м, при этом площадь обнажения кровли превысила 1300 м², а запас прочности оставшихся целиков уменьшился с 4-5 до 1,5. Эпизодически подобный способ извлечения рудных целиков применялся на рудниках Жезказганского месторождения и ГМК «Печенганикель».

Технология извлечения столбчатых рудных целиков под защитой искус-

ственных опор получила наибольшее распространение за рубежом. Так, на золотых месторождениях провинции Ранд в ЮАР разрабатывались пологопадающие рудные залежи мощностью 1-2 м. В качестве искусственных опор использовались деревянные костры, забутованные породой. Однако, из-за пожарной опасности костровой крепи и ее склонности к гниению искусственные опоры стали возводить из литого или сборного бетона диаметром 0,6-1,2 м. Прочность бетона на сжатие составляла 22 МПа. Литые опоры армировались отработанными стальными канатами. Расclinка опор с кровлей производилась деревом. Сборные бетонные опоры возводились из дисков литого бетона диаметром 75 см и толщиной 10 см. На руднике Ист-Рин-Дин на площади 31 тыс.м² было возведено 2,4 тыс. таких опор, под защитой которых было извлечено значительное количество руды из целиков.

На крупном полиметаллическом руднике Джозев в США искусственные опоры из литого армированного бетона конической формы сооружались высотой до 14 м. Данная технология по опыту рудника Джозев показала достаточную надежность, однако область ее применения ограничивается высокой ценностью извлекаемой руды и малой мощностью залежей.

Повторная разработка рудных целиков с закладкой отработанных камер весьма эффективна при высоких потерях руды в целиках. При этом, объем закладки должен быть относительно небольшим, а извлекаемые запасы руды достаточны, чтобы окупить затраты на закладку. Примером тому может служить эксплуатация урановой залежи пологого залегания мощностью до 15 м рудником Акоута в Республике Нигер. Камерно-столбовой системой (сетка целиков 24x24 м, целики квадратной формы сечением 18x18 м, камера шириной 6 м) извлекается всего 45% запасов. Для повышения извлечения руды из недр до 98% предложено использовать твердеющую закладку [51]. Управление горным давлением осуществляется определенным порядком ведения добычных и закладочных работ. Перед началом работ по извлечению целиков часть рудного поля шириной 260 м оконтуривается комбинированными опорами шириной 72 м из рудных целиков и твердеющей закладки. Отработанные камеры между комбинированными опорами закладываются через одну. Отработка целиков ведется из открытых камер, незаполненных закладкой, в отступающем порядке.

Большой объем исследований и опытных работ по извлечению столбчатых и ленточных целиков с обрушением кровли накоплен на Миргалимсайском руднике. Установлено, что на начальной стадии повторной разработки

необходима принудительная посадка кровли, а при дальнейшем развитии горных работ - обрушение кровли происходит самопроизвольно после подрыва целиков. Увеличение мощности зоны обрушения происходит до тех пор, пока пролет обрушения не достигнет ширины панели. Дальнейшее увеличение пролета обрушенной зоны не приводит к увеличению высоты обрушения. Высота обрушенной зоны составляет около 40% от пролета и по условию подбучивания не может превышать выемочную мощность залежи в 3-4 раза [52-54]. Инструментальными наблюдениями за проявлениями горного давления определены ширина зоны опорного давления до 60 м и концентрация опорного давления в целиках до 1,5 раз от начального. Для обеспечения безопасности горных работ была использована двухстадийная схема отбойки целиков. Сечение целика на первой стадии уменьшалось в 2-3 раза, при этом практически полностью исключались потери и разубоживание руды. На второй стадии целик отбивался полностью направленным взрывом от зоны обрушения. Извлечение руды из целиков по такой схеме составило 65-70%, а разубоживание - 12-18% [55].

Отработка ленточных барьерных целиков в условиях Миргалимсайского месторождения рассматривалась в двух вариантах: путем доработки барьерного целика до размеров столбчатых междукammerных целиков с сохранением налегающей толщи в устойчивом состоянии [56] или с последующей посадкой всей налегающей толщи до поверхности [57]. Доработка барьерных целиков до размеров междукammerных приводит по данным моделирования к увеличению нагрузки на междукammerные целики на 10-35% в зависимости от степени отработки барьерного целика. Отработка барьерных целиков с обрушением налегающей толщи применялась на участках, где после отработки междукammerных целиков в панелях произошли обрушения кровли. Отработка барьерного целика велась в отступающем порядке с оставлением временных столбчатых целиков. Плавность посадки кровли в большой степени определяется полнотой разрушения столбчатых целиков, поэтому на руднике проводились работы по изысканию рациональных способов разрушения междукammerных целиков с целью добычи руды из них или обрушения кровли [58].

Приведенные выше примеры повторной разработки пологопадающих рудных залежей показывают, что выемка ленточных целиков различного назначения (панельных, барьерных, междуетажных), как правило, не представляет технологических проблем. Более сложно, но также возможно определить технологию извлечения столбчатых целиков.

На Жезказганском месторождении также предпринимались попытки создать технологию извлечения целиков. В 1956-57 г.г. ИГД АН КазССР в поле шахты 12 на залежи ПС-9-I проводил промышленный эксперимент по изучению устойчивости кровли при извлечении МКЦ [59]. Экспериментальный участок площадью 4 тыс. м² расположен около ствола шахты 10 на глубине около 30 м. Залежь мощностью 4-5 м отработана сплошной системой с нерегулярным оставлением МКЦ шириной от 3 до 6 м (рис. 1.12). Площадь МКЦ колебалась в пределах 3-70 м², расстояние между целиками - от 3 до 25 м. Площадь кровли, приходящаяся на один целик, составляла от 110 до 320 м². До начала эксперимента все целики сохраняли устойчивость с большим запасом прочности.

Изучение устойчивости кровли на опытном участке осуществлялось постепенным увеличением обнажения кровли путем отбойки МКЦ. Целики были взорваны шпуровыми зарядами за девять приемов с интервалами между ними от 2 недель до 1 месяца. За один прием удалялось от 1 до 3 целиков. В кровле, представленной серым песчаником, обрушение начинается при пролетах свыше 40 м, а консольные зависания достигают 20 м. В итоге контур зоны обрушения принял форму свода высотой 7 м с размерами основания 50х75 м. На рис. 1.12 пунктиром показаны изолинии мощности обрушения в метрах.

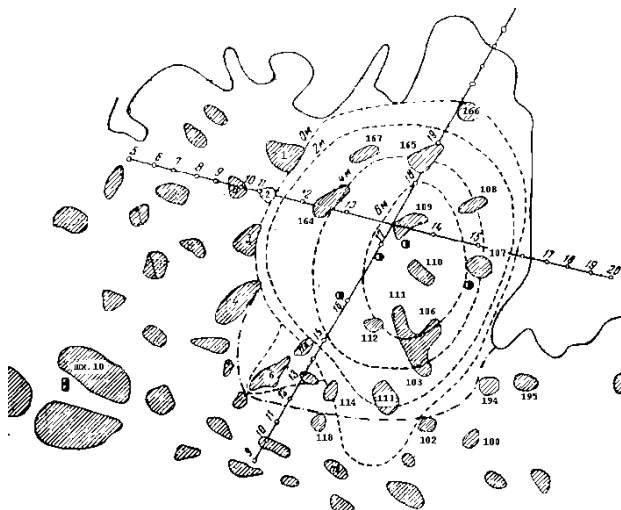


Рисунок 1.12 – План экспериментального участка в поле шх. 12.

Процесс обрушения контролировался сейсмоакустическим методом через скважины, пробуренные с поверхности. Наблюдения показали, что частота сигналов в момент обрушения и первые дни после отбойки целиков достигает 30-33 имп./мин. и по истечении 10-20 дней, постепенно уменьшаясь, доходит до минимума 1-2 имп./мин. На основании данного эксперимента составлена шкала сейсмоакустической активности массива для определения состояния

кровли [59]. Период стабилизации состояния налегающей толщи, в течение которого геомеханические процессы в кровле затухают до приемлемого уровня, составляет 3-4 суток после отбойки МКЦ. Максимальное оседание в центре мульды составило 7 мм в 1957 г. и 9 мм в 1960 г.

Позднее, в 1966 году на шахте Петро-Центр на залежи Петро-4, отработанной к 1940 г. сплошной системой с нерегулярным расположением целиков, ИГД АН КазССР проводил промышленный эксперимент по замене рудных МКЦ искусственными бетонными целиками (ИЦ). Экспериментальный участок с пролетами 100х80 м (рис. 1.13) расположен под холмом с мощностью налегающей толщи от 5 до 30 м. Выемочная мощность залежи 4-5 м. Налегающая толща сильно трещиновата и представлена перемежающимися слоями серых и красных песчаников мощностью от 0,5 до 2,0 м. ИЦ сооружались из бетона марки 200 с заделкой у кровли расширяющимся бетоном, бутовой кладкой, деревянными брусьями и клиньями. ИЦ устанавливались на расстоянии 15-20 м друг от друга в расчете на поддержание 225-300 м² кровли [60].

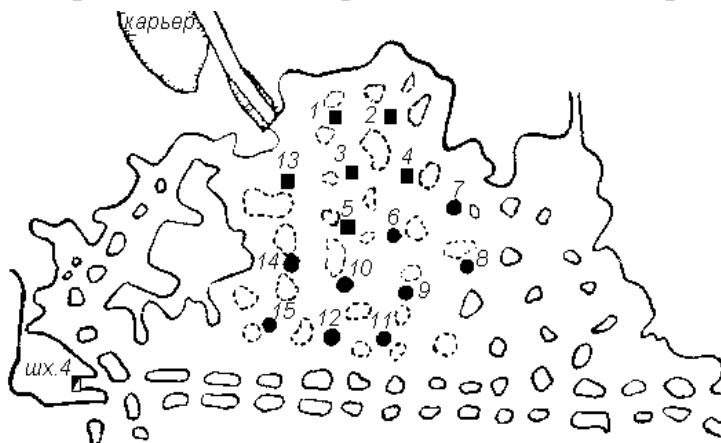


Рисунок 1.13 – Извлечение рудных МКЦ под защитой искусственных на шахте Петро-Центр (1-15 - номера ИЦ)

Визуальные наблюдения показали, что после извлечения МКЦ обрушилась кровля в районе ИЦ № 2, где нижние слои кровли были нарушены при отработке и не были закреплены анкерной крепью. В октябре 1970 г. в данной районе обрушение вышло на поверхность и образовался провал на площади 18 х 15 м (270 м²). Если после извлечения рудных МКЦ оседание земной поверхности составляло 22 мм, то перед обрушением оно составило 70 мм, нарастая со скоростью 5 мм/год. Других опасных последствий при извлечении рудных МКЦ не наблюдалось. Образовывающиеся после отбойки МКЦ заколы в кровле ликвидировались накладными зарядами. Оседание кровли в центре участка достигало 24 мм.

Обрушение горных пород на шахте 42-47 гор. 370 м было вызвано искусственным разрушением МКЦ в связи с изучением сотрудниками Унипро-меди возможности ведения горных работ без оставления МКЦ [61]. Отработанный участок мощностью 5-8 м расположен на глубине 52 м (рис. 1.14), кровля представлена переслаиванием красных и серых песчаников.

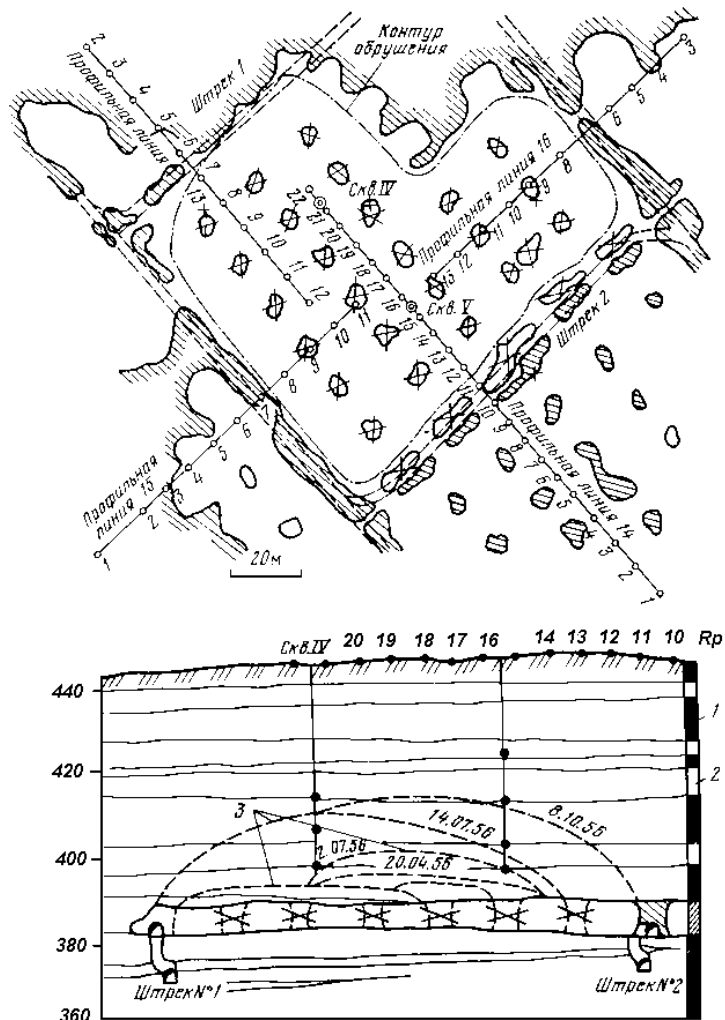


Рисунок 1.14 – План и разрез (по проф. л. 14) экспериментального участка на шахте 42-47: 1 - красноцветы; 2 - серые песчаники; 3 - контур зоны обрушения в различные моменты времени

Обрушение кровли при последовательном разрушении МКЦ, началось в виде вывалов прямоугольных плит толщиной до 4 м, ограниченных секущими трещинами и напластованием. Через 4 мес. после разрушения первых целиков при площади обнажения 7200 м² произошло одновременное обрушение пород кровли мощностью до 15 м. По мере увеличения площади обнажения происходило дальнейшее развитие свода обрушения. При этом отношение высоты обрушенной части к пролету обрушения оставалось почти постоянным, изменяясь от 0,248 до 0,257. Окончательно площадь обрушения составила 9800 м², мощность обрушения - 22 м [62].

Дальнейшими наблюдениями с помощью глубинных реперов было зарегистрировано прекращение процесса обрушения. В массиве образовался свод обрушения, пяты которого опираются с одной стороны на кромку залежи, с других сторон - на панельные целики. Дополнительные нагрузки, которые восприняли панельные целики, оказались недостаточными для их разрушения, поэтому они задержали развитие обрушения на соседние камеры. Расчеты показывают, что до обрушения в панельных целиках, окружающих район обрушения, действовали сжимающие напряжения порядка 5-6 МПа. С образованием свода давление на панельные целики увеличилось, вследствие чего напряжения в них повысились до 10-11 МПа, что соответствует пяти-шестикратному запасу их прочности на сжатие.

Суммируя опыт трех, проведенных на малых глубинах, промышленных экспериментов по отработке МКЦ, сделаны следующие выводы:

- малая величина гравитационного давления налегающей толщи γH не может инициировать цепную реакцию разрушения МКЦ;
- отсутствие в коре выветривания тектонических напряжений практически исключает боковой зажим налегающей толщи и делает маловероятным зависание кровли;
- при малой выемочной мощности залежей обрушение кровли не вызывает воздушной волны в горных выработках;
- предельный пролет, при котором начинается посадка налегающей толщи на этих глубинах, не превышает 40 м, а консольные зависания кровли могут достигать 20 м;
- активная стадия процесса обрушения налегающей толщи длится 2-4 суток после отбойки МКЦ.

Накопленный в 50-60-х годах прошлого века практический опыт отбойки целиков характеризует геомеханическую обстановку повторной разработки на малых глубинах, как возможную для ведения горных работ из открытого выработанного пространства.

В 80-х годах сотрудниками ИГД НАН РК был предложен вариант технологии повторной разработки Жезказганского месторождения с управляемым самообрушением налегающих пород [63, 64]. Суть технологии сводится к следующему. По почве залежи проходится полевой буро-доставочный горизонт с буровыми заходками под каждый целик. МКЦ обуриваются восходящими скважинами. Самообрушение пород налегающей толщи вызывается отрезкой МКЦ от кровли путем взрывания прикровельных концов вертикальных

скважин. Отбойка МКЦ и торцевой выпуск руды производится только после того, как он окажется в зажиме обрушенными породами.

Данный вариант технологии использовался при повторной разработке панели 25 гор. 260 м шх. 55 по залежи ПС-5-1. Основная часть запасов панели отработана в 1970-1973 гг. и в 1981-1983 гг. Глубина разработки – 153-180 м, высота камер – 15-22 м, залегание пологое, в панели оформлено 106 МКЦ. В 1973 г. произошло обрушение налегающих пород в виде свода в восточной части панели с раздавливанием 20 МКЦ. Под обрушением кроме МКЦ остался неотработанным слой руды мощностью 4-10 м в почве залежи. В 1988-1989 гг. повторная разработка велась в восточной части панели под обрушенными породами (рис. 1.15).

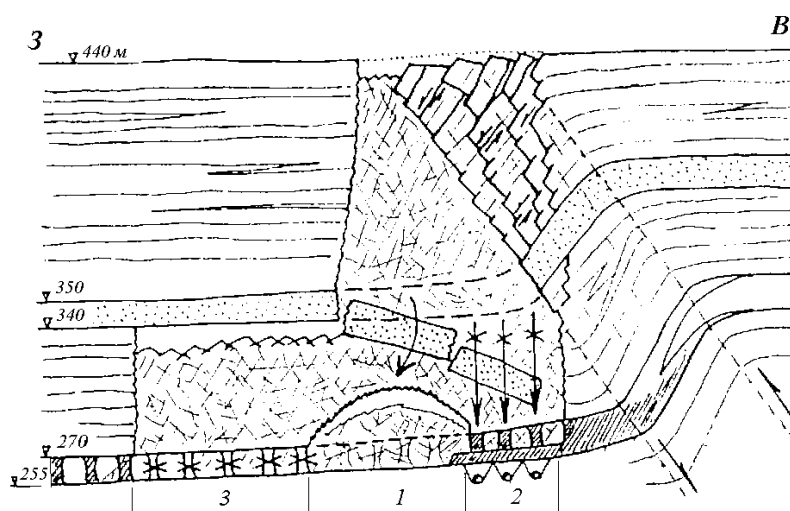


Рисунок 1.15 – Схема повторной разработки панели 25 гор. 260 м шх. 55. Участки: 1 – обрушения 1973 г.; 2 – повторной разработки в восточной части панели; 3 – разрушения МКЦ в 1988 г.

Была осуществлена отрезка от кровли МКЦ 40,41, 54, 55 взрыванием концов скважин с последующим использованием этих же скважин для отбойки руды в указанных целиках. Тем самым выполнено управляемое расширение зоны обрушения и погашение выработанного пространства. В результате этого зона обрушения распространилась практически на всю площадь панели с выходом в 1988 г. на дневную поверхность в виде провала глубиной 5-8 м. Горно-подготовительные работы в западной части панели выполнены в 1991-1992 гг., очистные – в 1996-1998 гг. Под разрушенными МКЦ было пройдено 10 буро-доставочных ортов, из которых повторно добыли 310 тыс.т руды.

Повторная разработка разрушенных МКЦ с полевой подготовкой велась в панелях 7-7а гор.260 м шахты 55 по залежи ПС-3-II [65]. Запасы панелей были отработаны в 1969-1976 гг. и в 1981-1983 гг. Глубина разработки 135-

150 м, высота камер 15-32 м. В панелях оформлено 78 МКЦ. В 1993 г. произошло массовое обрушение налегающей толщи пород на всей площади панелей 7-7а с выходом зоны обрушения на дневную поверхность в виде провала глубины до 20 м. Горнопроходческие работы для повторной разработки были начаты в 1992 г., извлечение запасов руды из МКЦ – в 1995 г. По состоянию на IX. 1998 г. отработано 42 МКЦ (рис. 1.16).

Повторная разработка разрушенных МКЦ с полевой подготовкой велась в панелях 7-7а гор.260 м шахты 55 по залежи ПС-3-II [65]. Запасы панелей были отработаны в 1969-1976 гг. и в 1981-1983 гг. Глубина разработки 135-150 м, высота камер 15-32 м. В панелях оформлено 78 МКЦ. В 1993 г. произошло массовое обрушение налегающей толщи пород на всей площади панелей 7-7а с выходом зоны обрушения на дневную поверхность в виде провала глубины до 20 м. Горнопроходческие работы для повторной разработки были начаты в 1992 г., извлечение запасов руды из МКЦ – в 1995 г. По состоянию на IX. 1998 г. отработано 42 МКЦ (рис. 1.16).

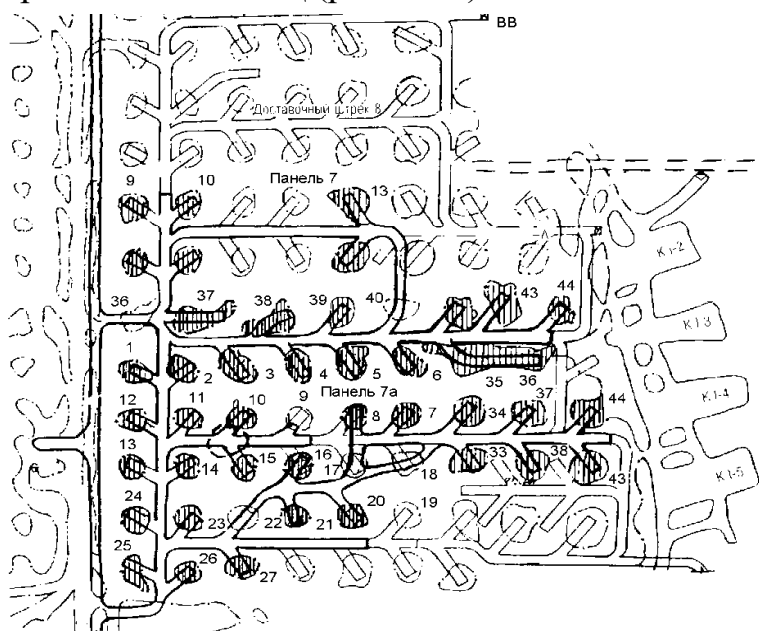


Рисунок. 1.16 – Вариант повторной разработки панелей 7-7а гор. 260 м шх. 55 с полевой подготовкой

Объем полевой подготовки составил 60,5 м³ на 1000 т добытой руды. Достигнутые показатели извлечения руды приведены в таблице 1.9 [66].

Таблица 1.9 – Показатели извлечения руды при повторной разработке с полевой подготовкой [66]

Опытный участок	Запасы			Добыто			Разубо- живание, %	Извле- чение, %
	Руда, тыс.т	Медь		Руда, тыс.т	Медь			
		т	%		т	%		
Панель 25 гор. 260 шх.55	240,0	7680	3,2	310,7	5220	1,68	47,0	68,6
Панель 7-7а гор. 260 шх.55	213,5	4910	2,3	198,2	2596	1,31	43,2	53,1
Пан.целик 4-8 гор. 270 шх.57	78,3	5402	6.9	66.4	3851	5.8	18.3	71.8

Аналогичным образом были извлечены запасы панельного целика между панелями 4 и 8 гор.270 м шахты 57 по залежи Кресто 5-І. Панели 4 и 8 были отработаны в 1967-1979 гг. Глубина разработки 170-190 м, высота камер 12-24 м. Оформлено 54 в панели 4 и 74 МКЦ в панели 8. Обрушение налегающей толщи началось в 1985г. и закончилось в 1990 г. с выходом на дневную поверхность провала глубиной 2 м и распространилась на всю площадь панелей 4 и 8. Панельный целик прорезан в продольном направлении рудным панельным штреком и пятью поперечным просечками на всю высоту целика. Горно-подготовительные работы были выполнены в 1992 г., очистные – в 1993 г. Повторная разработка панельного целика велась со скважинной отбойкой восходящими веерами и торцевым выпуском руды на полевой буро-доставочный штрек, пройденный на 5-7 м ниже рудного контура вдоль его оси. Объем полевой подготовки составил 81,5 м³ на 1000 т добытой руды.

Основные итоги проведенных испытаний повторной разработки из полевых выработок заключаются в следующем:

1. Приобретен (хотя и в небольших масштабах) опыт управляемого погашения выработанного пространства за счет отрезки МКЦ от кровли предварительным взрыванием концов глубоких (до 32 м) скважин.
2. Освоена технология разбуривания и отбойки целиков, находящихся как в обрушенных, так и в не обрушенных зонах.
3. Подтверждена работоспособность, безопасность и надежность технологии повторной разработки столбчатых и ленточных целиков и почвы камер через сеть полевых буровых, погрузочных и доставочных выработок.
4. Потери и разубоживание руды при извлечении МКЦ из под обрушенных пород с полевой подготовкой составляют 35-36%.
5. Большой объем горнопроходческих работ по породе (60-90 м³/1000 т) позволяет данной технологии сохранить рентабельность только при повторной разработке богатых залежей большой мощности с содержанием металла в руде более 2%.

Таким образом, для обеспечения рентабельности повторной разработки залежей средней мощности с рядовыми и бедными рудами требуется менее затрат на геотехнологию. Такой технологией является повторная разработка МКЦ из открытого выработанного пространства с обрушением налегающей толщи. Идея этого способа повторной разработки была предложена Юном Р.Б.[66]. Для того, чтобы определить условия ее реализации, параметры гео-

технологии в различных горно-геологических условиях были проведены специальные исследования.

В настоящее время при разработке руд Жезказганского месторождения системы разработки с закладкой выработанного пространства не применяются [67].

Следует отметить, что при подземной отработке Жезказганского месторождения удельный вес панельно-столбовой системой разработки составляет 85,7%; на долю вариантов системы разработки с обрушением руды и вмещающих налегающих пород приходится 14,3%. Системой разработки с обрушением ведется выемка междукammerных целиков из открытого выработанного пространства (4,5%), а также с выпуском отбитой руды из отрабатываемых целиков на полевые выработки, пройденные в подстилающих породах (7,8%). Системой подэтажного обрушения во флексурных зонах добывается примерно 2% от общего объема подземной добычи руды [68, 69].

Так, в 2008 году панельно-столбовой системой разработки осуществлялась выемка руды в 134 очистных камерах, включая 16 камер на обособленном руднике Жомарт. Системой с обрушением налегающих пород отрабатывалось 29 очистных забоев, в том числе с полевой подготовкой – 8 забоев, с выемкой руды непосредственно из открытого выработанного пространства – 12 забоев, с подэтажным обрушением руды отрабатывалось 4 очистных камеры. Всего отработка Жезказганского месторождения производилась в 181 очистном забое и на 3-х отдельных участках, ведущих отработку охранных целиков старых шахтных полей.

1.4. Технологии вовлечения ранее потерянных запасов бедных руд и техногенного сырья в эксплуатацию

Длительное освоение Жезказганского месторождения привело к скоплению значительного количества ценных компонентов в оставленных некондиционных и неблагоприятных для промышленной разработки участках. Огромные запасы цветных, благородных, редких металлов и рассеянных элементов складированы с отходами добычи, обогащения и металлургического передела. В результате длительной эксплуатации предприятий горно-металлургического комплекса образуются техногенные образования, скопления отходов обогащения, непрерывно продолжающие поступать в хвостохранилища, где уже накоплены миллионы тонн техногенного сырья с высоким содержанием

ценных компонентов. Неизбежным следствием многолетней интенсивной разработки месторождения является количественное и качественное истощение сырьевой базы. Для Жезказганского региона восполнение сырьевой базы – важнейшая социально-экономическая проблема, т.к. сокращение объемов производства неизбежно приведет к потере рабочих мест, что противоречит принятой на предприятии социальной политике.

Поэтому, наряду с рациональным использованием полезных ископаемых недр в виде повторной разработки целиков и отработки забалансовых запасов бедных сульфидных и труднообогатимых смешанных и окисленных руд, особое значение приобретает переработка техногенных образований горнорудного производства, экономический потенциал которых весьма высокий. Многие техногенные образования характеризуются промышленно-значимым содержанием ценных компонентов и расположены в индустриальных зонах с развитой инфраструктурой, что создает предпосылки для организации их полной переработки на предприятиях-производителях металлов.

За всю историю освоения Жезказганского месторождения накоплено в законсервированном хвостохранилище Жезказганской обогатительной фабрики (ЖОФ) ТОО «Корпорация Казахмыс» с 1963 по 2015 г.г. накоплено хвостов обогащения в объеме 1000 млн. тонн со средним содержанием меди 0,12%.

Отходы обогатительного производства, представляя собой крупный резерв сырья для извлечения полезных компонентов, одновременно являются очагами регионального загрязнения окружающей среды.

Для извлечения меди из медьсодержащего сырья все большее применение находят технологические схемы, основанные на различных методах выщелачивания.

Известные технологии обогащения окисленных и смешанных руд основаны на сульфидизации окисленных минералов меди и флотация их сульфидрильными собирателями совместно (коллективная флотация) или отдельно (селективная флотация) с сульфидами [70-73]. Сложность обогащения смешанных руд обусловлена также непостоянством состава руд, каолинизацией и серитизацией вмещающих пород и различием флотационных свойств разных минералов меди.

На горнодобывающих предприятиях зачастую накапливается значительное количество труднообогатимых окисленных и смешанных медных руд, флотационное обогащение которых неэффективно [74]. Большие перспективы

в решении этой проблемы кроются в возможности вовлечения в разработку техногенных отходов обоганительного производства, которое становится возможным по мере развития технологии их переработки.

Актуальным также является вопрос о проведении комплексных исследований по изысканию возможностей использования техногенных отходов обогащения руд в качестве закладки выработанного пространства. Это связано с необходимостью охраны объектов на земной поверхности от сдвижения, которое происходит при извлечении целиков. Рассмотрение данных вопросов в комплексе позволит реализовать в рамках горнотехнической системы стратегию комплексного освоения с повышением полноты использования имеющихся георесурсов и возобновлением выбывающих.

Регионообразующая и стратегическая роли Жезказганского месторождения в экономике Республики Казахстан не позволяют даже предположить возможность приостановки горных работ, поэтому основной задачей является выбор оптимальной для усложнившихся горнотехнических и геомеханических условий технологии ведения горных работ [75].

В качестве первого шага принято принципиально новое решение о переходе от долговременного поддержания открытых выработанных пространств к их погашению [1]. Наряду с этим было предложено:

- вести отработку оставшихся балансовых запасов камерно-столбовой системой разработки с формированием барьерных и междуканальных целиков и параллельным ведением горных работ по выемке МКЦ (повторная разработка, возврат из потерь) в действующих и ранее отработанных панелях;
- систематически осуществлять погашение пустот на старых ослабленных площадях путем управляемого обрушения налегающих пород;
- производить погашение пустот на площадях с ответственными сооружениями на поверхности путем гидрозакладки выработанного пространства хвостами обогащения руд.

Повторную разработку целиков было предложено осуществлять двумя технологиями:

- в панелях с устойчивыми МКЦ и вынимаемой мощностью рудных тел до 10 м – из открытого очистного пространства в соответствии с техническими возможностями управления кровлей;
- на обрушенных участках – с полевой подготовкой. Это, с одной стороны, более безопасный, с другой стороны, более дорогой (за счет больших затрат

на проходку полевых выработок под отработанными залежами) способ погашения пустот. Данная технология хорошо зарекомендовала себя на обрушенных участках при возврате руды из потерь из разрушенных МКЦ. Однако, она экономически оправдана только на богатых залежах большой мощности с большими площадями МКЦ.

В соответствии с согласованной с Комитетом ГГТН РК и утвержденной Правительством РК «Концепцией дальней эффективной и безопасной разработки Жезказганского месторождения в усложнившихся горнотехнических и геомеханических условиях» [1] повторная разработка с обрушением налегающих пород должна была стать основным способом снижения геомеханической нагрузки на массив. Однако, в процессе ее применения вскрылся ряд объективных причин, которые существенно ограничивают применения этой технологии:

1. Повторную разработку необходимо начинать в нисходящем порядке с ослабленных участков и районов. При этом необходимо иметь ввиду, что многоярусное расположение пустот, малые мощности междупластий, наличие ослабленных участков на нижних залежах затрудняет ведение работ в подработанном налегающем массиве.
2. Повторную разработку возможно вести только там, где кровля может контролироваться техническими средствами, т.е. в выработках высотой не более 10 м.
3. Повторная разработка с полевой подготовкой – наиболее безопасный способ погашения, но в тех случаях, где при многоярусной отработке оставлены породные междупластья мощностью 6-12 м, полевая подготовка будет невозможна. Если же отрабатывать с полевой подготовкой только нижнюю залежь, то это приведет к массовому площадному обрушению налегающих пород.
4. Повторную разработку нельзя вести в блоках, находящихся под застроенной территорией. Поскольку при составлении технического проекта на отработку Жезказганского месторождения в 1947 г. генеральным проектировщиком – институтом Гипроцветмет было выполнено указание союзного руководства о максимальном приближении населенных пунктов к рудничной площадке, значительная часть запасов руды оказалась под территорией, застроенной жилыми и промышленными объектами различной степени охраны. Это необходимо учитывать при выборе технологии повторной отработки месторождения.

5. Повторную разработку обширных площадных залежей провоцирует цепную реакция разрушения МКЦ по принципу «домино». Это предопределяет особые требования к надежности геомеханического обоснования технологических решений.

За период реализации данной концепции 1996-2010 г.г. с применением повторной отработки было добыто 20,0 млн т руды и погашено свыше 18,0 млн м³ пустот. Однако, несмотря на большой масштаб, доля повторной отработки в общем объеме погашенных пустот составила в разные годы только 4-6% [75].

Таким образом, в сложившихся геомеханических условиях Жезказганского месторождения погашение пустот только повторной разработкой из открытого выработанного пространства достигло максимума своих возможностей.

Дальнейшее погашение пустот повторной выемкой МКЦ различными способами возможно только с полевой подготовкой или в сочетании с закладкой выработанного пространства ослабленных участков, что позволит не только стабилизировать геомеханическую ситуацию на месторождении, но и продлит жизнь рудников за счет дополнительного извлечения ценных компонентов при повторной разработке МКЦ и доработке запасов вблизи ослабленных районов, в том числе с применением систем разработки с гидравлической закладкой выработанного пространства на основе обезвоженных хвостов обогащения руд.

Наиболее приемлемым материалом для гидрозакладки выработанных пространств (пустот) ослабленных участков являются отвальные хвосты флотации, т.к. они позволяют применять трубопроводный транспорт и не требуют значительных затрат на подготовку инертных материалов к закладке. На Жезказганском месторождении основные объемы отвальных хвостов флотации размещены в хвостохранилище обогатительных фабрик №1,2, отдаленном от рудников на расстоянии около 30 км. Для их использования необходимо применение двойного сгущения, формирование системы гидротранспорта (строительство пульпопровода длиной 30 км и нескольких перекачных станций) и строительство закладочных комплексов. Стабилизирующая роль закладки определяется двумя факторами:

- возникновением горизонтального бокового подпора МКЦ закладочным массивом, что повышает устойчивость целиков и приостанавливает процесс их разрушения (рис. 1.17);

- закладка пустот ограничивает мощность зоны обрушения и, в итоге, процесс обрушения носит затухающий характер.

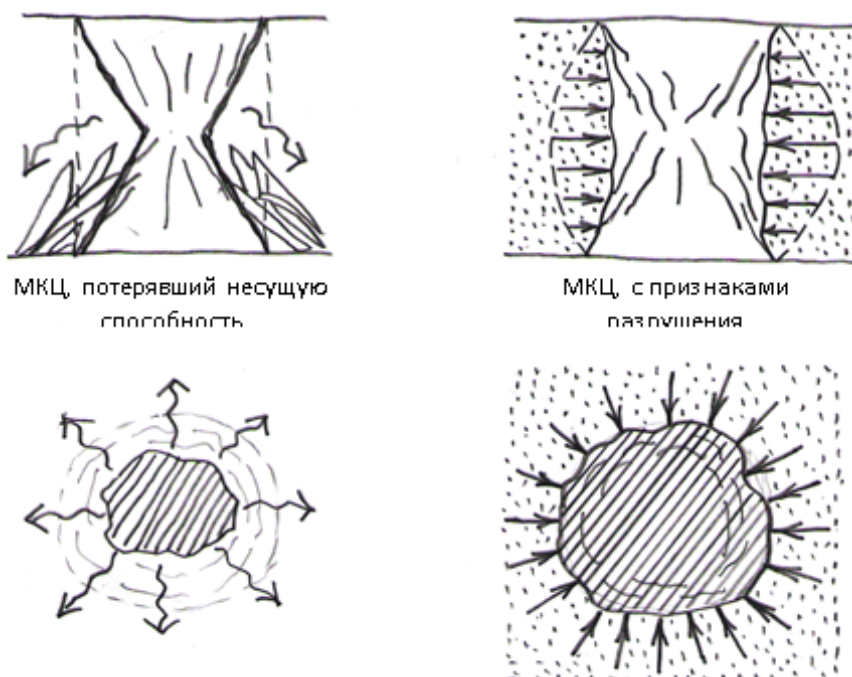


Рисунок 1.17 – Влияние закладки выработанного пространства на устойчивость МКЦ: разрушение целика без закладки (а) и сохранение устойчивости при заполнении выработанного пространства гидросмесью.

Наблюдение за состоянием целиков и налегающего подработанного горного массива и поверхности показали, что на участках, где выработанное пространство было заполнено закладочной смесью, разрушение МКЦ и сдвигание земной поверхности остановлено. Обследованием состояния целиков на больших площадях установлено, что внедрение технологии закладки является реальной мерой, способной предотвратить развитие площадных обрушений. При этом происходит только плавное оседание земной поверхности в пролете между барьерными целиками по схеме, представленной на рис. 1.18.

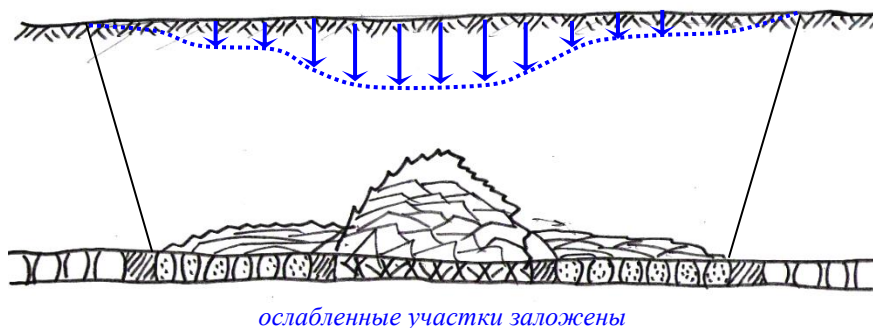


Рисунок 1.18 – Формирование плавных оседаний земной поверхности над отработанными участками с заполнением выработанного пространства гидрозакладкой

Обследование массива на ослабленных участках залежей, где технология закладки не применялась, свидетельствует о том, что обрушение налегающей толщи развивается с формированием мульды сдвижения вплоть до образования провала на земной поверхности. На заложенных участках обрушение быстро затухает по высоте за счет забутовки (рис. 1.19).

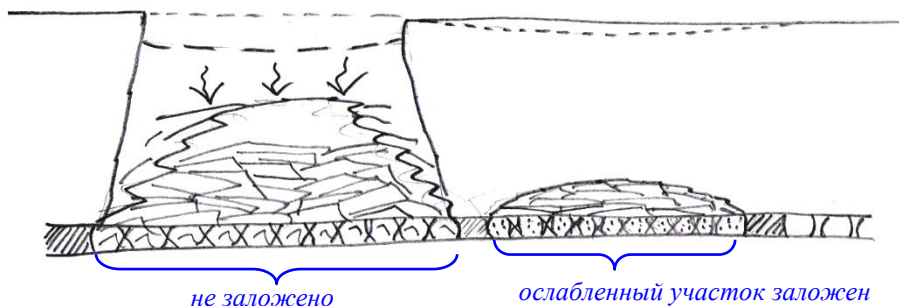


Рисунок 1.19 – Формирование процессов сдвижения в горном массиве над незаложенными камерами и заполненными гидрозакладкой

В качестве закладочного материала для ПО «ЖЦМ» рекомендованы к использованию:

- лежалые хвосты хвостохранилища обогатительной фабрики №3. Для этого потребуются разработка технологии их репульпации, проектирование, строительство перекачных станций и закладочных комплексов;
- текущие хвосты обогатительных фабрик № 1, 2. Для их использования необходимо применение двойного сгущения, формирование системы гидротранспорта (строительство пульпопровода длиной 30 км и нескольких перекачных станций) и строительство закладочных комплексов.

Использование отходов добычи и переработки руд для закладки выработанного пространства имеет не только экономические, но и социальные последствия. Сокращение объемов складированных отходов на поверхности влечет:

- снижение затрат на складирование и хранение отходов горного и обогатительного производств;
- уменьшение негативного воздействия горных работ на экологию региона за счет исключения миграции элементов в окружающую среду вследствие природного выщелачивания, сегрегации и седиментации, выветривания, эрозии, пыления, оседания, обрушения и др;
- стабилизацию геомеханической ситуации на месторождении и повышение устойчивости целиков.

Таким образом, стабилизация геомеханической ситуации в регионе позволяет решить не только вопросы совершенствования геотехнологии, но и оказывает положительное влияние на состояние окружающей среды за счет минимизации деформаций подработанного горного массива и земной поверхности и утилизации конечных отходов горно-обогачительного производства в выработанном пространстве недр Земли. Решение указанных задач будет способствовать продлению срока жизнедеятельности крупнейшего градообразующего предприятия Казахстана, сохранению рабочих мест, обеспечению безопасной эксплуатации инженерных и жилых зданий, сооружений, коммуникаций, улучшению экологической обстановки.

Для решения этой проблемы необходимо провести ревизию запасов с выделением рудных участков, перспективных для отработки с применением технологии закладки и для повторной выемки МКЦ различными вариантами систем разработки с обрушением руды, возможно с применением методов рудничной сепарации. Необходимо также оценить возможность отработки части запасов методами скважинного или шахтного выщелачивания. Самостоятельной ревизии должны быть подвергнуты хвосты обогащения руд. В случае промышленного содержания в них ценных компонентов, перед утилизацией необходимо определить технологию выщелачивания, и только после этого хвосты могут быть направлены в закладку с добавлением, либо без добавления вяжущего. Бедные хвосты могут быть использованы в гидрозакладке без дополнительной подготовки. Многовариантность технологических решений предопределяет необходимость выбора наиболее перспективных подходов.

1.5. Обобщение технико-технологических решений по повышению полноты и комплексности использования многокомпонентных руд и техногенного сырья

Стратегия освоения Жезказганского месторождения на современной стадии развития горных работ должна базироваться не на решении сиюминутных потребностей предприятия, а на проектировании устойчивой экологически сбалансированной горнотехнической системы, обеспечивающей добычу и переработку оставшихся природных и техногенных минеральных ресурсов. В основе этой горнотехнической системы должен лежать полный цикл экологически сбалансированного комплексного освоения недр [76, 77], который предусматривает не только добычу и обогащение руд, но и глубокую переработку природного и техногенного сырья (некондиционных руд, складированных до настоящего времени в отвалах; отходов обогащения и др.) с обязательной

утилизацией всех вновь образующихся конечных отходов в выработанных пространствах карьеров и подземных рудников.

Проектирование геотехнологий, основанное на принципах устойчивого развития, предусматривает реализацию принципов экономичности, технологичности, ресурсосбережения и поддержания экологической и социальной стабильности [2]. В соответствии с этим, проектирование, формирование и функционирование горнотехнических систем на принципах устойчивого развития в течение всего жизненного цикла функционирования горнотехнической системы должно включать следующие критерии:

- минимизация или исключение выделения опасных или загрязняющих веществ в биосферу сверх их ассимилирующей способности;
- исключение образования отходов добычи и переработки руд путем реализации полного геотехнологического цикла освоения месторождений;
- исключение необратимых неблагоприятных воздействий на экосистемы, биогеохимические и гидрогеологические циклы;
- многофункциональность системы и (или) многократность ее эксплуатации на осваиваемом участке недр с приданием георесурсам новых полезных качеств;
- экономическая эффективность с достижением требуемых технико-экономических показателей.

В горнотехнической системе и слагающих ее подсистемах обязательно производятся действия по техногенному преобразованию недр и вещества недр, либо обеспечиваются условия промышленно безопасного и надежного выполнения этих действий (не обязательно в недрах Земли), в результате формируются твердые, жидкие и газообразные основные потоки [77]. Эти потоки призваны обеспечить эффективное функционирование горнотехнической системы, которая включает все технологические подсистемы, начиная с разведки участка недр и заканчивая получением первой товарной продукции и утилизацией отходов, формируемых в ходе ее производства. При этом важное место отводится рациональному использованию выработанных пространств в недрах Земли [78]. В соответствии с этим, горнотехническая система включает подсистемы с различным функциональным назначением.

При проектировании горнотехнических систем необходимо стремиться к достижению устойчивого, длительного и экологически сбалансированного их функционирования, поскольку полный, замкнутый цикл реализации того или иного процесса – само условие длительного сбалансированного функционирования любой природной системы.

В этой связи, при проектировании необходимо формировать горнотехнические системы, в пределах которых может быть организован замкнутый оборот минерального вещества. Для этого полный цикл комплексного освоения недр должен включать не только добычу и обогащение руд, но и глубокую переработку техногенного сырья (некондиционных руд, складируемых до настоящего времени в отвалах, хвостов обогащения и прочих) отходов с обязательной утилизацией всех отходов в выработанном пространстве карьеров и шахт. Это позволит обеспечить: максимально полное извлечение полезных ископаемых из недр, а также существенное улучшение среды обитания человека, ввиду исключения складирования отходов на поверхности земли, ликвидации оставляемых в недрах пустот и сохранения сплошности налегающей толщи пород и поверхности.

Согласно современным представлениям об эксплуатации земных недр, комплексное экологически сбалансированное освоение недр предусматривает не только полноту использования добытого сырья, но и широкий спектр проблем, связанных с эксплуатацией всех георесурсов. Комплексное освоение недр представляет собой систему взаимодополняющих действий, обеспечивающих полное хозяйственное использование всего извлеченного из литосферы вещества и всего пространственного ресурса, образованного при этом в неизвлечённом веществе литосферы [79].

Особую значимость и актуальность представляет вопрос разработки стратегии комплексного освоения Жезказганского месторождения на основе повышения социально-экономической эффективности использования георесурсов путем внедрения новых технологий добычи и переработки сырья с активной утилизацией отходов производства.

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 [77].

Освоение недр в каждом случае должно предполагать их сохранение, как источника важнейшей части национального природного богатства и главного природоорганизующего компонента в соблюдении экологического равновесия. Поэтому цель геотехнологии состоит в постоянном воспроизводстве этого природного богатства и условий экологического равновесия путем придания

недрам технологическими и иными средствами новых полезных качеств в процессе их преобразования.

При выборе стратегии устойчивого развития горнотехнических систем важным критерием их проектирования должно являться воздействие горного производства на окружающую среду, что определяет необходимость внесения соответствующих изменений в нормы технологического проектирования.

Учитывая зависимость экономического эффекта реализации комбинированных геотехнологий от степени использования ресурсного потенциала осваиваемого участка недр, требования к разработке технологических схем комплексного освоения природных месторождений и сопутствующих техногенных образований должны базироваться на следующих принципах [77]:

- выбор параметров комбинированных физико-технических и физико-химических геотехнологий с использованием имитационного геотехнологического моделирования должен производиться на базе адекватной геоинформационной модели осваиваемого участка недр, отражающей не только параметры залежей балансовых руд, очерченных по контуру пробуренных скважин, но и условия формирования сопутствующих разработке техногенных месторождений;
- выбор рациональной технологической схемы комплексного освоения рудного месторождения комбинированной физико-технической и физико-химической геотехнологией должен производиться с учетом последовательности и режимов освоения природных и техногенных месторождений различными технологиями в едином технологическом пространстве карьера, подземного рудника и сформированных хранилищ отходов;
- комбинированная физико-техническая и физико-химическая геотехнология освоения природного и формирования техногенного месторождения должна осуществляться в рамках единого комплексного проекта;
- освоение месторождений в едином технологическом пространстве должно осуществляться на основе рационального сочетания технологических процессов открытых, подземных работ и физико-химических методов добычи и переработки руды и техногенного сырья;
- необходимо формирование комплексных схем транспортирования извлекаемого природного и техногенного минерального сырья с совместным использованием открытых и подземных выработок;

- формирование в ходе совместного ведения горных работ физико-техническими и физико-химическими методами предполагает разработку комплексных схем прямых минерально-сырьевых и обратных технологических потоков заданного качества с решением вопросов их переработки для получения товарной продукции, ранее не свойственной горному предприятию, с требуемой экономической эффективностью;
- требуется учет изменений внешнеэкономических условий, в частности, динамики спроса и конъюнктуры цен на извлекаемые металлы для оперативного реагирования на изменение спроса путем обоснованного выбора способов управления минерально-сырьевыми потоками и параметров технологий;
- обязательным является использование конечных отходов физико-химической геотехнологии в качестве сырья для производства закладочных смесей для заполнения выработанных пространств;
- приоритет обеспечения необходимого качества добываемого сырья при формировании горнотехнических систем предусматривает выбор таких технологий разработки, при которых дифференцирование запасов месторождения и объемов техногенного сырья по содержанию полезных компонентов в массиве и принятый порядок их поэтапного освоения во времени и в пространстве позволяет оптимизировать качественные характеристики минерально-сырьевых потоков, поступающих на переработку.

Решение проблемы освоения месторождений Жезгазганского региона представляется возможным на основе синтеза различных геотехнологий при сочетании на осваиваемых участках недр физико-технических и физико-химических процессов добычи и глубокой переработки природного и техногенного минерального сырья [80-82]. Это:

- сочетание технологии выемки целиков на ранее отработанных камерно-столбовой системой разработки участках с погашением выработанного пространства обрушением налегающей толщи с технологией закладки ослабленных участков залежей, что позволит стабилизировать геомеханическую ситуацию на месторождении и продлить срок действия рудников;
- комбинация систем разработки с самообрушением руды при добыче рудной массы из ранее обрушенных зон с технологией рудничной радиометрической сепарации руд с последующим использованием отходов сепарации в закладке накопленных пустот;

- вовлечение в эксплуатацию бедного природного и техногенного сырья с использованием комбинированных физико-технических и физико-химических геотехнологий, что позволит существенно продлить срок службы предприятий, восполняя выбывающие производственные мощности по балансовым рудам при росте качественных показателей использования минеральных ресурсов недр. Возможность маневрирования интенсивностью эксплуатации природных и техногенных минеральных ресурсов позволит поддерживать уровень экономической эффективности предприятия при более низких темпах разработки балансовых запасов;

- оптимизация логистической схема подземных рудников путем качественного изменения схемы транспортирования рудной массы;

- разработка системы управления объемами и качеством не только прямых потоков добываемой рудной массы и товарной продукции, но и возвратных в недра Земли потоков минерального вещества в виде технологических вод, закладочной смеси, безрудной породной массы. Именно закладка выработанных пространств отходами добычи и переработки руд позволяет говорить о реализации полного устойчивого экологически сбалансированного цикла освоения недр;

- разработка технологии комплексного использования природного и техногенного сырья с сочетанием наиболее эффективных процессов добычи, обогащения, гидрометаллургического передела (выщелачивания) для наиболее полного извлечения из недр и минерального сырья всех ценных компонентов.

Для снижения себестоимости выпускаемой продукции, а также расходов на транспортировку текущих отходов целесообразно рассмотреть возможность размещения обогатительного и металлургического переделов в непосредственной близости от места ведения очистных работ, т.е. в выработках подземных рудников. С одной стороны, это потребует разработки и внедрения новых технологий переработки добытой руды с извлечением не только катодной меди высокой чистоты, но и широкого спектра цветных, благородных и редких металлов. С другой стороны, это позволит сократить затраты на транспортирование больших объемов бедных руд, отходов их добычи и переработки и будет способствовать минимизации объемов накопления отходов на земной поверхности за счет использования текущих хвостов переделов руд для приготовления закладочного материала. Этот аспект имеет важное не только техническое, но и социальное значение, т.к. сокращение объемов скла-

дируемых отходов на поверхности приводит к снижению последствий негативных природных процессов, связанных со складированием и хранением отходов горного и обоганительного производств, исключив при этом миграцию элементов в окружающую среду вследствие природного выщелачивания, сегрегации и седиментации, выветривания, эрозии, пыления, оседания, обрушения и др. Как следствие, произойдет снижение негативного воздействия горных работ на экологию региона.

Разработка инновационных технологий добычи и переработки всех видов природного и техногенного медьсодержащего сырья позволит:

- восполнить сырьевую базу;
- увеличить полноту выемки запасов из недр, наиболее комплексно и рационально использовать минеральное сырье;
- обеспечить рентабельность выпуска катодной меди;
- 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.

Кроме того, комплексного вовлечения в эксплуатацию бедных сульфидных и смешанных руд, окисленных руд, руд из зон обрушения, текущего и лежалого техногенного сырья с применением сочетания усовершенствованных физико-технических и физико-химических процессов добычи и переработки с получением грубого промпродукта для его последующего гидрометаллургического передела с извлечением всех ценных компонентов в условиях подземного рудника с совместным решением вопросов утилизации конечных отходов, отвечает мировым тенденциям развития горной науки и производства.

Таким образом, компенсация выбывающих мощностей действующих рудников Жезказганского месторождения возможна только за счет комплексного вовлечения в эксплуатацию всех видов медьсодержащего сырья сочетанием усовершенствованных физико-технических и физико-химических процессов добычи и переработки с последующим гидрометаллургическим переделом отходов и промышленных продуктов физико-химическими технологиями с целью извлечения всех ценных компонентов, преимущественно в условиях подземного рудника. Комплексный подход к формированию стратегии дальнейшего освоения Жезказганского месторождения позволит решить не только технические и технологические, но и социальные проблемы региона,

выполняя в этом случае роль инструмента повышения социальной ответственности бизнеса.

1.6. Задачи и методы исследований

Параметры горнотехнической системы, обеспечивающей восполнение мощностей на длительную перспективу за счет эффективного вовлечения в эксплуатацию всех типов медьсодержащего сырья, необходимо определять с позиций требований гидрометаллургического передела. Структуру производственной мощности рудника для обеспечения выполнения задания по товарной продукции необходимо формировать с учетом специфики условий разработки и вещественного состава всех типов минерального сырья, вовлекаемого в эксплуатацию на стадии доработки балансовых запасов. Для того, чтобы определить требования к горнотехнической системе экологически сбалансированной доработки Жезказганского месторождения и ее параметрам с позиций гидрометаллургического передела были проведены исследования соответствующих процессов.

Задачи исследования заключаются в следующем:

- ревизия и систематизация запасов природного и техногенного сырья на стадии доработки Жезказганского месторождения с учетом особенностей вещественного состава, условий образования и залегания;
- анализ и обоснование направлений совершенствования технологий добычи и переработки руд и техногенного сырья Жезказганского месторождения медных руд;
- обоснование направлений утилизации техногенного сырья в экологически сбалансированном цикле комплексного освоения Жезказганского месторождения;
- развитие теоретических основ проектирования геотехнологических параметров комплексного освоения крупного пологопадающего рудного месторождения;
- разработка новой структуры и обоснование параметров горнотехнической системы добычи и переработки медьсодержащего сырья Жезказганского месторождения;
- разработка новой логистической схемы рудников;
- обоснование стратегии продления сроков эксплуатации Жезказганского месторождения и разработка технологических рекомендаций по повышению

полноты и комплексности использования природного и техногенного минерального сырья;

- разработка технологических рекомендаций по совершенствованию технологии и параметров комплексного освоения Жезказганского месторождения на стадии доработки запасов и оценка их социально-экономической эффективности.

Методы исследований

В работе использован комплексный метод исследований, включающий обобщение опыта разработки мощных пологопадающих месторождений и технологий переработки бедного медьсодержащего природного и техногенного сырья, анализ структурных характеристик природных и техногенных массивов и условий образования и складирования отходов в ходе разработки Жезказганского месторождения, геолого-минералогические исследования и химический анализ бедных сульфидных и смешанных руд, окисленных руд, руд из зон обрушения текущего и лежалого техногенного сырья, исследования геомеханического состояния горного массива и устойчивости целиков, физическое моделирование геомеханических процессов на моделях из эквивалентных материалов, натурные наблюдения, аналитические расчеты параметров систем разработки, лабораторные и опытно-промышленные исследования режимов, параметров и показателей переработки бедного природного и техногенного медьсодержащего сырья, экономико-математическое моделирование, технико-экономическую оценку, статистическую обработку результатов исследований.

2. РАЗВИТИЕ ТЕОРЕТИЧЕСКИХ ОСНОВ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА СТАДИИ ДОРАБОТКИ БАЛАНСОВЫХ ЗАПАСОВ

2.1. Понятия и структура экологически сбалансированного цикла комплексного освоения месторождений многокомпонентных руд

Переход к сбалансированному развитию общества возможен, во многом, благодаря реализации в промышленности концепции «экологически осознанного управления», которая должна учитывать следующие аспекты:

- экологический – предполагает минимизацию негативных последствий использования природных ресурсов с точки зрения нагрузки на окружающую природную среду;
- социальный – предусматривает обеспечение легитимности деятельности предприятия со стороны различных общественных групп, включая организации, которые занимаются охраной окружающей среды, а также соблюдение критериев социальной ответственности бизнеса в отношении регионов присутствия;
- политический – предполагает выполнение предприятием законодательных актов в области сохранения окружающей природной среды и природопользования;
- рыночный – связан с постоянным возрастанием расходов на санацию и ликвидацию последствий деятельности производственных предприятий с изменениями требований к выпускаемой продукции и учетом ее безопасности для окружающей природной среды.

Представление о производственном, в частности, горнодобывающем предприятии, как экологической субсистеме, связано с его рассмотрением, в первую очередь, в виде составляющего элемента природного кругооборота.

В качестве основных целей функционирования и развития предприятия, как устойчивой экологической субсистемы, следует назвать:

- рациональное использование ресурсов (получение на входе в субсистему экологически проверенных ресурсов и их экономное расходование);
- ограничение объемов негативного влияния на окружающую природную среду (предотвращение или уменьшение утечки вредных веществ в окружающую природную среду на выходе из субсистемы);

- сокращение отходов (снижение их количества, переработка и повторное использование, перевод в связанное химически неактивное состояние);
- снижение риска (уменьшение потенциальных экологических опасностей на выходе из субсистемы, или снижение размера их последствий);
- производство экологически чистой продукции.

Следует отметить, что в настоящее время в России и странах СНГ реальное экологически осознанное управление горнопромышленным комплексом практически отсутствует, а борьба за сохранение окружающей среды базируется в основном на проведении непрерывного экологического мониторинга, констатирующего соблюдение или несоблюдение предприятием на том или ином этапе производственного процесса требований экологических норм и промсанитарии, основанных на принципах нормирования концентраций загрязняющих веществ по ПДК. Таким образом, техногенное воздействие человека приводит к нарушению экологического баланса – равновесия между потреблением и восстановлением природных ресурсов, между процессами нарушения и восстановления нормальной экологической обстановки. Социальные последствия подобного хозяйствования – формирование в зонах техногенного воздействия новой, зачастую небезопасной для жизни человека среды обитания.

Скорость восстановительных природных процессов несопоставимо низка по сравнению с интенсивностью воздействия геотехнологий на природу. Поэтому реализация поставленных целей возможна путем разработки и внедрения экологически сбалансированного цикла производства, под которым понимается экологически устойчивая цепочка производственных процессов, способная обеспечить:

- слаженность функционирования системы на всех его этапах;
- снижение экологической нагрузки на окружающую среду;
- сохранение экологического баланса в окружающей среде с обеспечением возможности её самовосстановления;
- равновесие между процессами нарушения и восстановления экологической обстановки в окружающей природной и техногенной среде.

В основу разработки экологически сбалансированного цикла комплексного освоения месторождений полезных ископаемых положены разработанные основные принципы концепции экологически сбалансированного цикла

комплексного освоения и сохранения недр Земли в ходе разработки месторождений полезных ископаемых [83].

Интенсивный рост объемов производства минерального сырья, характерный для прошлого столетия и продолжающийся в настоящее время, связан с интенсивной отработкой в прошлом и текущем столетии наиболее доступных, богатых и благоприятных для освоения запасов месторождений полезных ископаемых. Следствием этого явилось качественное ухудшение остающихся в распоряжении общества разведанных запасов минерального сырья и других ресурсов недр. Одновременно с этим в отходах производства, складированных преимущественно на поверхности, скопилось большое количество ценных компонентов. Зачастую, такие хранилища по праву можно называть техногенными образованиями: по масштабам накопления и содержанию ценных компонентов они сопоставимы с перспективными природными месторождениями. Именно поэтому при разработке проектов реконструкции и технического перевооружения горных предприятий необходимо предусматривать возможность расширения минерально-сырьевой базы за счет вовлечения этих образований в эксплуатацию.

Таким образом, наступил момент, когда к разработке проектов на освоение природных месторождений необходимо подходить с точки зрения комплексного использования всех вовлекаемых в эксплуатацию георесурсов (природного и техногенного минерального сырья, выработанных пространств и техногенных ландшафтов, тепла земных недр и различных иных техногенных образований и ресурсов).

Развитие теории проектирования горнотехнических систем предполагает не только эволюцию представлений о недрах как о совокупности месторождений полезных ископаемых различной ценности, но и формирование современного понимания недр, на которое повлияли следующие факторы:

- увеличение комплексности геологического изучения недр в связи с ростом потребностей общества не просто в различном минеральном сырье, но в ресурсах земных недр в целом;
- установление роли недр в формировании условий жизнедеятельности на Земле как источника не только минерального сырья, но и других георесурсов, необходимых для существования и развития флоры и фауны на земной поверхности для бытовой и хозяйственной деятельности общества;

- установление зависимостей условий жизнедеятельности в регионе промышленного или хозяйственного освоения недр от объемов и технологий горного производства.

Современная концепция теории проектирования комплексного освоения недр предусматривает [83]:

- представление недр Земли как места сосредоточения генетически и пространственно взаимосвязанных георесурсов разнообразных видов, качества и назначения;
- замена традиционного представления об исчерпаемости недр на признание за ними, как за многофункциональным георесурсом, возможности использования новых полезных качеств по мере расширения потребностей общества и развития технического прогресса;
- отказ от представления горных технологий только как способа добычи полезных ископаемых и извлечения ценных компонентов из добытого сырья и переход к воспроизводству и комплексному использованию всех видов доступных георесурсов;
- переход от фрагментарного изучения горных объектов и процессов к установлению закономерностей взаимодействия природных и техногенных гео- и горнотехнических систем;
- переход от использования недр к их сохранению в ходе комплексного освоения месторождений с воссозданием и увеличением их полезных свойств.

Промышленная добыча полезных ископаемых, особенно без соблюдения мер по восстановлению и сохранению земных недр, нарушает сплошность и равновесное состояние литосферы Земли, приводит к изменениям потоков вод и газов, деформациям и смещениям поверхности, нарушениям сплошности и провалам, отрицательно влияет на состояние окружающей среды, способствуя ее деградации. Осознание степени влияния геотехнологий на формирование, состояние и развитие всего живого на Земле повлекло за собой изменение представлений о функциях недр Земли в целом, а также о недрах, как объекте биологической жизни на Земле, с комплексной оценкой воздействия геотехнологий на состояние литосферы, атмосферы и гидросферы.

Проектирование комплексного освоения месторождений полезных ископаемых – это область человеческой деятельности и знаний, предусматривающая с одной стороны, полное использование всех осваиваемых георесурсов;

с другой - рациональное сочетание различных способов добычи, обеспечивающих максимально возможный совокупный эффект от вовлечения ресурсов недр в промышленную эксплуатацию.

Таким образом, под экологически сбалансированным циклом комплексного освоения месторождений полезных ископаемых понимается определенная последовательность повторяющихся технологических операций по освоению участка недр, в которой каждая составляющая технологических процессов извлечения полезных ископаемых из недр и ценных компонентов из минерального вещества сбалансирована по качественно-количественным показателям с характеристиками природной среды и параметрами техногенно-изменяемых земных недр [83]. При этом любое техногенное преобразование недр должно обеспечивать сохранение их саморегулирующих и самовоспроизводящих функций.

Структура экологически сбалансированного цикла комплексного освоения месторождений полезных ископаемых предусматривает рациональное сочетание технологий (рис. 2.1): разработки месторождения с наиболее полным извлечением полезных ископаемых из недр Земли; комплексной переработки добытых полезных ископаемых с наиболее полным извлечением из них всех ценных компонентов; использования отходов добычи и переработки минерального сырья для комплексного и максимально полного использования всех георесурсов и утилизации отходов горно-перерабатывающих производств, преимущественно в выработанных пространствах недр Земли.

По результатам эксплуатационной разведки, промышленные запасы Жезказганского месторождения подразделяются на следующие группы, в зависимости от вещественного состава, условий образования и залегания: балансовые сульфидные руды; бедные сульфидные руды; смешанные руды; окисленные руды; природно-техногенные сульфидные и смешанные руды в зонах обрушения, руды в целиках различной степени нарушенности, техногенное минеральное сырьё, представленное отходами обогащения и окисленными рудами в отвалах.

Проведение технологического опробования руд необходимо для выбора рациональной горнотехнической системы на основе сочетания процессов физико-технических и физико-химических геотехнологий извлечения полезных ископаемых из недр и ценных компонентов из добытого сырья.

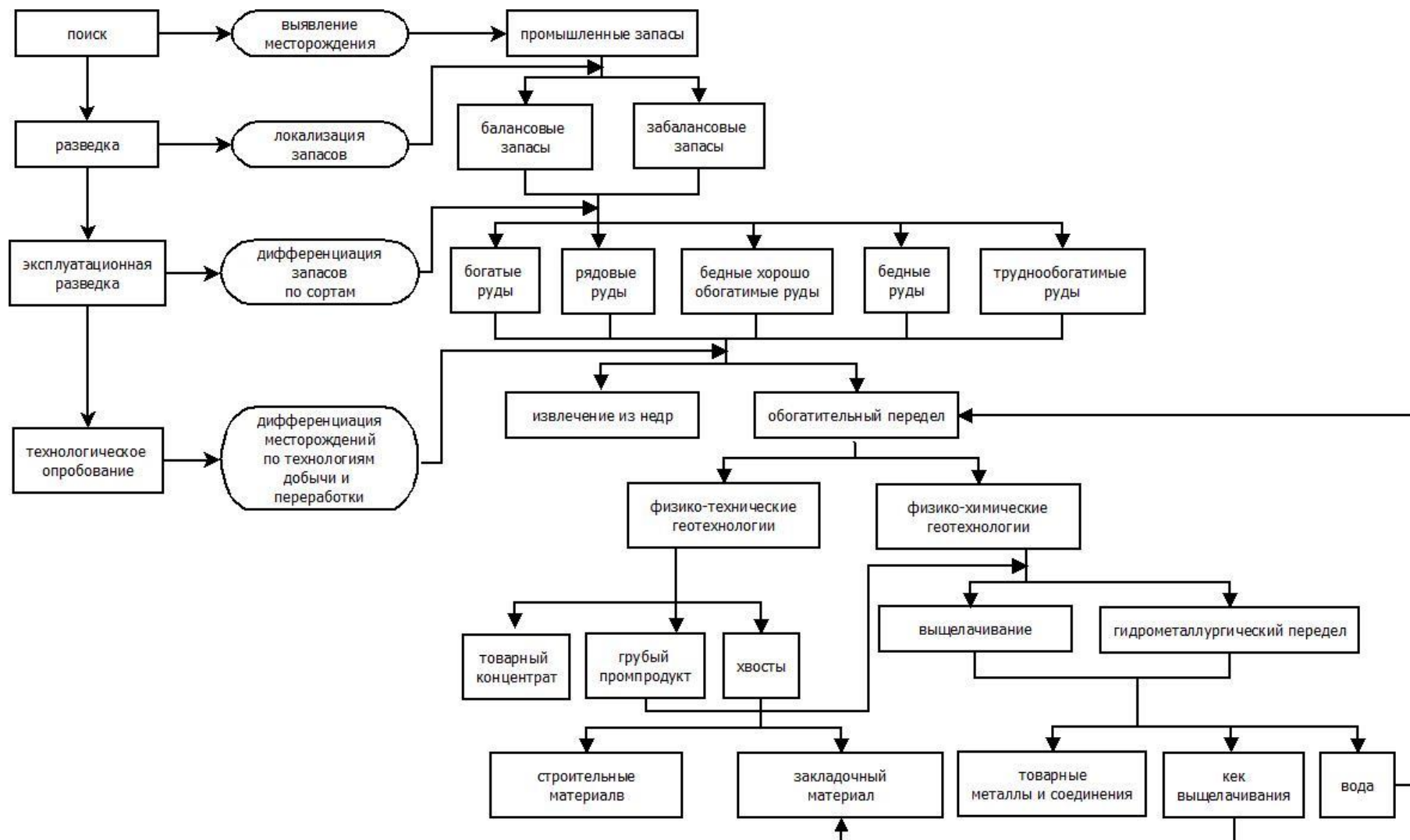


Рисунок 2.1 – Схема формирования и движения минерально-сырьевых потоков в горнотехнических системах комплексного освоения Жезказганского месторождения

В результате применения физико-технических геотехнологий при освоении Жезказганского месторождения получают:

- разносортную рудную массу, которая непосредственно поступает в обогатительный передел;
- труднообогатимые руды, извлечение полезного компонента из которых возможно только физико-химическими геотехнологиями, преимущественно методами выщелачивания и гидрометаллургии;
- пустую породу, которая отправляется в отвалы и в дальнейшем может использоваться либо в качестве компонентов закладочной смеси, либо в производстве строительных материалов.

К физико-техническим геотехнологиям относятся также различные методы разделения минералов по физическим свойствам, но без изменения их агрегатно-фазового состояния, химического состава, кристаллохимической структуры. При применении физико-химических геотехнологий, в частности, методов кучного и чанового выщелачивания, получаем продуктивный раствор, содержащий все полезные компоненты, извлеченные из массива, который в последствии направляется на гидрометаллургический передел для получения товарных металлов и их соединений.

В зависимости от вещественного состава, содержания минералов и размеров вкраплений определяется степень обогатимости полезных ископаемых и выбирается рациональное сочетание технологий последующей переработки полезных ископаемых. Применение технологий обогащения предусматривает изменение структуры полезных ископаемых путём их дробления и измельчения для высвобождения рудных минералов и раскрытия их сростков.

К наиболее распространенным физико-химическим технологиям обогащения относятся флотогравитационные. В результате применения этих технологий по отдельности или в комбинации при обогащении рудной массы получают: кондиционный концентрат, пригодный к реализации, промпродукты, направляемые на последующий передел, и хвосты обогащения, которые отправляются в отходы или на последующую переработку для реализации в виде неметаллической товарной продукции. Та часть рудной массы, применение к которой технологий флотации не позволило в полной мере получить конди-

онный концентрат, направляется вместе с окисленными рудами на выщелачивание химическим реагентами и гидрометаллургический передел. Продуктом гидрометаллургического передела является комплекс товарных металлов и их соединений и раствор, который подлежит дальнейшей регенерации, доукреплению и возврату в технологический процесс выщелачивания.

Таким образом, в условиях доработки Жезказганского месторождения окисленные руды, специально подготовленный к выщелачиванию промпродукт флотации сульфидных и смешанных руд и прошедшее предварительное обогащение техногенное сырьё, представленное лежалыми в хвостохранилище отходами обогащения руд прошлых лет, направляются для извлечения ценных компонентов и в зависимости от вещественного состава и технологических свойств сырья перерабатываются в самостоятельном цикле кучного, чанового и автоклавного выщелачивания. Переработка объединённых продуктивных растворов выщелачиванием осуществляется в цикле гидрометаллургии, который размещается на поверхности или в подземных выработках.

Именно применение рационального сочетания геотехнологических процессов на всех этапах освоения месторождения обеспечивает наиболее полное и комплексное извлечение всех ценных компонентов, содержащихся в полезном ископаемом. Экологичность цикла достигается за счет снижения твердых отходов, утилизации их в выработанном пространстве недр, переработке в неметаллическую товарную продукцию, применения методов очистки и повторного использования технической воды в производственном цикле.

В современных условиях комплексное освоение рудных месторождений подразумевает выполнение двух обязательных условий:

- малоотходное (в идеале – безотходное) использование всех вовлекаемых в ходе освоения участка недр георесурсов;
- извлечение их рациональным сочетанием технологических процессов и оборудования различных способов добычи и переработки рудного сырья.

Реализация этих условий по отдельности либо невозможна (обеспечение безотходности), либо явно неэффективна (использование для промышленной разработки запасов какой-либо одной геотехнологии (открытой, подземной, гидродобычей и др.). Кроме того, реализация условий комплексности и экологической сбалансированности возможна в том случае, если на стадии проек-

тирования разработки месторождения осуществляется выбор ключевых показателей для каждого этапа цикла и определение условий перехода от одного этапа к другому, а на стадии реализации проводится уточнение показателей, мониторинг результатов, создание условий и мотивация их повышения. По результатам мониторинга принимаются решения о необходимости корректировки параметров выбранных геотехнологий.

В свете современного представления горных наук освоение и сохранение недр, применительно к условиям проектирования разработки Жезказганского месторождения, предполагает постановку и решение следующих основных проблем:

- комплексное извлечение и полезное использование всех ценных компонентов, содержащихся в добываемом и перерабатываемом минеральном сырье. Это – Cu, Fe, Si, Zn, Au, Ag, Al, Ni, Re и другие;
- извлечение и полезное использование: добываемой в процессе горных работ бедной рудной массы, в том числе из нарушенных и неустойчивых целиков и зон обрушения, для последующего рудничной сепарации с выделением кондиционного продукта, вмещающих пород, пород от вскрышных и проходческих работ для использования в дорожно-строительных целях, а также промышленных вод для утилизации их в технологических процессах переработки рудной массы;
- утилизация и полезное использование всех сопутствующих техногенных образований и отходов горно-металлургического производства: хвостов обогащения, шламов и шлаков металлургии, карьерных, шахтных и подотвальных вод, стоков хвостохранилищ и других;
- эффективное использование сформированных горными работами открытых и подземных выработанных пространств, а также техногенных ландшафтов;
- ограничение технологий и масштабов комплексного освоения недр с позиций сохранения функций их самовосстановления и саморегулирования. Принятые технологии не должны превышать допустимые по экологическим возможностям воздействия на состояние среды обитания человека;
- проведение необходимой рекультивации нарушенных горными работами недр с тем, чтобы способствовать их самовосстановлению. Выполнение этого требования весьма важно для региона Жезказгана, т.к. позволяет решить не только технические и технологические, но и социальные проблемы

региона, выполняя в этом случае роль инструмента повышения социальной ответственности бизнеса.

Академиком К.Н. Трубецким с соавторами [84] сформулирована главная задача в области решения экологических проблем освоения недр – полномасштабное сохранение естественной, исторически сложившейся совокупности флоры и фауны Земли при освоении недр путем целенаправленного создания и применения геотехнологий и методов переработки минерального сырья, позволяющих не превышать порога возмущения экосреды, допустимого по условиям ее существования.

Проблема сохранения экологического равновесия среды в ходе освоения недр признается учеными, проектировщиками и горнопромышленниками всего мира. Проектирование освоения Жезказганского месторождения должно вестись в соответствии с основными принципами обеспечения устойчивости функционирования и развития горнодобывающих структурных подразделений единого горно-металлургического комбината:

- обеспечение промышленной и экологической безопасности горных работ;
- соблюдение баланса интересов государства, общества и субъектов горного бизнеса;
- сохранение равновесного состояния среды обитания в рамках горнотехнической системы и в ореоле ее влияния;
- своевременное и адекватное объемам добычи руды восполнение минерально-сырьевой базы Жезказганского производственного объединения;
- внедрение физико-химических геотехнологий комплексного извлечения ценных компонентов из добываемых руд и техногенного сырья с утилизацией конечных отходов преимущественно в выработанном пространстве земных недр или на техногенном ландшафте.

Решение поставленных задач, а также сохранение и улучшение окружающей среды в ходе освоения недр может быть достигнуто только целенаправленным совершенствованием геотехнологий добычи и переработки полезных ископаемых.

Современные представления об эксплуатации земных недр предполагают включение в понятие комплексного экологически сбалансированного освоения недр не только полноту использования извлеченного из литосферы

вещества, а полезное использование всех георесурсов, образованных при техногенном изменении литосферы литосферы. При этом возникает широкий спектр проблем, связанных с комплексной эксплуатацией георесурсов [85, 86].

Общетеоретический подход к изучению структуры и развитие процессов комплексного освоения недр требует их рассмотрения в терминах и понятиях теории систем [87]. Согласно основным положениям этой теории [85], освоение недр представляет собой систему последовательных действий, которую можно определить, как макросистему, состоящую из определенного числа подсистем, функционирующих в режиме постоянного взаимодействия. Каждую из технологических подсистем, в свою очередь, можно расчленить на конечное число более мелких подсистем, вплоть до получения подсистем первого уровня, именуемых исходными элементами сложной системы, которые либо объективно не подлежат расчленению, либо относительно их дальнейшей неделимости имеется определенная договоренность. Таким образом, каждая подсистема, с одной стороны, сама является сложной системой, состоящей из нескольких подсистем более низкого уровня, а, с другой стороны, является элементом систем старшего уровня – горнотехнической системы комплексного экологически сбалансированного освоения месторождений.

Под горнотехнической системой понимается совокупность горных работ и инженерно-технических конструкций, технологических процессов, оборудования и технологических подсистем во взаимодействии с вмещающими их участками недр, предназначенных для получения в ходе добычи и переработки полезных ископаемых различных видов товарной продукции [88], в первую очередь, различного рода минерального сырья. Горнотехническая система полного цикла отличается более высокой степенью передела рудной массы, вплоть до получения товарных металлов, с обязательной утилизацией отходов добычи и переработки руд в товарной продукции, либо в выработанном пространстве земных недр, либо на техногенном измененном ландшафте.

В горнотехнической системе и слагающих ее подсистемах обязательно производятся действия по техногенному преобразованию недр и минеральных веществ, их слагающих, либо обеспечиваются условия промышленно безопасного и надежного выполнения этих действий (не обязательно в недрах Земли,

но связанных с их полезным использованием), в результате чего формируются потоки [77], оказывающие определенное, чаще негативное действие на состояние среды обитания человека. Это:

- рудопотоки балансовых сульфидных руд, перерабатываемых на обогатительной фабрике с получением различных товарных концентратов;
- рудопотоки окисленных, бедных сульфидных и смешанных руд, руд из зон обрушения, предназначенные для переработки комбинированными методами: флотации с получением грубого (чернового) промпродукта для последующей его переработки после соответствующей подготовки методом кучного, чанового низкотемпературного или автоклавного выщелачивания. Выбор вида технологии производится экономическим сравнением вариантов;
- потоки твердого, пульпообразного и жидкого (минерализованные рудничные воды), лежалого или текущего техногенного сырья, поступающие в переработку на фабрику, участок кучного или чанового выщелачивания и последующий гидрометаллургический передел;
- потоки продуктивных растворов, поступающие с участков выщелачивания на гидрометаллургический передел, в ходе которого на горнодобывающем предприятии возможно получение товарных металлов и их соединений, а также концентратов или элюатов сорбции;
- возвращаемые в недра (складируемые в выработанном пространстве) конечные отходы добычи и переработки руд;
- вспомогательные потоки, используемые в виде закладочных или строительных материалов, водные потоки, используемые на технологические нужды и др.

Проектирование формирования и движения этих потоков в потоки экологически сбалансированного цикла призвано обеспечить эффективное функционирование горнотехнической системы, которая включает все технологические подсистемы, начиная с разведки участка недр и заканчивая получением первой товарной продукции, и предусматривает утилизацию отходов, формируемых в ходе ее производства. Важное место при этом отводится рациональному использованию выработанных пространств в недрах Земли [78]. Таким образом, горнотехническая система представляет собой совокупность подсистем с различным функциональным назначением.

Рассматривая проблему проектирования горнотехнических систем комплексного освоения недр и проводя аналогию с природными системами, нельзя не отметить цикличность протекающих в них процессов в рамках определенного временного интервала.

Основным условием длительного, устойчивого и экологически сбалансированного функционирования любой природной системы является полнота и замкнутость цикла реализации того или иного процесса. Именно этот принцип должен быть положен в основу проектирования горнотехнических систем. При этом необходимо стремиться к достижению устойчивого, длительного и экологически сбалансированного функционирования всех подсистем горнотехнической системы. В этой связи, проецируя природные процессы, характеризующиеся полным циклом их реализации, на проблему комплексного освоения недр, при проектировании горнотехнической системы необходимо предусматривать замкнутый оборот минерального вещества. Для этого полный экологически сбалансированный цикл комплексного освоения недр должен включать не только добычу и обогащение руд, но и глубокую переработку природно-техногенного и техногенного сырья (представленного в оставленных при первичной отработке месторождения целиках, в зонах обрушения, некондиционных руд, складированных до настоящего времени в отвалах, хвостов обогащения и прочих) отходов с утилизацией всех конечных отходов в выработанном пространстве карьеров и шахт и на техногенном ландшафте. Это позволит при освоении Жезказганского месторождения на стадии реконструкции для расширения минерально-сырьевой базы обеспечить:

- достаточно полное извлечение полезных ископаемых из недр;
- существенное улучшение среды обитания человека, ввиду разработки ранее сформированных хвостохранилищ, исключения складирования отходов на поверхности земли, стабилизации геомеханической ситуации за счет ликвидации оставляемых в недрах пустот и сохранения сплошности налегающей толщи пород и поверхности, повышения полноты освоения запасов месторождения.

В целом, проектирование геотехнологий, основанное на принципах устойчивого развития, предусматривает экономичность, технологичность, ресурсосбережение и поддержание экологической и социальной стабильности

[89] и должно в течение всего жизненного цикла горнотехнической системы опираться на следующие критерии:

- минимизация/исключение выделения опасных или загрязняющих веществ в биосферу сверх их ассимилирующей способности;
- исключение образования отходов добычи и переработки руд путем реализации полного геотехнологического цикла освоения месторождений;
- исключение необратимых неблагоприятных воздействий на экосистемы, биогеохимические и гидрогеологические процессы;
- обеспечение многофункциональности системы и (или) многократности ее эксплуатации на осваиваемом участке недр с приданием георесурсам новых полезных качеств;
- достижение показателями. экономической эффективности с требуемыми технико-экономическими

Стратегия освоения Жезказганского месторождения на современной стадии развития горных работ должна базироваться не на решении сиюминутных потребностей предприятия, а на проектировании устойчивой экологически сбалансированной горнотехнической системы, обеспечивающей добычу и переработку как природных, так и техногенных минеральных ресурсов.

Таким образом, в качестве основного резерва восполнения сырьевой базы ПО «ЖЦМ» должны рассматриваться забалансовые запасы действующих рудников, включая руды в зонах обрушения, в нарушенных опорных целиках, в охранных целиках, в выclinках рудных тел, и накопленное за длительный период эксплуатации Жезказганского месторождения техногенное сырье, представленное бедными окисленными и смешанными рудами в рудных отвалах и отходами обогащения руд в хвостохранилищах.

Решение проблем Жезгазганского региона представляется возможным на основе синтеза различных геотехнологий при сочетании на осваиваемых участках недр физико-технических и физико-химических процессов добычи и глубокой переработки природного и техногенного минерального сырья [77, 90]. Это:

- сочетание технологии ведения очистных работ на ранее отработанных камерно-столбовой системой разработки участках с технологией закладки выработанного пространства, что позволит стабилизировать геомеханическую ситуацию на месторождении и продлить срок действия рудников;

- комбинация систем разработки с обрушением руды при добыче рудной массы из ранее обрушенных зон с технологией рудничной радиометрической сепарации руд для использования отходов сепарации в закладке накопленных пустот;
- вовлечение в эксплуатацию бедного природного и техногенного сырья с использованием комбинированных физико-технических и физико-химических геотехнологий, что позволит существенно продлить срок службы предприятий, восполняя выбывающие производственные мощности по балансовым рудам при росте качественных показателей использования минеральных ресурсов недр. Возможность маневрирования интенсивностью эксплуатации природных и техногенных минеральных ресурсов позволяет продлить срок службы действующего предприятия и поддерживать уровень экономической эффективности предприятия при более низких темпах разработки балансовых запасов;
- разработка системы управления объемами и качеством не только прямых потоков добываемой рудной массы и товарной продукции, но и возвратных в недра Земли потоков минерального вещества в виде технологических вод, закладочной смеси, безрудной породной массы. Именно закладка выработанных пространств отходами добычи и переработки руд позволяет говорить о реализации полного устойчивого экологически сбалансированного цикла освоения недр;
- обеспечение наиболее полного извлечения из недр и минерального сырья всех ценных компонентов за счет сочетания наиболее эффективных процессов добычи, обогащения, выщелачивания, гидрометаллургического передела.

Таким образом, разработка экологически сбалансированного цикла комплексного освоения месторождений многокомпонентных руд Жезказганского месторождения станет значительным шагом к экологически осознанному управлению на предприятиях горнодобывающего комплекса Республики Казахстан. Она позволит не только продлить срок деятельности горнодобывающего предприятия и повысить эффективность осуществляемых капитальных вложений, но и восстановить экологический баланс и снизить социальную напряженность в регионе. Для этого определены принципы дифференциации активных и временно неактивных запасов, чтобы в дальнейшем позволить

определить перспективные геотехнологии для вовлечения минерального сырья различного качества, залегающего в разнообразных условиях, в эффективную промышленную эксплуатацию.

2.2 Принципы дифференциации запасов месторождений по видам перспективных технологий добычи и переработки руд

Удовлетворение потребностей общества в различных видах продуктов переработки минерального сырья требует, как правило:

- непрерывного расширения сырьевой базы горнодобывающих отраслей за счет разведки и освоения новых месторождений;
- доразведки эксплуатируемых месторождений полезных ископаемых;
- повышения полноты выемки разведанных запасов на действующих горных предприятиях.

В нынешних условиях перманентного кризиса мировой экономики проблема повышения полноты выемки разведанных запасов приобретает исключительно важное, по существу, стратегическое значение. В связи с этим к предприятиям, эксплуатирующим месторождения остродефицитного сырья, предъявляются особые требования по изысканию резервов расширения сырьевой базы. Одним из таких резервов при определенных условиях и с учетом осуществления реконструкции и технического перевооружения производства может стать вовлечение в разработку, наряду с балансовыми рудами, ранее отнесенными к потерям забалансовых запасов рудников, и техногенное, ранее складированное сырье – отходы добычи и переработки руд.

Для выбора рационального сочетания геотехнологий добычи и переработки руд необходимо провести дифференциацию запасов Жезказганского месторождения: 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.

Блок-схема дифференциации запасов Жезказганского региона представлена на рис. 2.2. Все промышленные запасы делятся на балансовые, забалансовые и запасы, ранее списанные в потери, а также руды в зонах обрушения и в разрушенных целиках [91]. В свою очередь, каждый из этих видов запасов разделяются на активный и неактивные. К неактивным относятся запасы, расположенные в охранных целиках стволов и капитальных горных выработок.

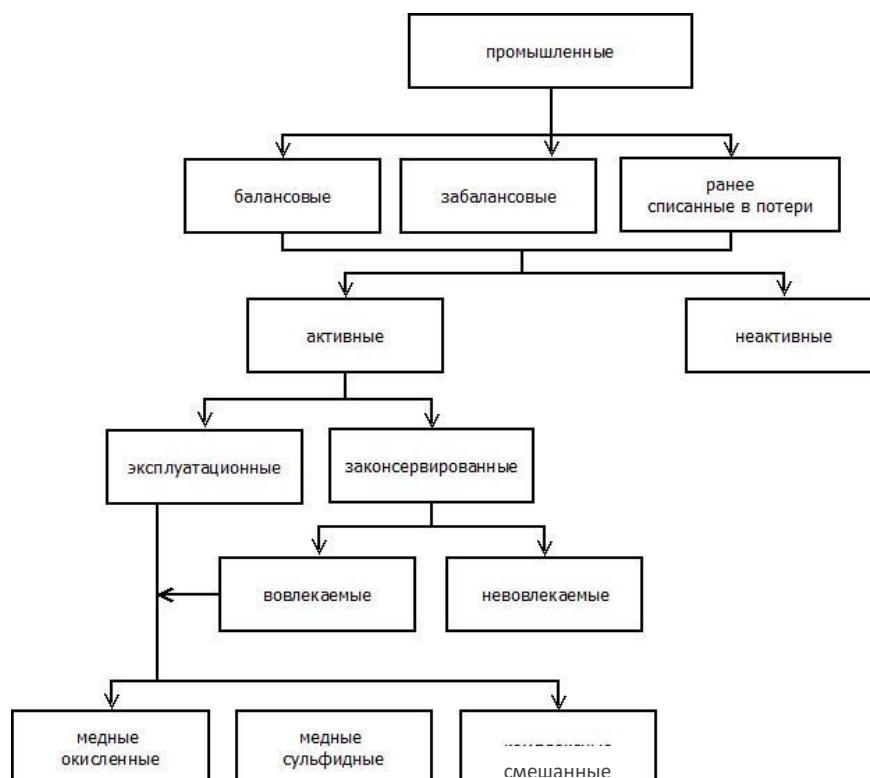


Рисунок 2.2 – Дифференциация запасов руды Жезказганского месторождения
Активные запасы можно условно разделить на:

- эксплуатационные, т.е. запасы медных и комплексных руд, расположенные на участках со стабильной геомеханической ситуацией и подлежащие отработке традиционным способом;
- законсервированные, включающие в себя:
 - балансовые запасы медных и комплексных руд, характеризующиеся сложной геомеханической ситуацией или расположенные в охранных зонах поверхностных сооружений и коммуникаций;
 - забалансовые запасы;
 - запасы, ранее списанные в потери;
 - запасы свинцово-цинковых руд, отработка которых возможна только после принятия технических решений по их обогащению.

Запасы законсервированные, в свою очередь, подразделяются на запасы:

- вовлекаемые в разработку;
- невовлекаемые, т.е. запасы, отработка которых по горно-геологическим, геомеханическим и экономическим причинам нецелесообразна.

Эксплуатационные и вовлекаемые запасы подразделяются на:

- медные окисленные;
- медные сульфидные;
- смешанные.

Соблюдение требований комплексности и экологичности освоения месторождения определяет необходимость изучения возможности дальнейшего использования запасов техногенного сырья – техногенного месторождения, сформированного лежалыми и текущими отходами добычи и переработки руд.

Результаты проведенной ревизии запасов природного и техногенного сырья Жезказганского месторождения свидетельствуют о том, что из общего числа медьсодержащих забалансовых запасов (540 млн т) пригодными к отработке являются порядка 400 млн т руды со средним содержанием меди в товарной руде 0,31% (рис.2.3).

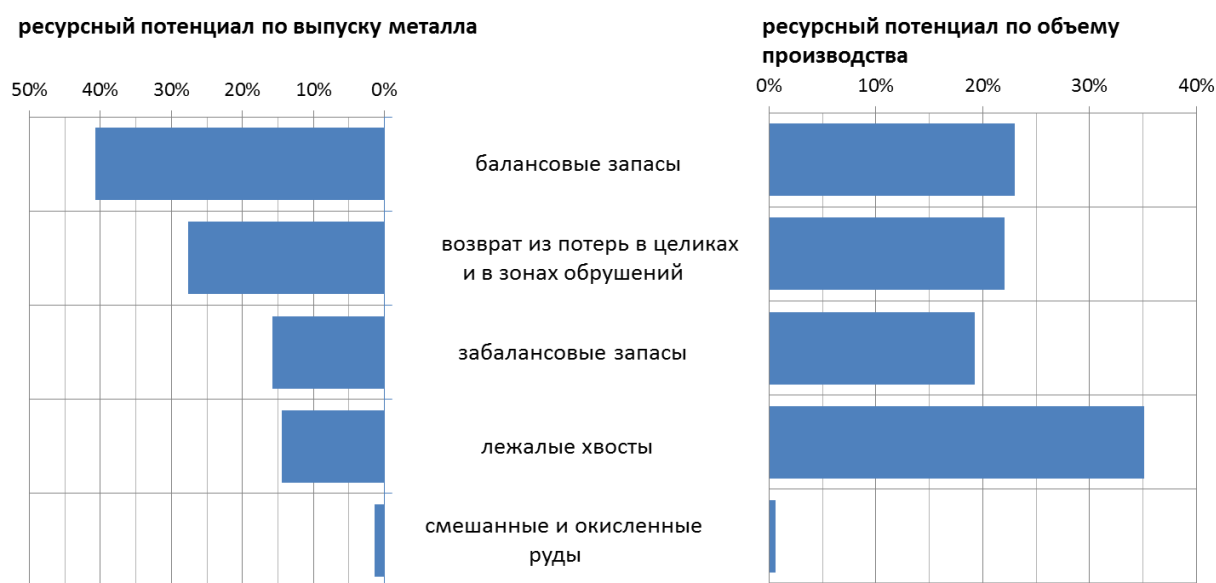


Рисунок 2.3 – Распределение запасов медьсодержащего сырья Жезказганского региона

Изыскание и внедрение рентабельной технологии добычи и переработки бедных руд и техногенного сырья позволяет обеспечить подземные рудники Жезказганского региона (без учета рудника Жомарт) сырьевой базой дополнительно более, чем на 30 лет. Причем, сочетание закладки ослабленных районов, перенос инженерных и жилых строений за зону влияния мульды сдвижения и вовлечение в переработку ранее некондиционных руд и техногенного сырья, рудной массы из зон обрушения с одновременным освоением временно оставленных в охранных целиках балансовых запасов обеспечит рудники ПО «ЖЦМ» сырьевой базой на срок от 46 до 55 лет.

Блок-схема дифференциации техногенного сырья представлена на рисунке 2.4.

Лежалое техногенное сырье представляет собой многолетне лежалые техногенные отходы, переработка которых в свое время не представлялась возможным из-за отсутствия соответствующих техники и технологий.

Текущее техногенное сырье – это отходы добычи и переработки, дальнейшее использование которых в настоящий момент экономически нерентабельно или невозможно из-за отсутствия необходимых техники и технологий.

Лежалое кондиционное техногенное сырье вовлекается в углубленную переработку с целью максимального извлечения всех ценных компонентов. Некондиционное сырье, т.е. сырье, не содержащее промышленно значимых полезных компонентов, может быть использовано либо в качестве стройматериалов, либо в качестве составляющих закладочных смесей.

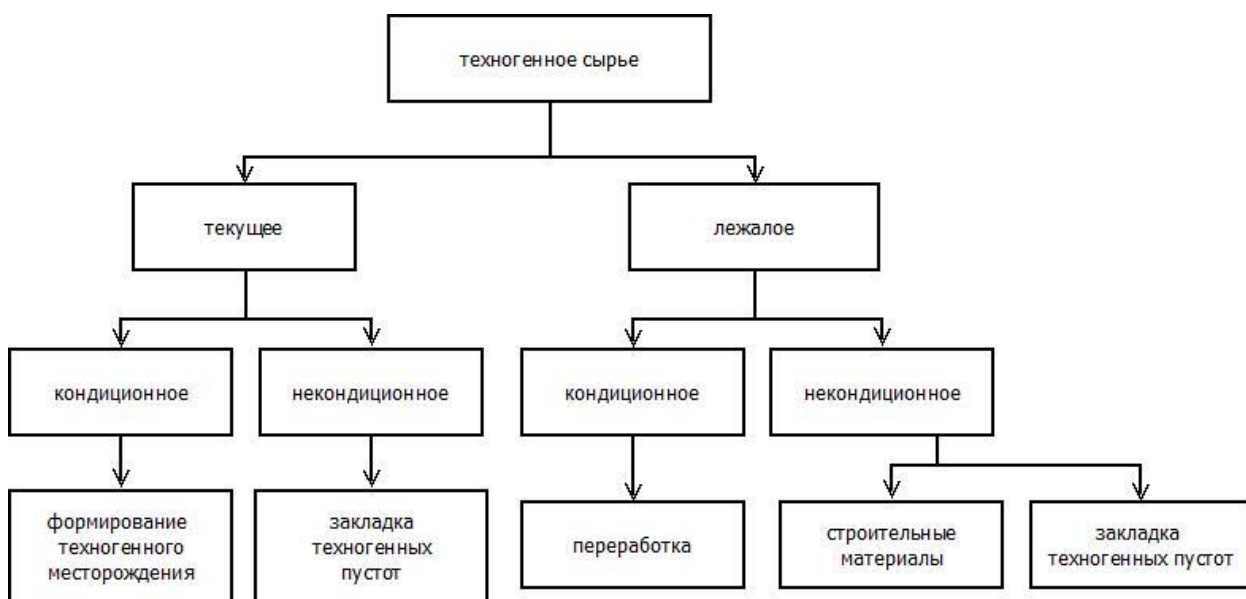


Рисунок 2.4 – Дифференциация запасов техногенного сырья Жезказганского месторождения

Текущие отходы добычи и переработки, содержащие ценные компоненты, при достаточном для эффективной переработки содержании ценных компонентов признаются кондиционным техногенным сырьем и направляются при соответствующем экономическом обосновании на промышленный передел для получения неметаллической товарной продукции, либо в отвал для формирования техногенного месторождения, которое может быть освоено в будущем.

2.3 Методологические основы оценки влияния процессов освоения недр на среду обитания человека

Состояние каждой из технологической подсистемы горного предприятия определяется внешними и внутренними факторами, воздействующими на нее в каждый момент времени. Совокупность этих факторов оказывает влия-

ние на состояние горнотехнической системы в целом. Состояние горнотехнической системы, с точки зрения экологически сбалансированного цикла, характеризуется, согласно методике, предложенной Организацией экономического сотрудничества и развития и Программой ООН по окружающей среде, следующими индикаторами [78]:

- индексом состояния (экологическим индексом), который определяется как относительная величина изменения показателей, характеризующих состояние экологического объекта;
- площадью (или размером) экологического объекта на земной поверхности и в горном массиве;
- плотностью индекса состояния, характеризующей интенсивность изменения индекса в пределах зоны влияния горнотехнической системы.

Оценка экологической сбалансированности цикла горнотехнических систем осуществляется в ходе мониторинга среды обитания с позиций воздействия на человека геологоразведочных работ, технологических процессов, процессов обогащения и переработки балансовых и забалансовых запасов руд и техногенного сырья.

При мониторинге подсистем, связанных с разведкой месторождений полезных ископаемых, как правило, систематизируются данные о характеристике сбросов, выбросов, изменении состояния литосферы, гидрологического режима, ландшафта, биологического разнообразия.

При мониторинге подсистем, реализующих технологические процессы добычи полезных ископаемых,:

- дается детальная характеристика сбросов, выбросов, изменений состояния литосферы, гидрологического режима, ландшафта, биологического разнообразия для принятого способа вскрытия, систем (системы) разработки (по процессам с оценкой каждого процесса на изменение экологических показателей среды обитания человека);
- оцениваются условия складирования и использования отходов добычи руд, их «вклад» в формирование ежегодных объемов сбросов, выбросов, изменение ландшафта, биологического разнообразия;

- дается оценка воздействия рудничных минерализованных стоков на изменение состояния окружающей среды (аналогично – объем ежегодных сбросов, изменение состояния литосферы, гидрологического (гидрогеологического) режима, ландшафта, биологического разнообразия);
- оценивается уровень воздействия принятой вентиляционной системы рудника на состояние окружающей среды в части наличия в рудничной атмосфере вредных примесей – газов, пыли, аэрозолей.

При мониторинге подсистем, реализующих технологические процессы обогащения и переработки полезных ископаемых, следует:

- уточнять в режиме реального времени объемы сбросов и выбросов;
- фиксировать все изменения состояния литосферы, гидрологического режима, ландшафта, биологического разнообразия;
- уточнять характеристики твердых, жидких и газообразных отходов гидрометаллургического передела (при его наличии) по процессам образования с оценкой условий складирования и утилизации.

Оценка воздействия горнотехнической системы непосредственно на человека осуществляется по уровню, качеству жизни и здоровья населения в виде перечня характеристик факторов загрязнения атмосферного воздуха, поверхностных и подземных вод, почв, горного массива. Этому способствует получение и сопоставление ретроспективных данных о прогнозе и фактических изменений биологического разнообразия в зоне влияния проектируемых горнотехнических систем и в процессе их развития.

Таким образом, оценка состояния горнотехнических систем при их проектировании в аспекте экологически сбалансированного цикла позволяет:

- получать данные о состоянии окружающей среды в зонах функционирования горнотехнических систем с выявлением «узких мест» применяемых технологий добычи и переработки минерального сырья для создания принципиально новых решений, способствующих улучшению среды обитания человека;
- изучить детальную характеристику источников загрязнения окружающей среды и объемов поступления загрязняющих веществ в технологических процессах горнотехнической системы;
- выявить новые и специфические для конкретных горнодобывающих и горно-перерабатывающих производств виды загрязняющих веществ, оказывающих негативное влияние на состояние среды обитания человека.

В горнотехнической системе исходное вещество литосферы превращается в конечный продукт хозяйственного использования, проходя несколько технологических уровней своего изменения – (рис. 2.5) [85].

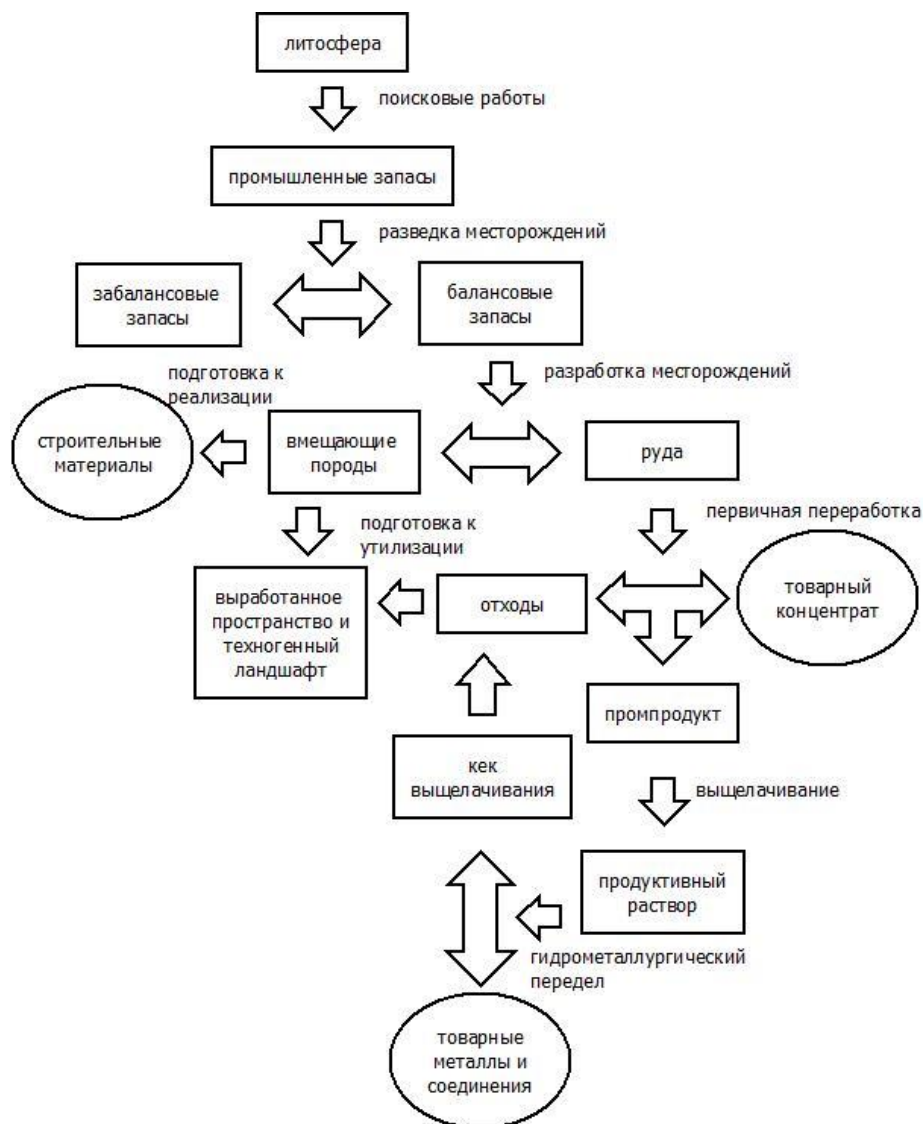


Рисунок 2.5 – Схема движения вещества в экологически сбалансированном цикле комплексного освоения месторождения.

В результате геологоразведочных работ происходит движение запасов по категориям – от прогнозных до балансовых запасов. В ходе ведения добычных работ на месторождении формируется новый технологический уровень движения вещества, где производится добытая горная масса, состоящая из дезинтегрированного материала литосферы и включающая в себя рудную и породную массу. Рудная масса поступает на следующий уровень – первичную переработку, а породная разделяется на строительные материалы, готовые к реализации, и отходы, которые могут быть использованы для закладки выра-

ботанного пространства. На каждом из технологических уровней, поступающее вещество литосферы, подвергается разделению. Часть вещества недр, несущая основное количество полезного компонента, переходит на более высокий уровень, а другая – остается на прежнем уровне и требует утилизации.

Так же, как и в биологической системе, вещество, проходящее на более высокий уровень, уменьшается по массе, а оставшееся вещество накапливается от уровня к уровню и формирует нарастающий объем отходов. Принципиальное отличие заключается в том, что биологическая система функционирует за счет энергии Солнца, а технологическая – за счет деятельности человека. В остальном – качественная идентичность процессов совершенно очевидна [92]. При освоении минеральных ресурсов недр литосферная и техносферная части связываются в единую систему освоения недр непрерывным обменом веществом литосферы в виде кругооборота хозяйственно значимых компонентов и отходов за счет постоянной деятельности человека.

Применительно к проблеме комплексного освоения недр все это показывает практически полное сходство структуры движения биологического и литосферного вещества в природных экосистемах и в системах освоения недр. Пример кругооборота вещества литосферы в горнотехнической системе комплексного освоения Жезказганского месторождения на стадии реконструкции для доработки запасов с расширением минерально-сырьевой базы приведен на рис. 2.6. Для подготовки к реализации физико-химических геотехнологий грубый промпродукт проходит следующие этапы обработки: обезвоживание, грануляция, обжиг, химическая обработка. В результате этих манипуляций все ценные компоненты, содержащиеся в грубом промпродукте, переводятся в продуктивный раствор, их концентрация повышается, что позволяет после выщелачивания и гидрометаллургического передела получить дополнительные высокоценные товарные металлы и их соединения. Вода, использовавшаяся в физико-химических процессах, после дополнительной очистки возвращается в обогатительный передел, а отходы в виде кека выщелачивания могут быть использованы в качестве закладочного материала.

Последовательность освоения Жезказганского месторождения с вовлечением в отработку запасов бедных руд и техногенного сырья представлена в виде блок-схемы на рис. 2.7, где показаны отдельные этапы комплексного освоения недр.

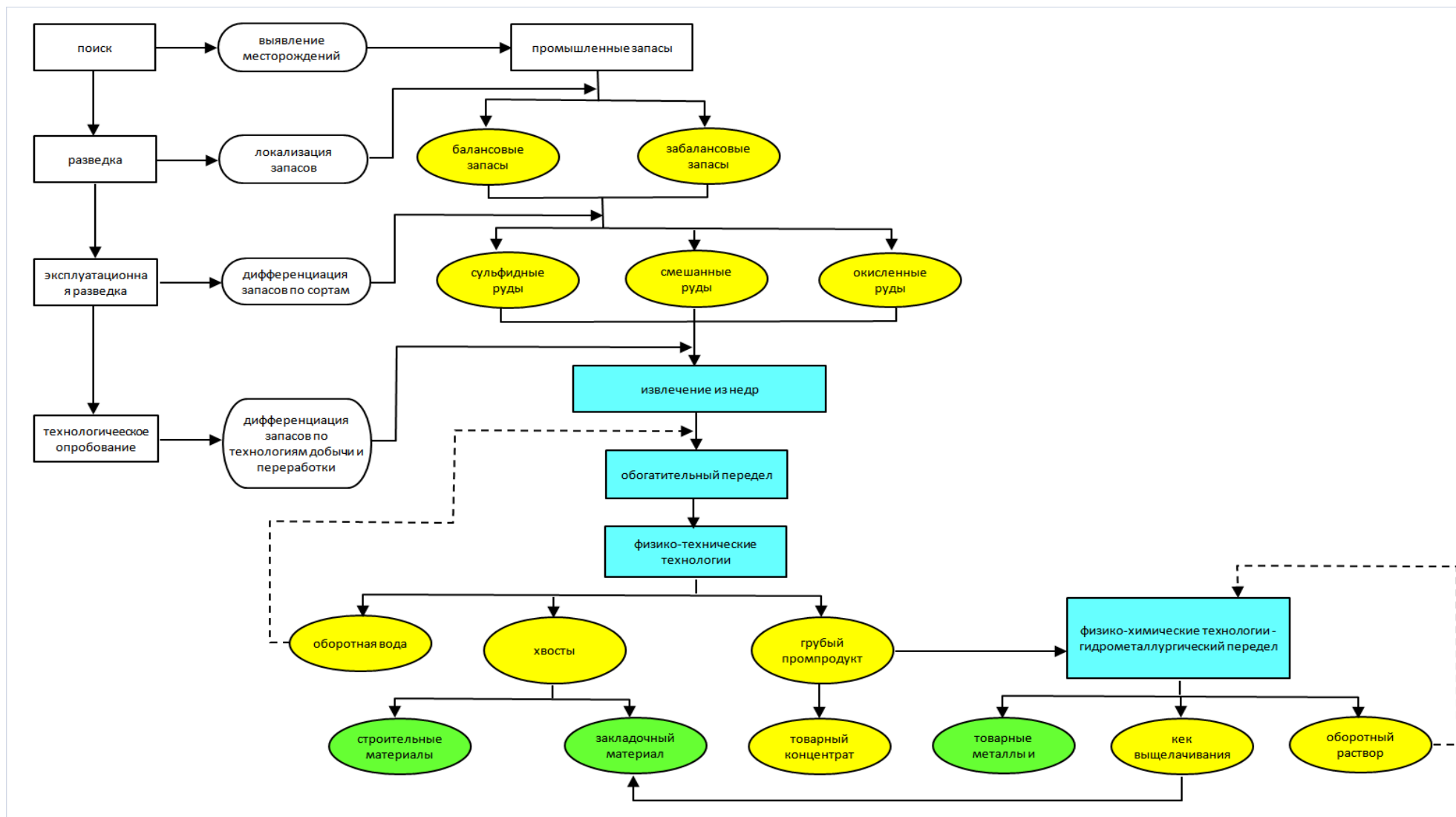


Рисунок 2.6 – Схема формирования и движения минерально-сырьевых потоков в горно-технических системах комплексного освоения Жезказганского месторождения: – промежуточный продукт; – товарный продукт; – процессы

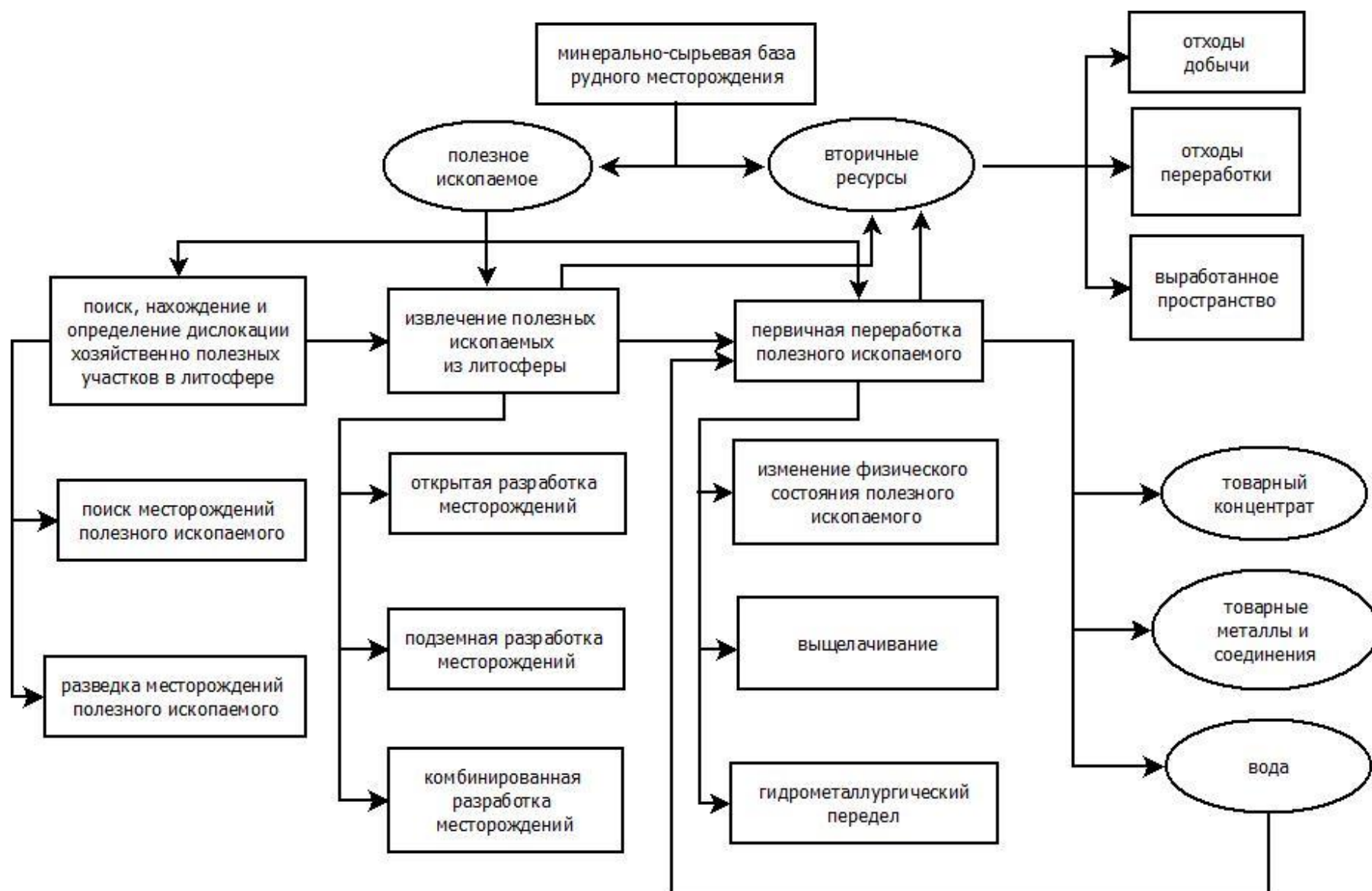


Рисунок 2.7– Технологическая схема освоения рудного месторождения в полном экологически сбалансированном цикле

На первом этапе, в результате проведения поисковых работ в объеме месторождения определяют положение участков с аномальными, по отношению к кларковым, содержаниями тех или иных полезных компонентов [93]. На стадии общих поисков производится выделение, оконтуривание и геолого-экономическая оценка прогнозных ресурсов по категории P_3 . В результате дальнейшего поискового освоения перспективных территорий определяются прогнозные ресурсы месторождения по категории P_2 .

При этом количество прогнозных ресурсов категории P_2 в результате уточнения первичной информации несколько увеличивается по отношению к категории P_3 . При дальнейшем развитии горно-разведочных работ определяются ресурсы категории P_1 . На этой стадии извлечения из литосферы минерального вещества за счет труда человека выделяется та часть, которая имеет потенциал для использования на последующих стадиях движения литосферного вещества в техносфере. В пределах установленных контуров прогнозных ресурсов, в основном категории P_1 , проводят комплекс разведочных работ, задачей которого становится выявление месторождений и выяснения их промышленного значения. По величине содержания полезных компонентов разведываемые запасы подразделяются на балансовые и забалансовые. Балансовые запасы по мере повышения достоверности информации об их качестве, в свою очередь, делятся на категории $C_2 + C_1 + B + A$. При этом количество запасов в каждой последующей категории по мере повышения качества и роста достоверности разведки сокращается.

Эффективность использования вещества литосферы на различных этапах его движения в технической системе освоения недр можно оценить величиной локального (или текущего) коэффициента эффективности использования вещества литосферы ($K_{э.в.}$), который представляет собой отношение количества вещества, которое было использовано для получения продукта, переходящего на следующий технологический уровень, к количеству вещества, поступившему с уровня предыдущего.

В соответствии с блок-схемой, приведенной на рис. 2.6, основной задачей этапа поисковых работ является обнаружение и предварительная оценка потенциальных аномалий качества путем выполнения комплекса работ, обес-

печивающих превращение металлогенического потенциала территории в прогнозные ресурсы категории P_3 и перевод этих ресурсов в более высокие категории P_2 и P_1 [93]. Показателем результативности стадии поисковых работ является оконтуривание перспективных разведочных участков и оценка их ресурсов по категории P_1 , подлежащих реализации в запасы при дальнейших геологоразведочных работах [93].

Поэтому поисковые работы стоит рассматривать, как первый этап вовлечения вещества литосферы в хозяйственный оборот технократической цивилизации и как начало процесса комплексного освоения недр. Локальный коэффициент эффективности использования вещества литосферы здесь определяется как отношение объема прогнозных ресурсов высшей категории P_1 к объему ресурсов категории P_3 .

$$K_{п.эф} = \frac{P_1}{P_3}, \text{ ед.} \quad (2.1)$$

Следующий этап развития процесса комплексного освоения недр включает в себя разведку месторождения, целью которой является определение количества и качества заключенного в этом месторождении полезного ископаемого. Завершающей операцией разведки месторождения является подсчет запасов. В этой связи в ходе мониторинга современного состояния горнотехнических систем необходимо критически оценить подходы к оценке запасов месторождений на стадии геологоразведочных работ в части определения на данном этапе возможностей применения комбинированных технологий добычи и переработки минерального сырья. В целом, разведочные работы дают геологическую основу для последующего проектирования разработки месторождения [6].

В соответствии с общей логикой построения, коэффициент эффективности использования вещества литосферы на этом технологическом уровне освоения недр ($K_{гр.эф}$) может быть определен, как отношение величины балансовых запасов месторождения ($\sum Z_{бал}$) к объему ресурсов категории P_1 .

$$K_{гр.эф} = \frac{\sum Z_{бал}}{P_1}, \text{ ед.} \quad (2.2)$$

С учетом этого в ходе мониторинга горнотехнических систем в части технологических подсистем, связанных с оценкой и разведкой запасов требуется получение следующих исходных данных для решения поставленных задач:

- а) краткие сведения о горно-геологических условиях, запасах, типах руд;
- б) данные о наличии и содержании ценных компонентов, вредных примесей;
- с) данные о закономерностях изменения содержания ценных компонентов и вредных примесей по глубине и площади месторождения;
- критическая экспертная оценка в части полноты геологического и геолого-технологического изучения месторождений на сегодняшний день. В этом случае необходимо оценить, какие «ценные компоненты» традиционно извлекают, какие извлекают как попутные, либо не извлекают и даже не учитывают ни при подсчете запасов, ни в последующем – в продуктах добычи и переработки, какие перспективно извлекать в случае применения известных современных методов добычи, обогащения, металлургии, какие перспективно извлекать в случае проведения прорывных исследований.

Стадия разработки месторождения начинается с проектных работ, выполняемых на основе данных о количестве и качестве балансовых запасов. Так как обязательным элементом создания любого горнодобывающего предприятия является вскрытие и подготовка месторождения, то в состав исходного объема вещества литосферы для этапа разработки необходимо, кроме балансовых запасов руды, включить общий объем этих работ, выполняемых по вмещающим породам ($V_{в.п.}$). Так как любое горное предприятие имеет ограниченный срок существования, а основной его характеристикой является величина годовой добычи руды, то для определения коэффициента эффективности использования вещества литосферы на этапе разработки месторождения и последующих этапах появляется методическая возможность учета фактора времени через изменение размерности показателей и использование их в годовом выражении.

Таким образом, на технологическом уровне разработки месторождения общий поток извлекаемого из литосферы вещества (добытая горная масса) функционально разделяется в зависимости от содержания ценных компонен-

тов. Рудная масса переходит на следующий технологический уровень первичной переработки. Для этой части вещества литосферы коэффициент эффективности его использования ($K'_{\partial.эф}$) определяется как отношение:

$$K'_{\partial.эф} = \frac{V_p * T_p}{\sum Z_{бал} + V_{в.п.}}, \text{ ед.}, \quad (2.3)$$

где V_p – годовой объём добычи руды, т/год; T_p – срок существования рудника, лет.

Породная масса остается на прежнем технологическом уровне и становится самостоятельным ресурсом, который можно использовать либо в других технологических системах, либо в границах собственного технологического уровня. В любом случае коэффициент эффективности использования этой части вещества литосферы ($K''_{\partial.эф}$) составит:

$$K''_{\partial.эф} = \frac{V_{пи} * T_p}{\sum Z_{бал} + V_{в.п.}}, \text{ ед.}, \quad (2.4)$$

где $V_{пи}$ – объём породы, нашедшей хозяйственное применение (Т/год).

Тогда общий показатель для добытой горной массы ($K'_{г.эф}$) определится как:

$$K_{\partial.эф} = K'_{\partial.эф} + K''_{\partial.эф} = \frac{T_p(V_p + V_{пи})}{\sum Z_{бал} + V_{в.п.}}, \text{ ед.} \quad (2.5)$$

Для оценки современного состояния горнотехнических систем требуется проведение мониторинга подсистем, реализующих технологии добычи полезных ископаемых в части: принятия схемы вскрытия, выбора система (системы) разработки и входящих технологических процессов, оценки технико-экономических показателей – производственной мощности, потерь, разубоживания, качества добываемой рудной массы.

В ходе проектирования горнотехнических систем определяются:

- минеральный состав, содержание, способ и место переработки рудной массы, логистическая схема рудника;
- основные параметры конструктивных элементов горнотехнической системы;
- способы управления качеством рудопотоков;
- объемы и характеристики извлекаемых некондиционных руд (сырья) и породной массы (грансостав, вещественный состав, условия их складирования и использования);

- возможности вовлечения в эксплуатацию ранее сформированных техногенных образований, их объемы, перспективные технологии;
- характеристика и объемы оставляемых в недрах запасов;
- характеристика и объемы формируемых выработанных пространств, включая объемы накопленных непогашенных пустот, их состояние;
- риски, связанные с накоплением пустот и складированием отходов;
- перспективные технологии погашения пустот (экспертное мнение);
- объемы и технологии водоотлива;
- характеристика и состав рудничных и подотвальных вод, технологии их очистки и использования;
- характеристика принятой системы вентиляции, параметры вентиляционной струи и т.п.; данные о составе атмосферного воздуха в зоне влияния открытых горных работ.

На следующем технологическом уровне первичной переработки происходит разделение поступившего вещества литосферы (рудной массы) на концентрат, с которым основное количество полезного компонента уходит из системы освоения недр в другие технологические системы для дальнейшего использования, и на отходы переработки, которые остаются в системе комплексного освоения недр в виде хранилищ различных размеров и конструкций. При применении на горно-обогатительных предприятиях геотехнологий выщелачивания рудная масса подвергается воздействию агрессивных сред, после чего получают продуктивные растворы и кек – отходы выщелачивания. В результате переработки продуктивных растворов получают товарные металлы и/или их соединения.

Поэтому коэффициент эффективности использования основного вещества литосферы ($K'_{\text{пп.эф.}}$), по аналогии со всеми предыдущими уровнями его движения, составит:

$$K'_{\text{пп.эф.}} = \frac{V_{\text{кон}}}{V_p}, \text{ ед.}, \quad (2.6)$$

где: $V_{\text{кон}}$ – годовой объём концентрата, при гидрометаллургическом переделе – металлов, либо их соединений, т/год.

Как и в случае с породами, отходы переработки можно считать вторичным ресурсом, который может быть использован в других технологических

системах. При этом, коэффициент эффективности использования этой части вещества литосферы ($K''_{пп.эф}$) можно определить из выражения:

$$K''_{пп.эф} = \frac{V_{от.и}}{V_p}, \text{ ед.}, \quad (2.7)$$

где: $V_{от.и}$ – количество отходов первичной переработки, которое нашло применение в хозяйственной деятельности, т/год.

Общий коэффициент для рассматриваемого технологического уровня ($K_{пп.эф}$) определяется как сумма локальных коэффициентов:

$$K_{пп.эф} = K'_{пп.эф} + K''_{пп.эф} = \frac{V_{кон} + V_{от.и}}{V_p}, \text{ ед.} \quad (2.8)$$

Коэффициент эффективности использования металла, полученного в ходе металлургического/гидрометаллургического передела при переработке концентрата в пределах рассматриваемой горнотехнической системы:

$$K'_{м.эф.} = \frac{V_{Me}}{V_{кон.}}, \text{ ед.}, \quad (2.9)$$

где V_{Me} – количество металла, т.

По аналогии с прежним технологическим уровнем, коэффициент эффективности использования отходов, образующихся при металлургическом переделе:

$$K''_{м.эф.} = \frac{V_{от.п.}}{V_{кон.}}, \text{ ед.}, \quad (2.10)$$

где $V_{от.п.}$ – количество отходов, т.

Общий коэффициент для рассматриваемого уровня:

$$K_{м.эф.} = K'_{м.эф.} + K''_{м.эф.} = \frac{V_{Me} + V_{от.п.}}{V_{кон.}}, \text{ ед.} \quad (2.11)$$

Для оценки современного состояния горнотехнических систем требуется выполнение мониторинга технологических подсистем, реализующих процессы переработки по следующим пунктам:

- технология обогащения (переработки) руд, технологические схемы (качественно-количественные, водно-шламовые),
- характеристика технологических процессов;
- реагентные режимы;
- количество и характеристика отходов, их минеральный и химический состав (содержание ценных компонентов и вредных примесей в отходах, в том числе, в связи с применяемыми реагентными режимами);

- условия и технологии складирования отходов, перспективы их использования;
- характеристика внутривыпускного водооборота;
- применяемые технологии очистки промышленных вод, их качество;
- характеристика физико-химических технологий и гидрометаллургического передела (если есть). Какие процессы применяются, характеристика;
- производственная мощность по объемам переработки сырья и получения товарных продуктов, характеристика их качества и количества.

Поскольку комплексное освоение недр предполагает максимальную полноту использования не только извлекаемого вещества литосферы, но и образующегося при этом выработанных пространств, как важного ресурса недр Земли, то в методику количественной оценки эффективности использования вещества литосферы при освоении месторождения необходимо включить показатель, отражающий степень использования вещества не только извлеченного на поверхность, но и оставшегося в недрах, рассматривая его, как вместилище техногенных пустот, которые могут быть использованы для решения тех или иных хозяйственных проблем.

Коэффициент полезного использования выработанных пространств:

$$K_{\text{вп.эф.}} = \frac{V_{\text{впх}}}{V_{\text{вп}}}, \text{ ед.} \quad (2.12)$$

Интегральный коэффициент использования вещества литосферы для месторождения в целом определяется как произведение локальных коэффициентов, найденных для каждого технологического уровня:

$$K_{\text{вл.}} = K_{\text{п.эф.}} \times K_{\text{гр.эф.}} \times K_{\text{д.эф.}} \times K_{\text{пп.эф.}} \times K_{\text{м.эф.}} \times K_{\text{вп.эф.}}, \text{ ед.} \quad (2.13)$$

По величине общего коэффициента использования вещества литосферы можно определять уровень комплексного использования ресурсов недр для действующего горно-обогатительного предприятия, а также проводить сравнительный анализ вариантов, рассматриваемых на стадии проектирования.

Оценка этих показателей дает возможность определить полноту использования вещества литосферы в цикле освоения участка недр через коэффициент $K_{\text{э.в.}}$, перспективы реализации замкнутого оборота минерального вещества в пределах горнотехнической системы и оценить степень влияния процессов освоения недр на среду обитания человека.

2.4. Структуризация запасов бедных руд и техногенного медьсодержащего сырья Жезказганского месторождения с позиций расширения минерально-сырьевой базы

Истощение балансовых запасов в результате многолетней эксплуатации Жезказганского месторождения сопровождалось устойчивой тенденцией снижения качества вовлекаемых в эксплуатацию руд (рис. 2.8). Результаты проведенной ревизии запасов кондиционного и некондиционного природного и техногенного сырья [75] свидетельствуют о том, что из общего числа медьсодержащих забалансовых запасов (540 млн т) пригодными к отработке являются порядка 400 млн т руды.

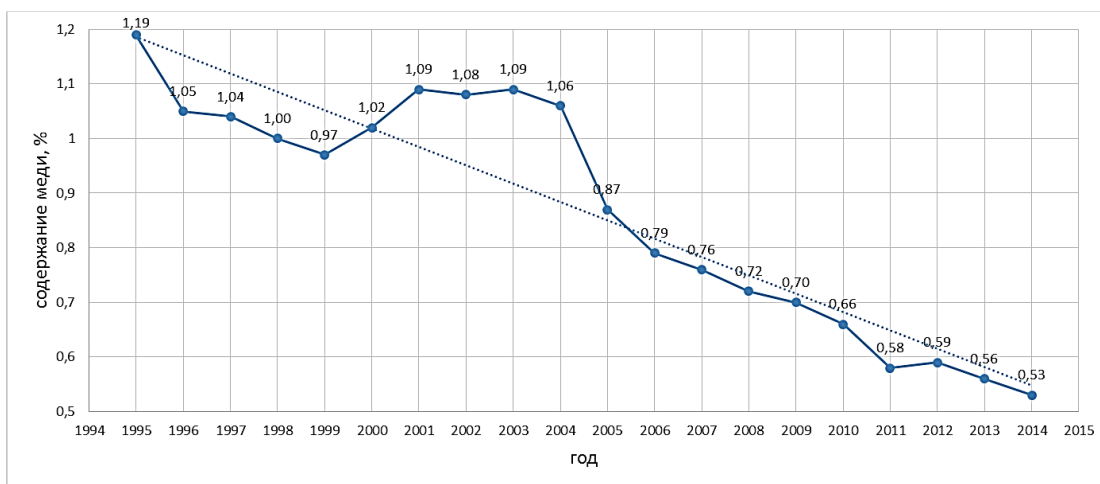


Рисунок 2.8 – Динамика содержания меди в добытой товарной руде на рудниках ПО «ЖЦМ»

Анализ информации свидетельствует, что наибольшей ценностью по меди характеризуются балансовые и забалансовые сульфидные руды и лежалые хвосты. Следует обратить внимание, что в последних в процессе хранения в результате миграции и природного выщелачивания произошли изменения минеральных форм, которые необходимо учитывать при выборе технологий последующей переработки.

По результатам ревизии медьсодержащего сырья Жезказганского месторождения составлена классификация запасов с определением перспективных технологий их добычи и переработки (табл. 2.1).

За 45 лет работы в законсервированном хвостохранилище Жезказганской обогатительной фабрики (ЖОФ) ТОО «Корпорация Казахмыс» с 1963 по 2008 гг. накоплено хвостов обогащения в объеме 852,8 млн тонн с содержанием меди 0,1-0,22%.

Таблица 2.1 – Классификация запасов Жезказганского месторождения по видам сырья с учетом перспективных технологий добычи и переработки руд

№ п/п	Вид сырья	Технология добычи		Технология переработки
		Устойчивая геомеханическая ситуация	Неустойчивая геомеханическая ситуация	
1	Запасы окисленных руд	Добыча руды открытым способом	Предварительная гидроза-кладка прилегающих или нижележащих ослабленных участков и последующая добыча руды открытым способом	Гидрометаллургическая
2	Забалансовые запасы смешанных руд (заскладированные в отвале вскрышных пород)	Транспортировка руды из отвала к месту переработки		Флотационно-гидрометаллургическая для смешанных руд
3	Бедные сульфидные балансовые и забалансовые запасы	Камерно-столбовая с повторной выемкой целиков из открытого очистного пространства (погашение пустот путем управляемого обрушения)	Погашение пустот путем предварительного принудительного обрушения	Флотационно-гидрометаллургическая для сульфидных руд
4	Запасы, ранее списанные в потери	Выемка целиков из открытого очистного пространства (погашение пустот путем управляемого обрушения кровли)	Выемка целиков с полевой подготовкой (погашение пустот путем предварительного принудительного обрушения кровли)	
5	Запасы в обрушенных участках	Подземная добыча системами с обрушением и самообрушением руды с полевой подготовкой		Сепарация+флотационно-гидрометаллургическая
6	Лежалые хвосты ЖОФ	Добыча хвостов с использованием специальной технологии и применением специализированного оборудования		Флотационно-гидрометаллургическая для сульфидных хвостов обогащения

Отходы обогатительного производства, представляя собой крупный резерв сырья для извлечения полезных компонентов, одновременно являются очагами регионального загрязнения окружающей среды.

Исследования по разработке технологии, проведенные на представительной пробе лежалых хвостов Жезказганской обогатительной фабрики с содержанием меди 0,12%, позволяют судить о химическом и фазовом составе исходного материала (табл. 2.2 и 2.3):

Таблица 2.2 – Характеристика химического состава исходных хвостов ЖОФ

Хим. состав	Cu	Fe	Ca	Si	Al	Zn	Ag, г/т	Ti	S	Mn	Cr	Pb
Содержание, %	0,12	2,90	2,92	28,94	6,21	0,067	2,13	0,31	0,36	0,13	0,017	0,082

Таблица 2.3 – Фазовый состав пробы исходных хвостов ЖОФ по формам соединения меди

Наименование соединений	Содержание, %	
	Абс.	Отн.
Окисленные соединения	0,03	23,08
Вторичные сульфиды	0,09	69,23
Первичные сульфиды	< 0,01	7,69
Исходная по сумме	0,13	100,0

Вовлечение лежалых хвостов ЖОФ в переработку целесообразно только в том случае, если применяемые технологии позволяют осуществить комплексную переработку сырья с получением максимально возможного количества попутных компонентов, в том числе серебра, золота, рения, железного купороса. В противном случае, процесс извлечения ценных компонентов, как правило, не рентабелен.

2.5. Стратегия комплексного освоения Жезказганского месторождения

Неизбежными следствиями интенсивной эксплуатации Жезказганского месторождения являются:

- количественное и качественное истощение сырьевой базы действующих рудников;
- накопление выработанных пространств в недрах земли;
- накопление отходов горного и обоганительного производства.

Вышеперечисленные проблемы в настоящее время решаются путем:

- управления сложным геомеханическим состоянием подработанного массива и оставленных целиков;
- восполнения сырьевой базы;
- поиска эффективных технологий добычи и переработки бедного и труднообогатимого природного и техногенного медьсодержащего сырья;
- снижения экологической нагрузки для улучшения среды обитания населения.

Анализ опыта эксплуатации месторождения камерно-столбовой системой разработки показал, что на период отработки панели барьерные (ленточные) целики выполняют несущую функцию, однако, под влиянием горных работ, с течением времени, в междуканальных целиках накапливаются деформации.

ции и происходят хрупкие разрушения. На отработанных площадях формируются группы МКЦ с различной интенсивностью разрушения, вплоть до полного. Постепенное ухудшение геомеханической обстановки на месторождении выражалось в росте числа разрушенных МКЦ. С середины 90-х годов в геомеханической обстановке на Жезказганском месторождении стали фиксироваться качественные изменения: объединение отдельных ослабленных участков в крупные ослабленные районы с формированием неконтролируемых зон обрушения налегающих пород; обрушение налегающей толщи на больших площадях стали сопровождаться техногенными землетрясениями на поверхности и воздушными ударами в подземных горных выработках.

Количественным показателем качественных изменений в геомеханической обстановке является динамика накопления пустот. Многолетняя тенденция накопления объемов открытых выработанных пространств сменилась их уменьшением. В большей степени уменьшение объемов пустот связано с происходящими процессами самообрушения налегающих пород, которые обусловлены большим разбросом ослабленных участков по глубине и площади месторождения.

По результатам последних обследований на рудниках Жезказганского месторождения из 547 эксплуатируемых панелей 94 панели, т. е. 17%, имели срок службы более 30 лет. Из них 79 панелей отнесены к ослабленным. В 94 панелях находится 8153 МКЦ, из которых 1663 (20,4%) отнесены к ослабленным, а 1402 (17,2%) - к разрушенным. Объем участков с длительным сроком службы - более 30 лет и от 25-30 лет составляет, соответственно: в поле Южного Жезказганского рудника (ЮЖР) – 16,7% и 22%; в поле Восточного Жезказганского рудника (ВЖР) – 25,0% и 34%; в поле Западного Жезказганского рудника (ЗЖР) – 37,7% и 51%; в поле рудника «Степной» – 0% и 4%; в поле Анненского рудника (АР) – 0% и 11%.

С учетом указанных негативных геомеханических тенденций в 1996 г. была разработана и согласована с Комитетом ГГТН РК «Концепция дальнейшей эффективной и безопасной отработки Жезказганского месторождения в сложившихся горно-технических и геомеханических условиях» [75], которая предполагает, наряду с отработкой оставшихся балансовых запасов существу-

ющей камерно-столбовой системой, для снятия нагрузки и стабилизации геомеханической ситуации, а также для сокращения потерь руды в целиках параллельно вести горные работы по выемке МКЦ в ранее отработанных панелях с погашением выработанного пространства путем обрушения налегающих пород. Кроме того, было предложено погашать пустоты на старых ослабленных площадях путем управляемого обрушения.

Как предполагалось, повторная разработка целиков различного назначения должна была стать одним из основных способов погашения пустот. Однако ряд объективных причин осложняет ведение повторной разработки, а именно: многоярусность отработки; различие в мощности отрабатываемых залежей; наличие ослабленных участков в свите залежей; ограничение возможностей эксплуатируемой техники; наличие охраняемых объектов и коммуникаций на поверхности и др.

В качестве основного резерва восполнения сырьевой базы ПО «ЖЦМ» должны рассматриваться запасы бедных руд и руд, расположенных в сложных геомеханических условиях, на действующих рудниках и накопленное за длительный период эксплуатации Жезказганского месторождения техногенное сырье. Кроме того, восполнение сырьевой базы возможно за счет запасов, ранее не вовлекавшихся в эксплуатацию: упорных и труднообогащаемых смешанных и окисленных руд, запасов, списанных в потери, временно-неактивных запасов.

Компенсация выбывающих мощностей действующих рудников Жезказганского месторождения возможна только за счет комплексного вовлечения в эксплуатацию всех видов медьсодержащего сырья сочетанием усовершенствованных физико-технических и физико-химических процессов добычи и переработки с получением грубого промпродукта и его последующего гидрометаллургического передела для извлечения всех ценных компонентов, преимущественно в условиях подземного рудника. Комплексный подход к формированию стратегии дальнейшего освоения Жезказганского месторождения позволит решить не только технические и технологические, но и социальные проблемы региона, выполняя в этом случае роль инструмента повышения социальной ответственности бизнеса.

Выводы по 2 главе

Разработка экологически сбалансированного цикла комплексного освоения месторождений многокомпонентных руд для Жезказганского месторождения – значительный шаг к экологически осознанному управлению на предприятиях горнодобывающего комплекса Республики Казахстан. Она позволит не только продлить срок деятельности горнодобывающего предприятия и повысить эффективность осуществляемых капитальных вложений, но и восстановить экологический баланс и снизить социальную напряженность в регионе. Для этого разработаны принципы дифференциации активных и временно неактивных запасов, чтобы определить перспективные геотехнологии вовлечения минерального сырья различного качества, залегающего в разнообразных условиях в эффективную промышленную эксплуатацию.

Проведенные исследования позволили дифференцировать запасы руды и техногенного сырья Жезказганского месторождения и выявить пригодные для отработки и повторного использования.

Результаты мониторинга современного состояния горнотехнических систем позволили:

- выявить «узкие места» применяемых технологий;
- получить исходные данные для проведения факторного анализа условий формирования потоков вещества литосферы (природного, природно-техногенного и техногенного минерального сырья) в замкнутом экологически сбалансированном цикле разработки месторождений твердых полезных ископаемых и переработки сырья, а также разработать принципы управления минерально-сырьевыми потоками;
- получить исходные данные для установления закономерностей формирования технологических свойств минеральных потоков природного и техногенного сырья и отходов горнодобывающего и перерабатывающего производств;
- выявить перечень ранее не извлекаемых промышленностью и загрязняющих среду обитания человека ценных компонентов для проведения лабораторных исследований по извлечению их из многокомпонентных руд, угля и техногенного сырья.

Оценка этих показателей дала возможность определить полноту использования вещества литосферы в цикле освоения участка недр через коэффициент $K_{э.в.}$, перспективы реализации замкнутого оборота минерального вещества в пределах горнотехнической системы и оценить степень влияния процессов освоения недр на среду обитания человека.

Доказано, что компенсация выбывающих мощностей действующих рудников Жезказганского месторождения возможна только за счет комплексного вовлечения в эксплуатацию всех видов медьсодержащего сырья сочетанием усовершенствованных физико-технических и физико-химических процессов добычи и переработки с получением грубого промпродукта для его последующего выщелачивания и гидрометаллургического передела с извлечением всех ценных компонентов преимущественно в условиях горного предприятия. Комплексный подход к формированию стратегии дальнейшего освоения Жезказганского месторождения позволит решить не только технические и технологические, но и социальные проблемы региона, выполняя в этом случае роль инструмента повышения социальной ответственности бизнеса.

3. ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ГЕОТЕХНОЛОГИЙ ПОВТОРНОЙ ДОБЫЧИ БЕДНЫХ РУД И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ ЖЕЗКАЗГАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

3.1. Развитие технологии повторной разработки междукammerных целиков из открытого выработанного пространства

В соответствии с «Концепцией дальнейшей безопасной и эффективной отработки запасов Жезказганского месторождения...» (1996 г.), первичная разработка оставшихся балансовых запасов камерно-столбовой системой сопровождается повторной разработкой ранее оставленных целиков с обрушением налегающей толщи. За период с 1997 г. по 2008 г. вовлечены в повторную разработку и полностью погашено 129 выемочных единиц, из них 108 - из открытого выработанного пространства. В погашенных панелях конечные потери после повторной разработки составили 9,6% против 20,5% после первичной отработки камерно-столбовой системой. В ходе повторной разработки по состоянию на 01.09.2008г. погашено 14,7 млн.м³ ранее накопленных пустот.

В повторную разработку из открытого выработанного пространства вовлекаются панели выемочной мощностью до 12 м, в которых МКЦ обеспечивают надежное поддержание налегающей толщи [94]. Крепление кровли камер анкерами и механизация этого процесса создают безопасные условия труда в открытом выработанном пространстве. Отбойка МКЦ производится направленным взрывом вееров скважин. Развал отбитой руды из МКЦ производится направленным взрывом, который позволяет уложить разрушенную рудную массу на почву камеры в зоне, поддерживаемой тремя оставшимися ненарушенными целиками (рис. 3.1). Поэтому веера скважин бурятся в целиках по диагонали камер.

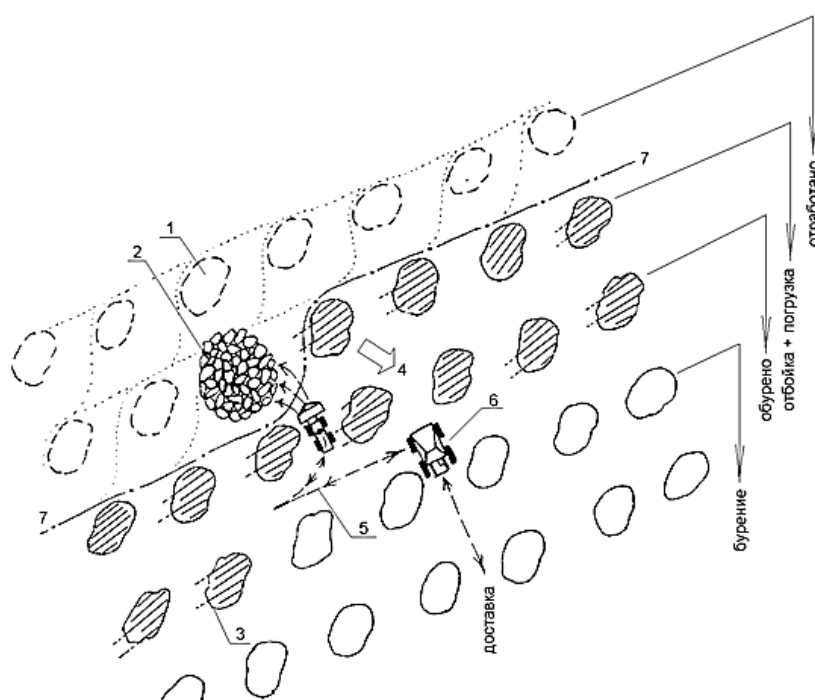


Рисунок 3.1 – Технология извлечения МКЦ из открытого выработанного пространства со скважинной отбойкой. МКЦ: 1 – ранее извлеченные; 2 – отбитый; 3 – обуренный; 4 – направление отбойки руды; 5 – погрузка ПДМ; 6 – автосамосвал; 7 – контур неподдерживаемой кровли.

Для обеспечения безопасности горных работ целесообразно иметь запас обуренных и готовых к отбойке МКЦ таким образом, чтобы линия обуриваемых целиков была отделена от границы неподдерживаемой кровли, как минимум, одним рядом уже обуренных МКЦ. скважин по нормали к заданному направлению разлета руды при взрыве [95]. Типовой паспорт буровзрывных работ представлен на рис. 3.2. Направленный характер отбойки руды достига-

ется параллельным расположением вееров. Использование скважинной отбойки дает возможность обруивать кровлю для управления процессом обрушения. Для этого бурят верхние скважины в веерах в кровлю через целик, как это показано на рис. 3.3.

Каждый целик отбивают за один массовый взрыв с коротким замедлением по группам скважин. Перебуренные в кровлю концы скважин взрывают вместе со всеми полувеерами скважин в целике. Данный способ управления процессом обрушения кровли позволяет задать шаг консоли из необрушенных пород шириной, равной расстоянию между МКЦ. Каждый целик отбивают за один массовый взрыв с коротким замедлением по группам скважин. Перебуренные в кровлю концы скважин взрывают вместе со всеми полувеерами скважин в целике.

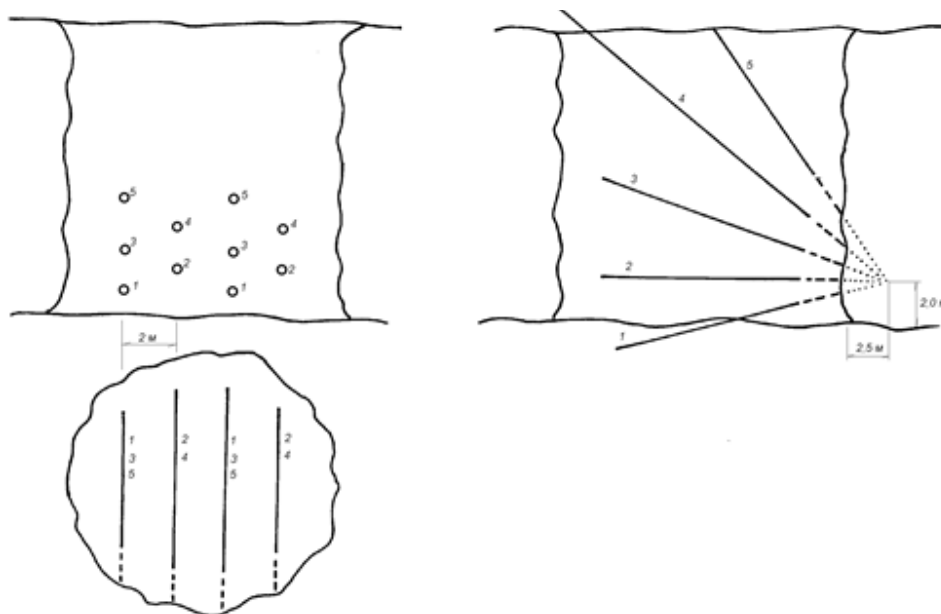


Рисунок 3.2 – Типовой паспорт буровзрывных работ для отбойки МКЦ высотой 8 м и веерами скважин диаметром 105 мм.

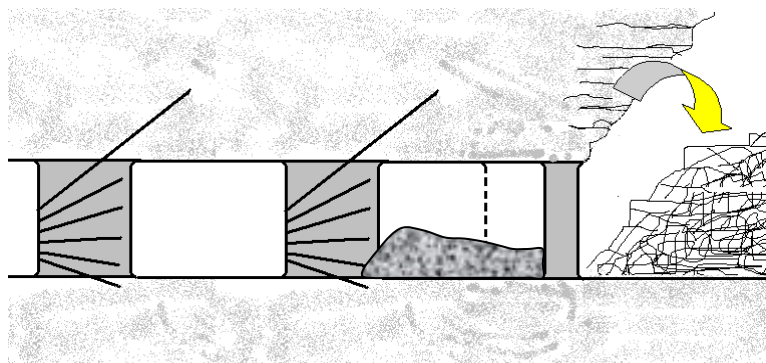


Рисунок 3.3 – Управление обрушением кровли путем перебура скважин через целик

На погрузке отбитой руды в забое и доставке ее по выработанному пространству и транспортным штрекам до рудоспусков используется самоходное оборудование: ковшевые погрузчики и подземные автосамосвалы. Данный способ извлечения МКЦ предложен автором диссертации и прошел промышленные испытания при повторной разработке панели 61 Восточного Жезказганского рудника (ВЖР).

Панель 61 расположена в Анненском горном районе Жезказганского месторождения, характерной особенностью которого является более крутое, чем в центральной части залегание толщи пород. Панель изолирована от других выработанных пространств. В плане она имеет неправильную форму. Угол падения рудного тела и согласных с ним вмещающих пород - $10-12^\circ$ на юго-восток с азимутом 140° . Средняя глубина залегания - 100 м.

Залежь отработана камерно-столбовой системой с оставлением столбчатых МКЦ по сетке 20×20 м. Выемочная мощность залежи колеблется от 6 м до 12 м, составляя в среднем 7,9 м. В панели оформлено 78 столбчатых целиков диаметром 7-9 м. Камерно-столбовой системой добыто 731,7 тыс. т товарной руды (10245 т меди и 1017 т свинца). Показатели извлечения из недр: потери по руде - 13,4%, по металлу - 12,7%, разубоживание - 4,6%.

Повторная разработка панели 61 начата в июле 1997 года с извлечения МКЦ в восточной части панели (рис. 3.4). Первые опыты показали, что шпуровыми зарядами не удастся отбить запасы МКЦ диаметром 7-9 м за один взрыв, поэтому было рекомендовано перейти к скважинной отбойке. Обустройство МКЦ велось станком НКР-100, установленным на самоходном шасси, полувеерами скважин диаметром 105 мм с перебором двух скважин в кровлю на глубину до 8 м для инициирования самообрушения.

Расстояние между полувеерами и длина недозаряда скважин составили 2 м. В МКЦ бурится четыре полувеера по три скважины в каждом. Станок НКР-100 обеспечивает бурение 25 м/смену скважин диаметром 105 мм. Выход горной массы - 6-10 т/м. Таким образом, за 1 смену бурения подготавливается к отбойке 150-250 т руды. Для отбойки одного МКЦ необходимо 150-160 м скважин с учетом перебура в кровлю. На обустройство одного МКЦ уходит 2-3 суток. Взрывание - короткозамедленное. Общий вес ВВ на отбойку

одного МКЦ с запасами руды 1 тыс. т и более - порядка 1 т. Удельный расход ВВ составил 0,4 кг/м³ [96].

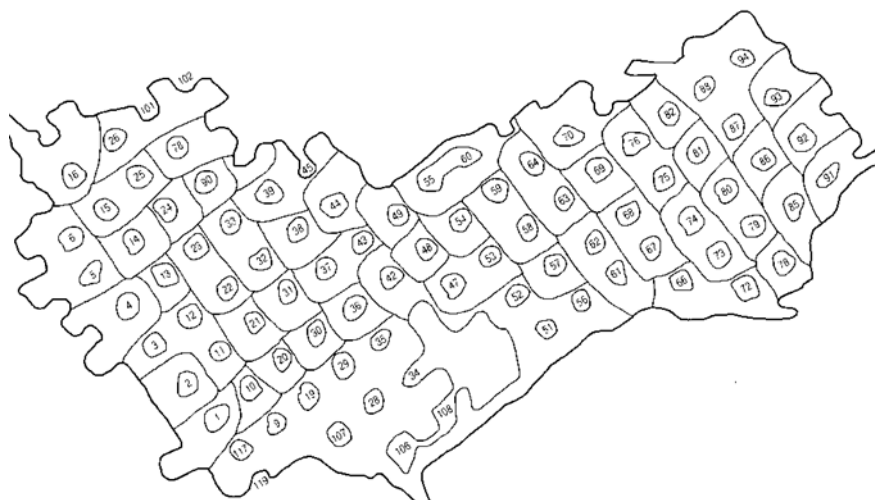


Рисунок 3.4 – Повторная разработка панели 61 на шахте 57 ВЖР

Самый опасный процесс в ходе извлечения МКЦ из открытого выработанного пространства - погрузка отбитой руды под неподдерживаемой кровлей. Бурение и зарядание скважин в МКЦ, доставка руды производятся под защитой целиков. Поэтому для повторной разработки панели 61 был рекомендован ковшовый погрузчик *Toro 501DL*, оборудованный системой *Torotel* для работы в режиме ДУ. В ходе его эксплуатации обнаружился ряд проблем, связанных с управлением работой ковша на черпании, снижающих производительность труда и приводящих к повышенному износу машины и шин. В связи с этим, было принято решение оснастить дистанционным управлением ПДМ Caterpillar 980. Доставка руды в рудоспуск производится автосамосвалами *Toro 40DL*. Длина откатки - 1000 м. По данной технологии достигнута производительность на отгрузке - 1000 т/смену (максимальная - 1200 т в смену при наличии двух автосамосвалов).

Таким образом, чтобы сбалансировать производительность процессов отбойки и отгрузки руды требуется увеличения числа буровых станков или их производительности в 2-3 раза. В этом случае, интенсивность повторной разработки по данной технологии будет максимальной. Производительность панели по руде определена опытным путем. К сентябрю 1998 г. в панели 61 было полностью отработано 70 целиков. Возвращено из потерь 152,7 тыс.т руды со средним содержанием меди - 0,88%. Фактически достигнуты следующие показатели извлечения руды из МКЦ: потери – 12%, разубоживание 38%.

После первого, в целом, удачного промышленного эксперимента по извлечению МКЦ из открытого выработанного пространства в панели 61 шх.57, данную технологию начали использовать на Южно-Жезказганском руднике (ЮЖР) на глубинах 300÷400 м. Первые опытные взрывы показали, что на данных глубинах породы кровли обрушаются без образования консоли и накрывают отбитую руду. Таким образом, увеличение глубины горных работ в 3-4 раза потребовало конструктивных изменений технологии.

Для широкомасштабного внедрения повторной разработки МКЦ на больших глубинах необходимо было обеспечить временное поддержание непосредственной кровли камер в зоне погрузки отбитой руды. Для решения данной задачи автором диссертации было предложено оставление временного сигнального целика. Принцип поддержания призабойного пространства показан на рис. 3.5.

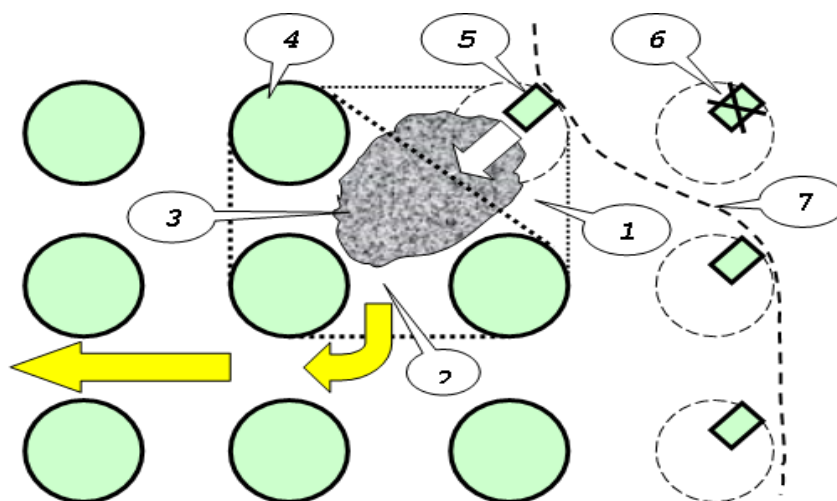


Рисунок 3.5 – Принцип временного поддержания непосредственной кровли призабойного пространства сигнальными целиками в областях: 1 – временного поддержания кровли сигнальным целиком; 2 – жесткого поддержания кровли МКЦ проектных размеров; 3 – погрузки отбитой руды. Целики: 4 – проектных размеров; 5 – сигнальный; 6 – погашенный; 7 – граница зоны обрушения кровли (погашенное выработанное пространство).

Сигнальный целик малого сечения позволяет поддержать непосредственную кровлю призабойного пространства в устойчивом состоянии. Погрузка руды ведется в основном в зоне жесткого поддержания кровли между тремя МКЦ проектных размеров и частично в области временного поддержания кровли сигнальным целиком. Запасы руды из сигнальных целиков не извлекаются. Поэтому их размеры должны быть минимальными из расчета вре-

менной устойчивости сигнальных целиков в течение не более 1 суток. Для погашения выработанного пространства обрушением, сигнальные целики должны быть раздавлены горным давлением по мере дальнейшего продвижения фронта повторной разработки в панели [97].

Оставление временных сигнальных целиков предотвращает обрушение непосредственной кровли камер. Тем самым граница зоны обрушения отодвигается от зоны погрузки отбитой руды на один ряд МКЦ – на 20 м. Это позволяет использовать на погрузке ПДМ с ручным управлением и приводит к снижению разубоживания руды обрушенными породами. Почти 20-летним опытом доказано, что оставление временных сигнальных целиков малого сечения обеспечивает снижение разубоживания отбитой руды обрушенными породами в 3,4 раза.

Руда отбивается направленным взрывом вееров скважин в зону погрузки (рис. 3.6). Погрузка руды ведется ПДМ (рис. 3.7) в основном в зоне жесткого поддержания кровли между тремя МКЦ проектных размеров и частично в области временного поддержания кровли сигнальным целиком (рис. 3.8). Безопасность горных работ в специфических условиях погашения выработанного пространства обрушением налегающей толщи обеспечивается следующими мероприятиями [98]:

- механизированной оборкой заколов с целиков и кровли с помощью агрегата ОКНТ-2А (рис. 3.9), телескопический рабочий орган которого навешен на ковш погрузчика Caterpillar 980, с максимальной высотой оборки до 11,5 м и рабочим усилием до 6000 кг;
- технологическими перерывами в процессе ведения горных работ длительностью до 3 суток на период посадки налегающей толщи до момента стабилизации геомеханической ситуации в панели, что определяется визуальными наблюдениями из подходных выработок и инструментальным контролем состояния налегающей толщи автоматизированной сейсмической системой мониторинга массива. В результате реализации предложенной технологии на Жезказганском месторождении накоплен 20-летний опыт повторной разработки из открытого выработанного пространства с оставлением сигнальных целиков. За весь период не было ни одного несчастного случая при погрузке отбитой руды в зоне временного поддержания непосредственной кровли в призабойной зоне сигнальными целиками. На предложенный вариант

технологии извлечения МКЦ получен патент РК [99], что подтверждает новизну данного технического решения.

В случае зависания налегающей толщи, управление процессом обрушения кровли при извлечении МКЦ из открытого выработанного пространства [100] с оставлением сигнальных целиков может осуществляться путем взрывания в кровле вееров скважин, перебуренных через МКЦ, как это показано на рис.3.10.

Предложенный вариант технологии повторной разработки МКЦ из открытого выработанного пространства с оставлением сигнальных целиков прошел промышленные испытания на Южно-Жезказганском руднике. В 1998 г. ЮЖР начал повторную разработку в восьми панелях шахт 65 и 67. Шахта 45 начала повторную разработку залежи ПС-9-3 в поле шахты Петро на горизонте 340 м.



Рисунок 3.6 – Бурение вееров скважин в МКЦ установкой Ranger



Рисунок 3.7 – Погрузка отбитой руды из целика ПДМ Caterpillar 980G



Рисунок 3.8 – Вид сигнального целика



Рисунок 3.9 – Обезопасивание кровли установкой ОКНТ

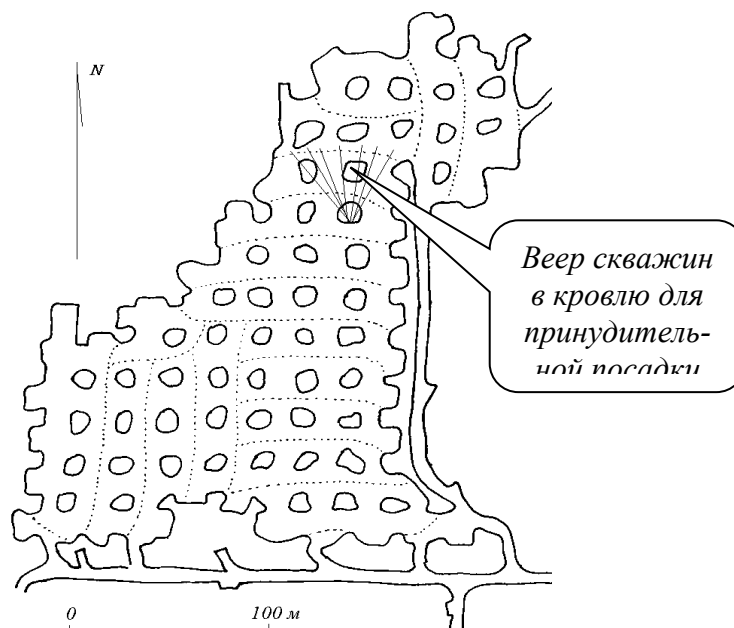


Рисунок 3.10 – Извлечение МКЦ в панели 31 сев. гор. 140 м шх.65 с принудительной посадкой кровли в начальной стадии

Итого, в 1998 г. на ЮЖР из МКЦ в ходе повторной разработки возвращено из потерь 385,1 тыс.т руды со средним содержанием меди 1,52%, что позволило получить 5853 т меди в товарной продукции. Сопоставив средневзвешенное содержание металла в товарной руде и в списанных МКЦ, получено среднее разубоживание руды 11%. Таким образом, новый вариант технологии повторной разработки МКЦ с оставлением временных сигнальных целиков обеспечивает не только безопасность горных работ, но и снижение разубоживания в 3,4 раза по сравнению с технологией с полной отбойкой МКЦ. Это означает, что сигнальными целиками решена задача повышения качества товарной руды путем снижения разубоживания.

По итогам промышленных испытаний установлены следующие основные технико-экономические показатели технологии извлечения МКЦ из открытого выработанного пространства с обрушением налегающей толщи: производительность повторной разработки панели по руде – 180-200 тыс.т/год; производительность труда по забойной группе – 32 м³/чел.см; потери – 17%; разубоживание – 11%; удельный расход ВВ – 0,4кг/м³; выход горной массы с 1 м шпура – 2,9 м³.

Производительность труда при извлечении МКЦ по предложенной технологической схеме на 40% превысила производительность при отработке балансовых запасов камерно-столбовой системой разработки, которая на ЮЖР

составляет по забойной группе $23 \text{ м}^3/\text{чел.см}$. Это достигнуто за счет роста производительности труда на бурении в 2,2 раза, т.к. при отбойке целиков выход руды составляет 28 т/пог.м, а при отбойке руды из массива – 12 т/пог.м, а также за счет исключения процесса крепления кровли с удельным расходом крепи: железобетонных штанг – 20 шт./1000 т и торкретбетон – $32 \text{ м}^2/1000 \text{ т}$.

Создание производительной и экономически эффективной технологии потребовало обоснования геомеханических условий, в которых ее применение будет безопасно. Это связано со способностью МКЦ выдержать концентрацию опорного давления, которое возникает в процессе извлечения целиков за счет перераспределения нагрузок с отработанных на оставшиеся МКЦ.

Идея расчета процесса перераспределения нагрузок при разрушении или извлечении МКЦ предложена Макаровым А.Б. в работе [101]. Суть идеи заключается в следующем. Выработанное пространство с размерами в плане $L_1 \times L_2$ представляется в виде тонкой щели толщиной, равной выемочной мощности залежи h . Поддержание выработанного пространства целиками моделируется приложением к контуру щели сосредоточенных сил, равных по величине нагрузкам на МКЦ. Начальное распределение нагрузок на целики после извлечения камерных запасов рассчитывается по условию совместности деформаций по методике К.В. Руппенейта [102] с помощью программы Pillars 2 или инженерным методом [103] с помощью программы CPS 2005 Pro.

При извлечении МКЦ нагрузка N_p , которая приходилась на извлеченный целик, перераспределяется на окружающие его оставшиеся целики [104]. Максимальный прирост нагрузок ΔN_i приходится на МКЦ, прилегающие к извлеченному. На более удаленные целики прирост нагрузки меньше. Сумма приростов ΔN_i на все оставшиеся целики равна:

$$\sum \Delta N_i = N_p \quad (3.1)$$

Если извлекается или разрушается группа из k целиков, тогда сумма приростов на q оставшихся МКЦ будет равна:

$$\sum_k \sum_q \Delta N_i = \sum_k N_p \quad (3.2)$$

Так как нагрузки, создаваемые целиками на кровлю и почву залежи, равны между собой, поэтому задача оказывается симметричной относительно

середины высоты выработанного пространства. В этом случае достаточно рассматривать только половину высоты МКЦ и смещения кровли. Для расчета процесса перераспределения нагрузок на месте извлеченного МКЦ к кровле выработанного пространства прикладывается сосредоточенная сила N_p , по величине равная нагрузке на этот целик до его отработки и обратная по направлению (сила N_p до извлечения целика действовала вертикально вверх, поддерживая кровлю; извлечение целика моделируется приложением к кровле нагрузки N_p , направленной вертикально вниз) [105].

Для учета обрушения налегающей толщи пород над погашенной частью выработанного пространства к кровле, где ранее стояли МКЦ, а на данном этапе образовался свод обрушения высотой h_0 , прикладываются силы равные весу обрушенных пород γh_0 , направление действия которых обратно направлению действия сил N_p (рис. 3.11).

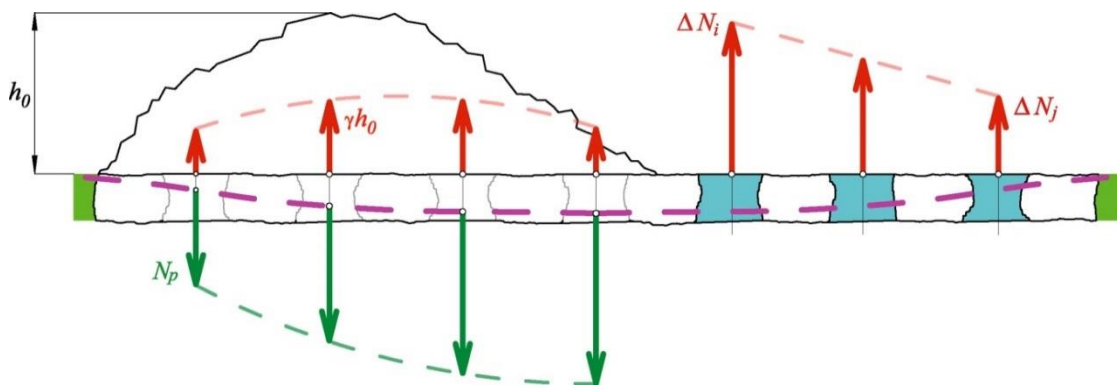


Рисунок 3.11 – Схема к расчету перераспределения нагрузок по условию совместности деформаций оставшихся целиков и вмещающих пород с учетом влияния зоны обрушения

Для расчета приростов нагрузок ΔN_i при извлечении k целиков на q оставшихся целиков составляется и решается система линейных алгебраических уравнений с q неизвестными приростами ΔN_i :

$$V_i(N_p) - V_i(\Delta N_{1..q}) - V(\gamma h_0)_i - V_{cp} = \Delta h_i(\Delta N_i) \quad (3.3)$$

где $V_i(N_p)$ – прогиб кровли над i -тым целиком от действия силы N_p ; $V_i(\Delta N_{1..q})$ – уменьшение прогиба кровли над i -тым целиком от действия прироста нагрузок $\Delta N_{1..q}$ на q оставшихся целиков; $\Delta h_i(\Delta N_i)$ – деформация i -того целика от прироста нагрузки на него; V_{cp} – средние смещения кровли в m точках S_s в массиве вблизи границы выработанного пространства от действия сил

N_p и ΔN_i на кровлю. Компоненты смещений кровли рассчитываются по формулам теории упругости:

$$V_i(N_p) = \frac{1-\nu^2}{\pi E_n} \cdot \frac{N_p}{r_i}; \quad (3.4)$$

$$V_i(\Delta N_{1..q}) = 0,54 \frac{1-\nu^2}{\pi E_n} \frac{\Delta N_i}{R_i} + \sum_{j=1}^q \frac{1-\nu^2}{\pi E_n} \frac{\Delta N_j}{r_{ij}}; \quad (3.5)$$

$$V_{cp} = \frac{1}{m} \cdot \frac{1-\nu^2}{\pi E_n} \sum_{s=1}^m \sum_{j=1}^q \frac{\Delta N_j}{r_{js}}; \quad (3.6)$$

$$\Delta h_i(\Delta N_i) = \frac{\Delta N_i h_i}{2 E_u F_i} \quad (3.7)$$

$$V(\gamma h_o) = \gamma h_o S_{onop} \frac{m(1-\nu^2)}{E} \sqrt{F} \quad (3.8)$$

где E_n , ν – модуль упругости и коэффициент Пуассона пород кровли; E_u – модуль упругости руды в целике с соотношением высоты к диаметру h/d ; R_i – радиус i -того МКЦ; r_{ij} – расстояние между i -тым и j -тым целиками; r_i – расстояние от извлеченного до i -того МКЦ; r_{sj} – расстояние от j -того целика до точки S , м; m – количество точек S по границе выработанного пространства; h_i , F_i – высота и площадь i -того целика; S_{onop} – площадь кровли, поддерживаемая одним целиком; m – коэффициент, зависящий от формы целика в плане и равный 0,95 для круглых и квадратных МКЦ.

Временный характер поддержания непосредственной кровли призабойного пространства сигнальными целиками, обеспечивающими безопасность горных работ и снижение разубоживания руды обрушенными породами, основан на процессе перераспределения нагрузок между целиками различной жесткости. Параметры данного процесса зависят от нагрузок, которые несут МКЦ после первичной отработки залежи камерно-столбовой системой. Исходные (до начала повторной разработки) нагрузки на МКЦ определялись по известной методике К.В. Руппенейта [102]. Результаты расчетов выражены в виде коэффициентов нагрузки, представляющих собой отношение: $K_n = N/\gamma H S$, где N – нагрузка на целик; γH – гравитационное давление налегающей толщи с объемным весом γ на глубине H ; S – площадь кровли, поддерживаемая

одним МКЦ. Коэффициент нагрузки показывает, какую часть от полного веса налегающей толщи несет данный целик.

Моделировалась повторная разработка панели с размерами в свету 130×250 м, включающей 6×12 рядов МКЦ по сетке 20×20 м, на глубине $H = 200$ м с выемочной мощностью $h = 8$ м. Эквивалентный пролет панели $L_p = 115$ м. Коэффициент подработки налегающей толщи $L/H = 0,58$. Площадь поперечного сечения МКЦ принималась равной 50 м^2 ; диаметр МКЦ $d = 8$ м. Форма МКЦ $d/h = 1$.

Суммарная нагрузка на все целики в панели по результатам расчета составляет $0,46 \gamma H S_{\text{пан}}$, где $S_{\text{пан}}$ – площадь выработанного пространства панели, т.е. совокупность МКЦ в панели поддерживает всего 46% от полного веса пород до поверхности. Как видно из рис. 3.13, распределение нагрузок на МКЦ в панели имеет вид параболического свода давления: МКЦ, расположенные вблизи границ выработанного пространства воспринимают нагрузки порядка $(0,4 \div 0,5) \gamma H S$, в углах панели еще меньше – $(0,3 \div 0,4) \gamma H S$. Наибольшие нагрузки $(0,6 \div 0,7) \gamma H S$ приходятся на целики, расположенные в центральной части панели.

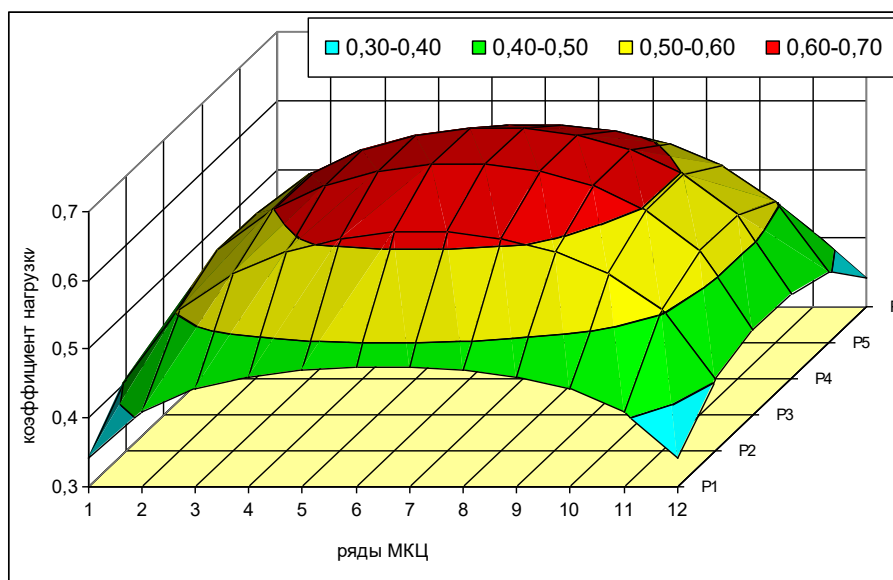


Рисунок 3.13 – Исходное распределение нагрузок на МКЦ в панели после первичной отработки камерных запасов

Данная закономерность распределения первоначальных нагрузок на МКЦ подтверждена многочисленными лабораторными и натурными исследованиями МГИ [106], ИГД им. Д.А. Кунаева [19, 107], что свидетельствует о работоспособности использованной методики расчета.

Для обеспечения надежности выводов моделировались гораздо более жесткие (напряженные) условия ведения повторной разработки, чем это принято в рабочих проектах. А именно: в расчетах принималось, что отбойка с оставлением в итоге сигнального целика ведется не одного МКЦ, а целыми рядами, т.е. в первой стадии отбойки находится целый ряд целиков.

Оценка устойчивости МКЦ в ходе повторной разработки производилась путем расчета коэффициентов запаса прочности $n = P/N$, где P – несущая способность МКЦ, определяемая в соответствии с требованиями «Временной инструкции по расчету целиков...». В данном расчете при определении несущей способности целиков использовались следующие данные: прочность руды в образце – 200 МПа; коэффициенты: трещиноватости – 0,63; пропластков – 0,9; БВР – 0,85; контактных условий – 1. Запас прочности МКЦ обратно пропорционален нагрузке N на целик, поэтому распределение коэффициента запаса имеет вид обратного параболического свода. Минимальные запасы прочности наблюдаются у целиков в центре выработанного пространства, где нагрузки на МКЦ максимальны. Вблизи границ выработанного пространства, а тем более в углах панелей запас прочности МКЦ значительно больше, чем у центральных целиков.

Полученное распределение запаса прочности подтверждается практическим опытом ведения горных работ на Жезказганском месторождении: в первую очередь разрушаются МКЦ, расположенные в центральных частях выработанного пространства на большом удалении от жестких опор типа кромки массива или барьерных целиков. Именно эти целики воспринимают на себя наибольшие нагрузки и имеют минимальный запас прочности. А наоборот: МКЦ, расположенные вблизи границ выработанного пространства, как правило, сохраняют свою устойчивость даже после разрушения центральных целиков, т.к. из-за небольшой нагрузки на них они имеют достаточно большой запас прочности.

Повторная разработка панели моделировалась уменьшением площади МКЦ до размеров сигнальных целиков $2,0 \times 2,5$ м площадью 5 м^2 . Смоделированный порядок извлечения МКЦ – стадийный, рядами по ширине панели от фланга к флангу по длине панели. Результаты расчетов представлены в виде текущих значений коэффициентов нагрузки K_n на каждый целик, его запаса

прочности n и коэффициента концентрации K_k , который показывает, насколько увеличивается нагрузка на МКЦ в ходе повторной разработки по сравнению с исходной после первичной отработки камерных запасов.

По результатам расчетов, концентрация опорного давления на остающиеся целики по мере развития повторной разработки постепенно возрастает. Наиболее напряженная ситуация возникает, когда отработана половина панели. На рис. 3.14 показано распределение нагрузок на целики, когда погашено 7 рядов МКЦ. Изменение нагрузок на целики на данной стадии повторной разработки панели показано на рис. 3.15 в виде коэффициента концентрации опорного давления. Зона опорного давления распространяется от зоны обрушения на 2 ближайших ряда МКЦ с максимальной концентрацией на ближайший ряд. Максимальные нагрузки и коэффициенты концентрации возникают в целиках, прилегающих к зоне обрушения и расположенных в середине ширины панели. Поэтому в дальнейшем будем рассматривать нагруженность и устойчивость именно центральных, наиболее напряженных рядов целиков.

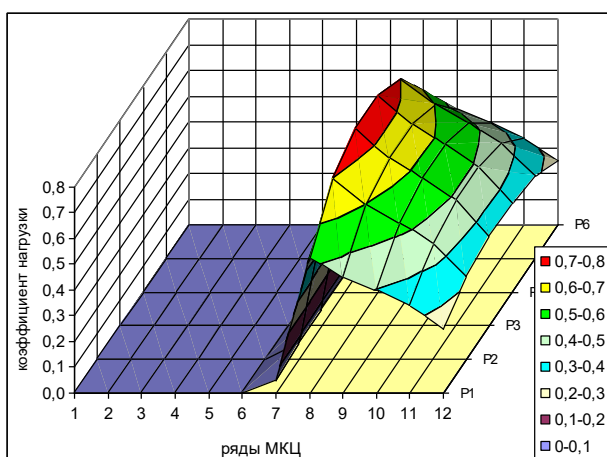


Рисунок 3.14 – Нагрузки на оставшиеся МКЦ в панели после отработки половины рядов целиков

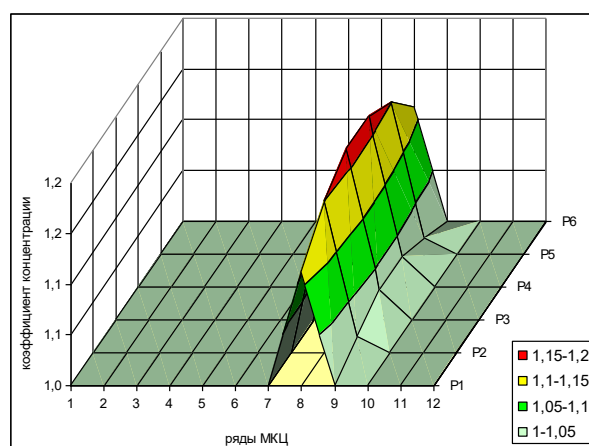


Рисунок 3.15 – Концентрация опорного давления на оставшиеся МКЦ в панели после отработки 7 рядов целиков

Полученные результаты по стадиям повторной разработки приведены в таблицах 3.1-3.3: коэффициенты нагрузки, запаса прочности и концентрации опорного давления по длине центральных рядов МКЦ (наиболее нагруженных и наименее устойчивых) по стадиям повторной разработки. Сводные данные о нагрузках на МКЦ и концентрации опорного давления отображены на рис. 3.16.

Таблица 3.1 – Коэффициенты нагрузки на центральные ряды МКЦ в панели в ходе повторной разработки

исходное состояние	0,42	0,54	0,60	0,63	0,65	0,67	0,67	0,65	0,63	0,60	0,54	0,42
отработан 1 ряд МКЦ	0,04	0,58	0,61	0,64	0,65	0,66	0,66	0,65	0,63	0,59	0,53	0,41
отработано 2 ряда МКЦ	0	0,05	0,67	0,66	0,66	0,66	0,66	0,64	0,62	0,58	0,52	0,40
3 ряда МКЦ	0	0	0,06	0,73	0,69	0,67	0,66	0,64	0,61	0,57	0,51	0,38
4 ряда МКЦ	0	0	0	0,06	0,76	0,70	0,67	0,64	0,61	0,56	0,50	0,37
5 рядов МКЦ	0	0	0	0	0,07	0,78	0,70	0,65	0,61	0,56	0,49	0,36
6 рядов МКЦ	0	0	0	0	0	0,07	0,78	0,68	0,62	0,56	0,49	0,35
7 рядов МКЦ	0	0	0	0	0	0	0,07	0,77	0,65	0,57	0,49	0,35

Таблица 3.2 – Коэффициенты концентрации на центральные ряды МКЦ в панели в ходе повторной разработки

исходное состояние	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
отработан 1 ряд МКЦ	0,09	1,08	1,02	1,01	1,00	0,99	0,99	0,99	0,99	0,99	0,98	0,97
отработано 2 ряда МКЦ	0	0,09	1,12	1,04	1,01	0,99	0,99	0,98	0,98	0,97	0,96	0,94
3 ряда МКЦ	0	0	0,10	1,15	1,05	1,01	0,99	0,98	0,97	0,96	0,94	0,91
4 ряда МКЦ	0	0	0	0,10	1,16	1,05	1,00	0,98	0,96	0,94	0,92	0,88
5 рядов МКЦ	0	0	0	0	0,10	1,17	1,05	1,00	0,96	0,94	0,91	0,85
6 рядов МКЦ	0	0	0	0	0	0,10	1,17	1,04	0,98	0,94	0,90	0,83
7 рядов МКЦ	0	0	0	0	0	0	0,10	1,17	1,03	0,96	0,91	0,82

Таблица 3.3 – Коэффициенты запаса прочности в центральных рядах МКЦ в панели в ходе повторной разработки

исходное состояние	4,04	3,18	2,87	2,70	2,62	2,58	2,58	2,62	2,70	2,87	3,18	4,04
отработан 1 ряд МКЦ	1,43	2,96	2,80	2,69	2,62	2,59	2,60	2,64	2,74	2,91	3,24	4,16
отработано 2 ряда МКЦ	0	1,07	2,56	2,60	2,59	2,59	2,61	2,67	2,77	2,96	3,31	4,30
3 ряда МКЦ	0	0	0,93	2,35	2,50	2,55	2,61	2,68	2,80	3,00	3,38	4,46
4 ряда МКЦ	0	0	0	0,86	2,25	2,45	2,57	2,67	2,81	3,03	3,44	4,61
5 рядов МКЦ	0	0	0	0	0,82	2,20	2,46	2,63	2,81	3,05	3,49	4,76
6 рядов МКЦ	0	0	0	0	0	0,81	2,20	2,51	2,75	3,04	3,52	4,88
7 рядов МКЦ	0	0	0	0	0	0	0,81	2,24	2,62	2,98	3,51	4,95

Примечание: желтым цветом выделены сигнальные целики

Данные табл.3.1-3.3 и рис. 3.16 показывают, что на сигнальные целики нагрузка составляет $(0,04 \div 0,07) \gamma H S$, т.е. составляет всего $4 \div 7\%$ от полного веса пород до поверхности. Это означает, что на глубине 200м сигнальные целики поддерживают только непосредственную кровлю призабойного пространства мощностью $8 \div 14$ м. По результатам расчетов нагрузки на сигнальные целики снижается пропорционально снижению их жесткости, которая прямо пропорциональна площади сечения целика и обратно пропорциональна высоте.

Частичная отработка МКЦ площадью 50 м^2 до размеров временного сигнального целика означает снижение жесткости опоры примерно в 10 раз. Поэтому и нагрузка на сигнальный целик уменьшается также в 10 раз, т.е. коэффициент концентрации нагрузки на сигнальный целик $K_k = 0,1$.

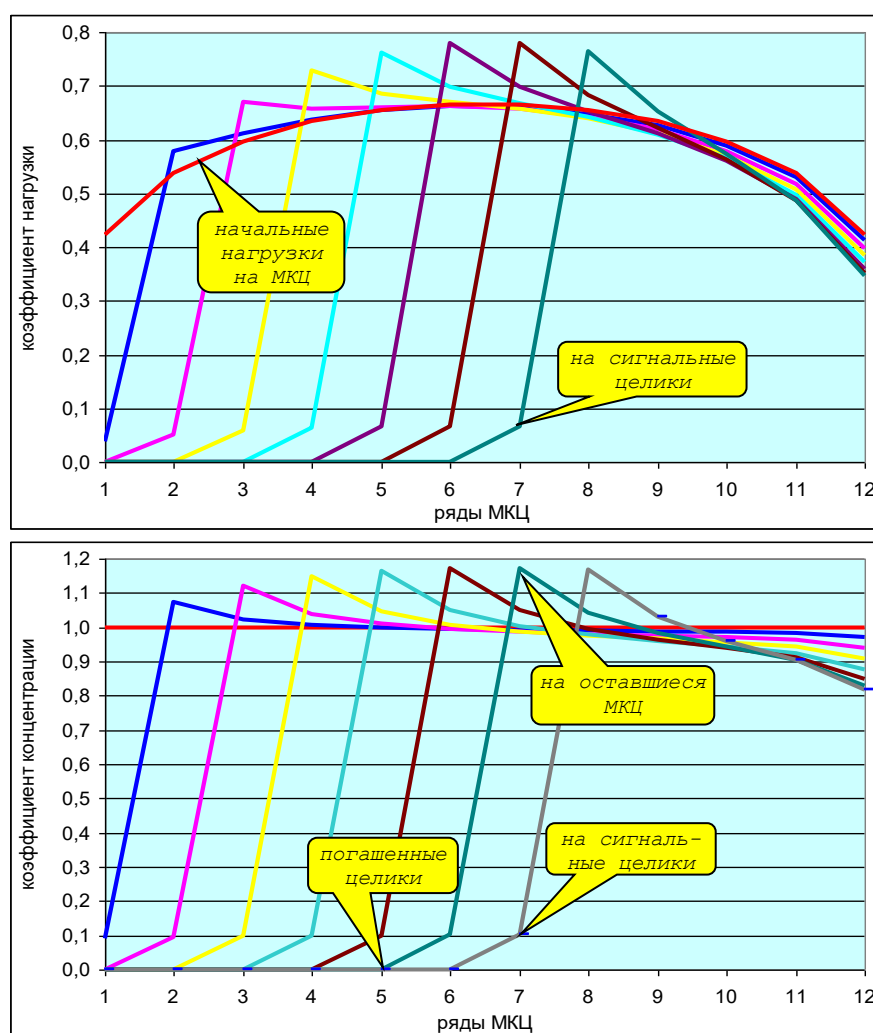


Рисунок 3.16 – Нагрузки (вверху) и концентрация опорного давления (внизу) на центральные ряды МКЦ по стадиям повторной разработки

Расчетами установлено и промышленными экспериментами подтверждено на практике, что при выемочной мощности до 10 м площадь сигнального целика не должна превышать 6-8 м². При такой площади сигнальные целики временно (первые сутки) поддерживают консоль необрушенных пород над областью погрузки руды и раздавливаются горным давлением на следующей стадии повторной разработки. Сигнальные целики меньших размеров разрушаются взрывными работами; больших размеров – тормозят процесс обрушения кровли и провоцируют ее зависание.

Нагрузки с отработанных МКЦ перераспределяются частично на окружающий массив или жесткие опоры типа БЦ, а частично – на оставшиеся МКЦ в панели (рис.3.17).

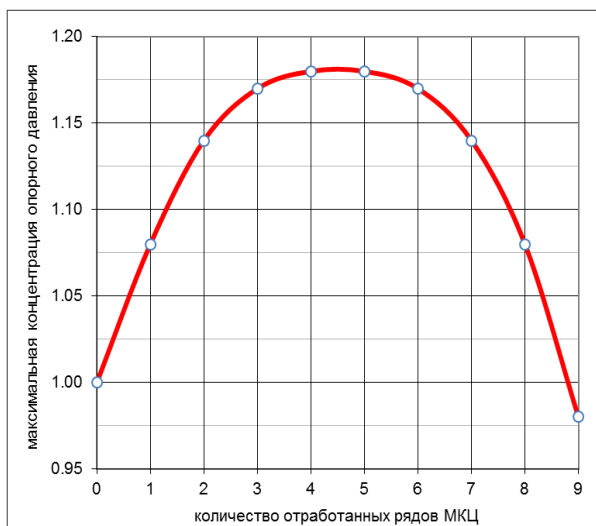


Рисунок 3.17 – Обратный параболический закон изменения концентрации опорного давления на МКЦ по мере погашения панели повторной разработкой

Как видно из рис. 3.17, максимальная концентрация нагрузок на МКЦ, прилегающие к зоне обрушения, изменяется по обратному параболическому закону: по мере погашения панели сначала увеличивается, достигает максимума после извлечения половины рядов МКЦ, а затем снижается за счет приближения к границе выработанного пространства. Максимальная концентрация опорного давления приближается к 1,20. Именно поэтому в повторную разработку из открытого выработанного пространства можно вовлекать только те МКЦ, запас прочности которых составляет не менее 1,2.

Рост нагрузок на оставшиеся МКЦ приводит к снижению их запаса прочности. На рис. 3.18 показаны изменения коэффициентов запаса прочности центральных рядов МКЦ по стадиям повторной разработки панели. Запас прочности временных сигнальных целиков в ходе повторной разработки колеблется в пределах 1,0÷0,8. Как показала практика повторной разработки Жезказганского месторождения из открытого выработанного пространства, такой запас прочности сигнальных целиков обеспечивает их устойчивость в течение

первых суток после их оформления. Потом они разрушаются горным давлением, после чего происходит обрушение пород кровли.

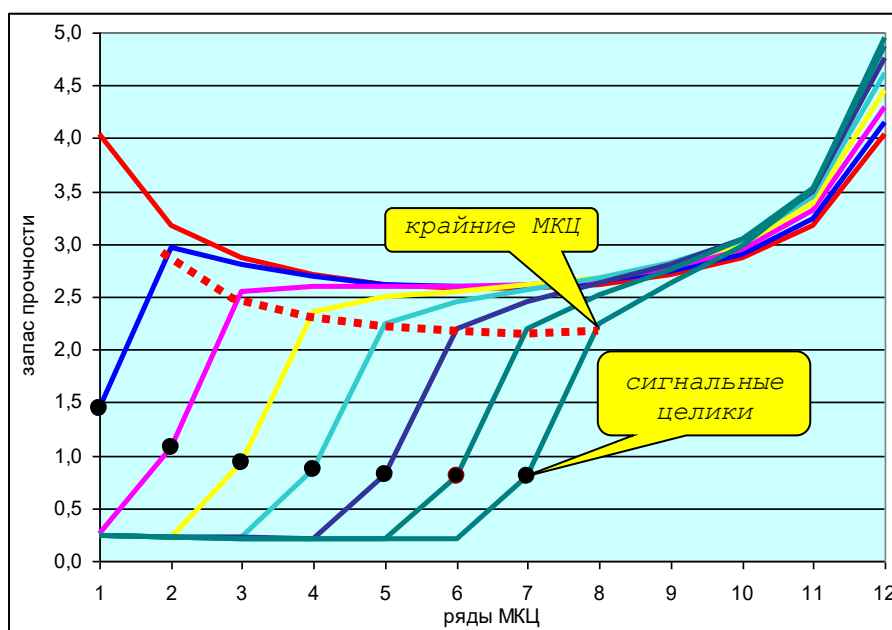


Рисунок 3.18 – Снижение запаса прочности центральных рядов целиков по стадиям повторной разработки

Проведенные исследования механизма разрушения целиков позволили установить, что процесс разрушения, начавшись с одного или нескольких целиков, по мере распространения на соседние, накапливает все большую энергию и начинает самоускоряться. Возникает цепная реакция разрушения МКЦ, остановить которую способны лишь граница выработанного пространства или целики с высоким запасом прочности. Цепная реакция разрушения МКЦ впервые имела место на шх. Кресто-Запад, позднее наблюдалась на шахтах 44, 45, Покро, 55, 57. Разную по устойчивости категорию целиков (табл. 3.4) рекомендуется учитывать при оценке устойчивости кровли выработанного пространства всего Жезказганского месторождения в целом, а также при планировании повторной разработки, при проведении инженерных мероприятий по погашению пустот [108].

Разработанная классификация состояния междукammerных целиков основана на сопоставлении фактической несущей способности целика и степени его разрушения, определяемой характерными признаками. Предложенная классификация позволяет оценивать устойчивость целика по наблюдаемым признакам его деформирования. Следует также рассмотреть возможность оценки состояния массива налегающих пород.

Таблица 3.4 – Классификация несущей способности междукамерных целиков

№ категории	Характеристика устойчивости	Характерные признаки разрушения целиков	Оценка несущей способности
1	Устойчивые	Имеются отдельные трещины, отслоения с боковой поверхности, заколы	Целик сохраняет несущую способность
2	Предельные	Целик приобретает форму песочных часов, обелиска или происходит раскрытие имеющих систем трещин. Площадь поперечного сечения целика уменьшилась до 30 % от проектной	Целик находится в предельном состоянии
3	Неустойчивые	Целик рассечен системой трещин с образованием отдельных целика уменьшилась более, чем на 30 % от проектного	Целик полностью потерял несущую способность

Состояние междукамерных целиков и происшедшие обрушения кровли в совокупности определяют состояние всего выработанного пространства панели. Наблюдениями установлено, что существуют определенные, переходящие одна в другую стадии разрушения МКЦ по площади месторождения:

- потеря несущей способности отдельных МКЦ, расположенных на некотором расстоянии один от другого;
- потеря несущей способности группы МКЦ, расположенных сосредоточено с образованием вывалов в кровле;
- массовое разрушение МКЦ в пределах всего участка и обрушение пород кровли.

С учетом этих особенностей напряженно-деформированного состояния и несущей способности МКЦ составлена классификация оценки состояния пород кровли выработанного пространства по степени разрушения целиков и налегающих пород, позволяющая прогнозировать развитие деформационных процессов вмещающего горного массива (табл. 3.5.) [100].

Установленные расчетами и подтвержденные практическим опытом параметры и условия применения технологии повторной разработки МКЦ из открытого выработанного пространства реализованы в «Технологической инструкции по повторной разработке Жезказганского месторождения с обрушением налегающей толщи пород» (Жезказган, Корпорация Казахмыс, 2004 г.).

Таблица 3.5 – Классификация состояния налегающей толщи по степени разрушения междуканнерных целиков

Состояние массива налегающих пород	Характерные признаки состояния МКЦ	Рекомендуемая технология разработки
Устойчивый	Имеются не более 5% рассредоточено расположенных целиков, находящихся в начальной стадии разрушения – 1 категория устойчивости	Камерно-столбовая система разработки
Ослабленный	При наличии признаков разрушения 2 категории устойчивости не более 15% сосредоточенных МКЦ или имеются отдельные МКЦ, потерявшие несущую способность, отслоения и вывалы пород кровли	Система подэтажного обрушения
Неустойчивый	В выработанном пространстве имеется сосредоточенная группа 3 категории устойчивости полностью разрушенных целиков, и произошло обрушение пород кровли с образованием свода обрушения	Системы с самообрушением руды
Обрушенный	Целики 3 категории претерпели деформирования и имеется разрушения кровли с образованием куполов или провала земной поверхности над выработанным пространством	Закладка выработанного пространства

Данная инструкция согласована Комитетом по государственному контролю за чрезвычайными ситуациями и промышленной безопасностью МЧС Республики Казахстан. Она является нормативным документом для составления рабочих проектов и ведения повторной разработки на Жезказганском месторождении.

В ходе повторной разработки из открытого выработанного пространства вскрылся ряд объективных причин, затрудняющих ее проведение. К ним относятся:

- застроенность земной поверхности инженерными коммуникациями, что обременяет повторную разработку затратами времени и средств на вынос охраняемых объектов за пределы мульды движения;
- многоярусность выработанных пространств на перекрывающихся залежах с различными мощностями породных междупластий, зачастую, с ослабленными участками в свите залежей.

Однако, главной проблемой повторной разработки оказалась цепная реакция разрушения МКЦ, инициируемая перераспределением нагрузок с извлеченных на оставшиеся целики. Концентрация опорного давления на МКЦ, находящиеся на границе зоны обрушения, приводит к их перегрузке и разрушению по принципу домино. Характерный пример из опыта шах. 45 ЮЖР показан на рис. 3.19.

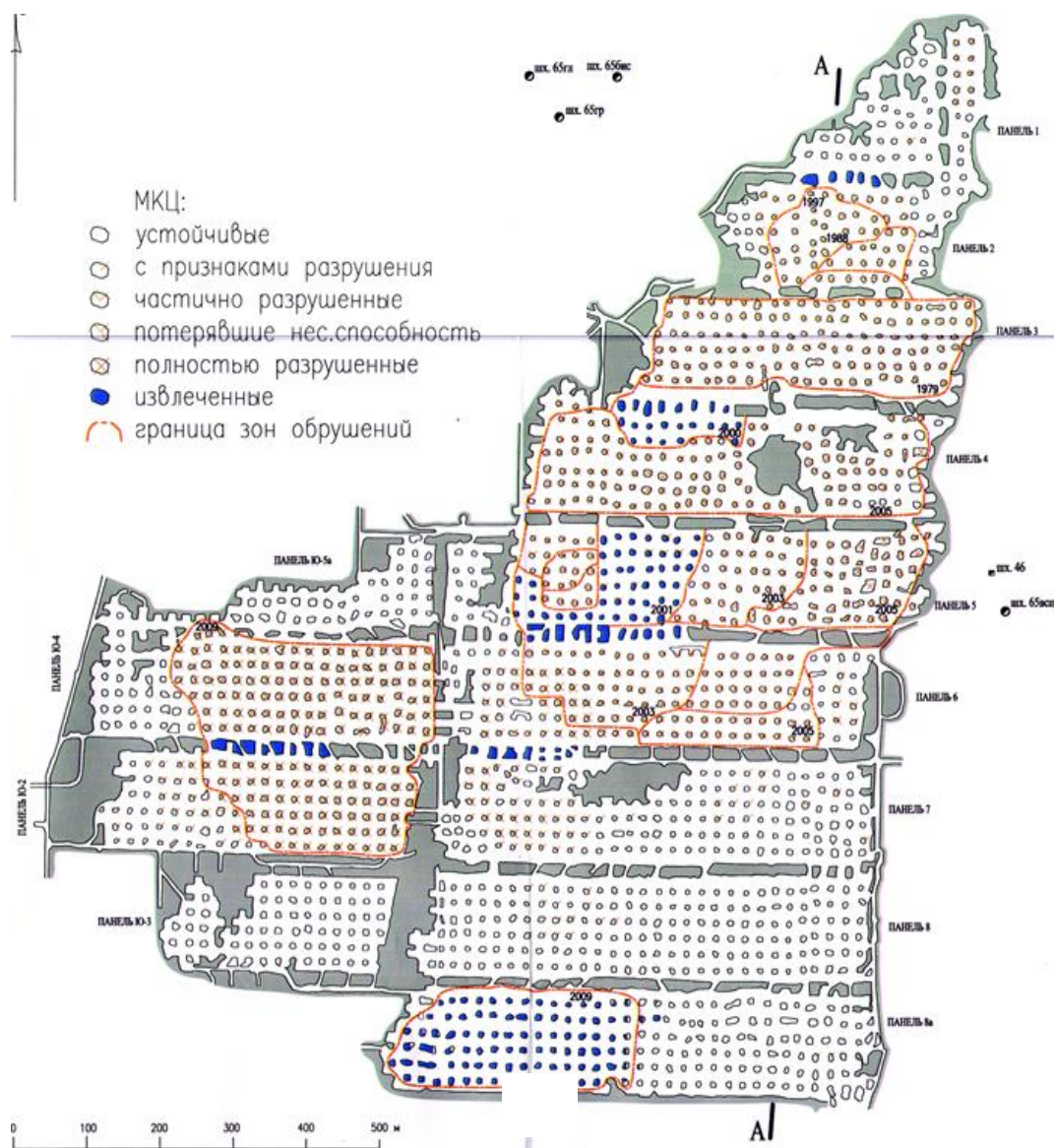


Рисунок 3.19 – Состояние горных работ, развитие повторной разработки и обрушений налегающей толщи на шх. 45 по залежи ПЮЗ-9-I

После извлечения 22 целиков в панели 4 началась цепная реакция разрушения оставшихся МКЦ, и произошло ее обрушение. В панели 5 цепная реакция разрушения МКЦ началась после отработки 39 целиков. Повторная разработка была остановлена.

Приведенный пример из практики показывает, что существенным препятствием для повторной разработки обширных залежей из открытого выработанного пространства является недостаточная устойчивость МКЦ. В обширных выработанных пространствах с большими пролетами подработки налегающей толщи вести повторную разработку целиков намного труднее и опаснее,

чем в отдельных выемочных единицах (панелях, блоках) с небольшими пролетами.

Чтобы подтвердить данный факт, достаточно проанализировать показатели извлечения МКЦ в панелях, показанных на рис. 3.19. Всего оформлено 1514 целиков, из них удалось извлечь только 164 целика (11%). В зонах обрушений горным давлением раздавлено 705 целиков (47%). Это означает, что на данной залежи объем пустот, погашенных неуправляемым обрушением налегающей толщи после цепной реакции разрушения МКЦ, превышает объем, погашенный управляемым обрушением в ходе повторной разработки, в 4,3 раза. Этот вывод полностью основан на опыте повторной разработки Жезказганского месторождения. Практически во всех отдельных изолированных панелях повторная разработка МКЦ прошла успешно. Начало повторной разработки обширных залежей с большими пролетами выработанного пространства без жестких опор внутри них сопровождалось цепной реакцией разрушения МКЦ. Это происходило при извлечении МКЦ в полях старых шахт, в панелях 70-71, Ю-2 – Ю-4 на шх. 65.

Стало ясно, что фронт для повторной разработки из открытого выработанного пространства, последние годы считавшейся основным способом погашения накопленных пустот, сужается достаточно быстрыми темпами, в том числе из-за высокой производительности и низкой себестоимости геотехнологии [110]. Поэтому стало необходимым:

- создание методики оценки устойчивости МКЦ, вовлекаемых в повторную разработку из открытого выработанного пространства, для исключения цепной реакции разрушения целиков;
- развитие и обоснование параметров технологий повторной разработки с полевой подготовкой;
- создание технологий закладки выработанных пространств под охраняемыми объектами на земной поверхности.

3.2. Методика оценки устойчивости междукammerных целиков, вовлекаемых в повторную разработку

Задача оценки устойчивости МКЦ в уже существующих выработанных пространствах коренным образом отличается от задачи проектирования целиков при первичной разработке месторождения. На стадии проектирования пер-

вичной разработки балансовых запасов для определения размеров МКЦ используется «Временная инструкция по расчету целиков для пологопадающих залежей на глубинах более 400 м и наклонных залежей Жезказганского месторождения» (Алматы, ИГД им. Д.А. Кунаева, 1998). На данной стадии сведения о геометрии залежей (границах оруденения, мощности) не достаточно полны. Они уточняются геологическим опробованием и эксплуатационной разведкой только в ходе подготовки и отработки залежей. После окончания очистных работ, параметры выработанных пространств и оставленных в них МКЦ могут существенно отличаться от проектных, за счет корректировки рабочей документации при ведении горных работ. Зачастую, выработанные пространства после отработки камерных запасов имеют сложную неправильную форму, а размеры оставленных целиков (высоты, площади поперечных сечений) сильно изменяются даже в пределах одной выемочной единицы (панели, блока).

Распределение нагрузок на МКЦ зависит от их жесткости и мест расположения в пространстве, преимущественно, относительно панельных целиков. При проектировании первичной разработки данные факторы не учитываются. На стадии проектирования повторной разработки, когда есть полная маркшейдерская документация о геометрии выработанного пространства и параметрах оформленных МКЦ, данные факторы игнорировать уже нельзя. Для оценки устойчивости МКЦ на отработанных площадях во исполнение требований §§ 124, 149 «Правил технической эксплуатации рудников...» [109] создана «Методика оценки устойчивости междукammerных целиков, вовлекаемых в повторную разработку». Она также используется для проверочных расчетов устойчивости МКЦ при выявлении ослабленных участков в соответствии с «Временными методическими указаниями по выявлению ослабленных участков на рудниках АО Жезказганцветмет» (1998 г.).

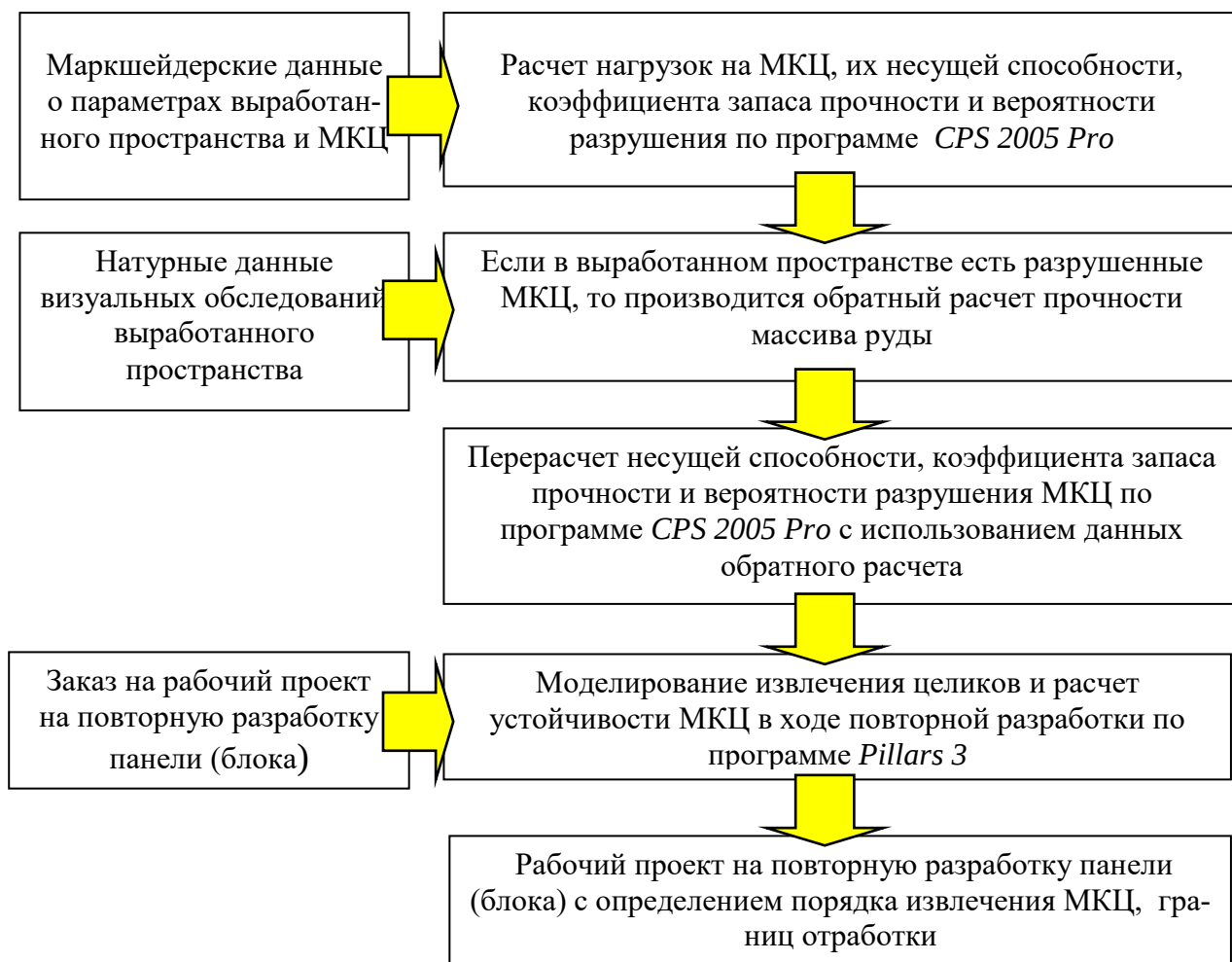
Для практического использования «Методики...» созданы:

- компьютерная программа *CPS 2005 Pro (Calculation of Pillars Stability)* для расчета устойчивости МКЦ в панелях сложной формы [111];
- методика обратного расчета прочности массива руды по фактам разрушения МКЦ с использованием данных визуального обследования выработанных пространств [112];

- компьютерная программа *Pillars 3*, которая позволяет моделировать процессы перераспределения нагрузок в ходе извлечения или разрушения МКЦ. В качестве исходных в ней используются данные, полученные с помощью программы *CPS 2005 Pro* и обратного расчета прочности, если в анализируемых панелях есть МКЦ с разрушениями [113].

Процедура обратного расчета прочности массива руды, используемая в «Методике...», позволяет резко повысить точность расчета коэффициента запаса прочности МКЦ, т.к. он определяется отношением несущей способности целика к нагрузке на него. Если произошло разрушение целиков, значит, нагрузка N на разрушенные МКЦ достигла их несущей способности P . Если рассчитать нагрузки N на всю совокупность целиков, то из условия $N = P$ можно найти прочность целика и массива руды. Таким образом, прочность целика определяется не традиционным методом - умножением прочности руды в образце на ряд ослабляющих коэффициентов, а обратным расчетом - определением нагрузки, при которой целик разрушился, и принятием этой нагрузки в качестве предельной для МКЦ.

Структура «Методики...» поясняется следующей блок-схемой:



Обратный расчет прочности целиков и массива руды реализуется следующим образом. В ходе визуальных обследований выработанного пространства геомеханики шахт регистрируют факты и степени разрушения целиков. При этом фиксируется фактическое состояние горных работ, при котором появились признаки разрушения целиков. С помощью программы *CPS 2005 Pro* рассчитываются нагрузки на МКЦ. По всем разрушенным МКЦ в панели вычисляется средняя прочность массива руды. Полученное значение средней прочности массива руды используются для оценки устойчивости оставшихся целиков на данном участке.

Если разрушение целиков произошло в ходе повторной разработки после извлечения группы целиков, следовательно, нагрузки на разрушившиеся целики стали предельными только после их перераспределения с извлеченных МКЦ на оставшиеся. В этом случае для определения прочности разрушенных целиков необходимо моделировать процесс перераспределения нагрузок при извлечении МКЦ. Таким образом, алгоритм обратного расчета оказывается стадийным (циклическим), повторяющим стадии горных работ (очередность извлечения МКЦ) и стадии развития геомеханической ситуации (очередность разрушения МКЦ в ходе цепной реакции). Сценарием процедуры обратного расчета является фактическая последовательность развития технологических и природных процессов на практике.

По разработанной методике проведен анализ разрушений МКЦ на всех рудниках ПО ЖЦМ в интервале глубин от 70 м (поля старых шахт, заново вскрытых наклонным съездом с поверхности) до 470 м (Анненский рудник). Методом обратного расчета определена прочность почти 2 тысяч разрушенных МКЦ на 36 участках. По всем имеющимся данным найдена регрессионная зависимость (с коэффициентом корреляции 0,65) увеличения прочности массива руды σ_m с глубиной залегания H :

$$\sigma_m = 0,11H + 9,5, \text{ МПа} \quad (3.9)$$

Средние значения прочности массива руды на разных участках на разных глубинах, полученные с использованием данных обратного расчета прочности разрушенных МКЦ показаны на рис. 3.20.

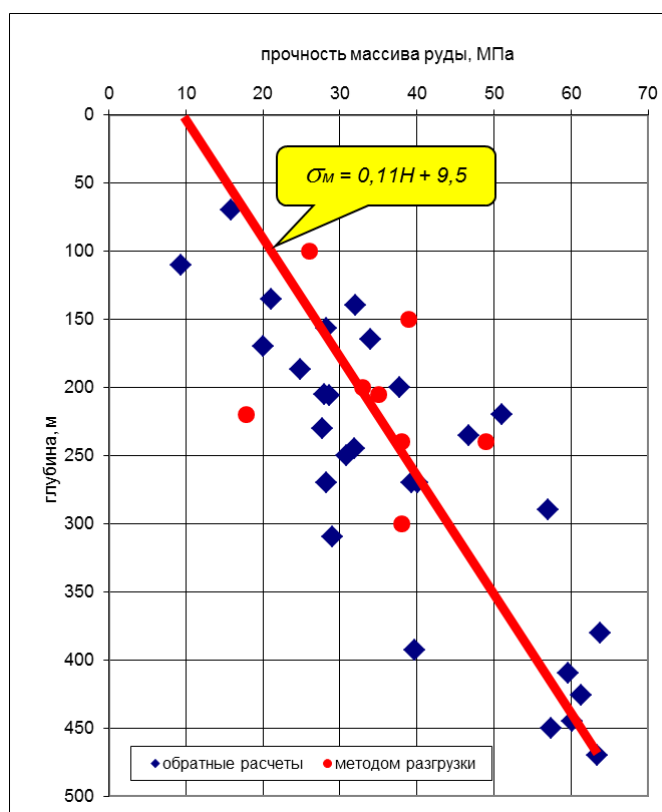


Рисунок 3.20 – Изменение прочности массива руды Жезказганского месторождения с глубиной залегания по данным обратных расчетов

Экспериментальные данные о прочности массива руды, полученные в разные годы разными исследователями [19, 106] на разных глубинах измерениями действующих напряжений в МКЦ методом разгрузки, и данные обратных расчетов хорошо согласуются между собой. Это свидетельствует о достоверности разработанного метода определения прочности мас-

сива руды обратными расчетами по фактам разрушения МКЦ.

3.3. Обоснование параметров технологии повторной разработки междугорных целиков с полевой подготовкой

В тех случаях, когда повторную разработку МКЦ невозможно вести из открытого выработанного пространства, из-за большой мощности или недостаточной устойчивости МКЦ, извлечение целиков следует вести с полевой подготовкой [110]. Характерным примером является повторная разработка на глубине 400-450 м МКЦ в блоках 4 - 2 - 2юг - 79, которыми отработана узкая лентообразная залежь АС-6-II мощностью до 20 м на гор. -20 м шх.73-75. На большой глубине обеспечение устойчивости полевых выработок, особенно при стремлении минимизировать мощность породной потолочины для снижения разубоживания руды породами почвы, представляла собой весьма актуальную задачу.

Для обоснования оптимальной схемы подготовки и минимально возможной мощности породной потолочины, между почвой очистной камеры и кровлей полевого штрека отдельно в красноцветных породах и в серых песчаниках было проведено численное моделирование напряженно-деформированного со-

стояния массива методом локальных вариаций. На глубине 450 м моделировалась отработка 4-х камер шириной 10 м и высотой 20 м с оставлением между ними 3-х МКЦ шириной 10 м. Толща вмещающих (налегающих и подстилающих) пород представлена переслаиванием серых песчаников и красноцветных пород. В почве залежи моделировался слой серых песчаников или красноцветных пород мощностью 4 и 5 м.

Природное напряженное состояние массива задавалось по данным измерений ИГД им. Д.А. Кунаева методом разгрузки. В 80-х годах было установлено, что в поле шх.73-75 максимальные напряжения $\sigma_1 = \lambda_1 \gamma H$ в массиве действуют горизонтально вдоль простирания флексур с азимутом $\sim 0^\circ$ с коэффициентом бокового давления $\lambda_1 = 4,7$. Вкрест флексур боковое давление в массиве характеризуется коэффициентом $\lambda_2 = 1,9$. Выработанное пространство по залежи АС-6-II в поле шх.73-75 представляет собой вытянутую в северо-западном направлении (азимут 320°) ленту, длиной около 2 км и шириной 80-130 м. Выбранное расчетное сечение ориентировано вкрест длины залежи. Угол α между расчетной плоскостью и направлением действия в массиве σ_1 равен 50° . Расчетный коэффициент бокового давления в плоскости модели определен по формуле:

$$\lambda = \lambda_1 \cdot \sin^2 \alpha + \lambda_2 \cdot \cos^2 \alpha = 3,0.$$

Для анализа состояния полевого штрека и потолочины между ним и почвой камеры все результаты будет представлять в окне, показанном на рис. 3.21.

По результатам расчета наблюдаются разрушения в кровле и почве камер. Они обусловлены большим горизонтальным давлением в массиве ($\lambda = 3,0$). Данные результаты соответствуют проявлениям горного давления, которые наблюдались на практике в ходе отработки залежи: многочисленные отслоения кровли, из-за которых неоднократно приходилось производить ремонт и восстановление анкерной крепи кровли камер. Согласование натурных и расчетных данных свидетельствует о достаточной достоверности моделирования. Полевая подготовка моделировалась в 9 вариантах, в которых варьировались разности пород потолочины (серые песчаники или красноцветы), мощность потолочины (4 м или 5 м), положение полевого штрека относительно камер и целиков (варианты: под центром камеры, под краем камеры, под краем целика, под центром целика).

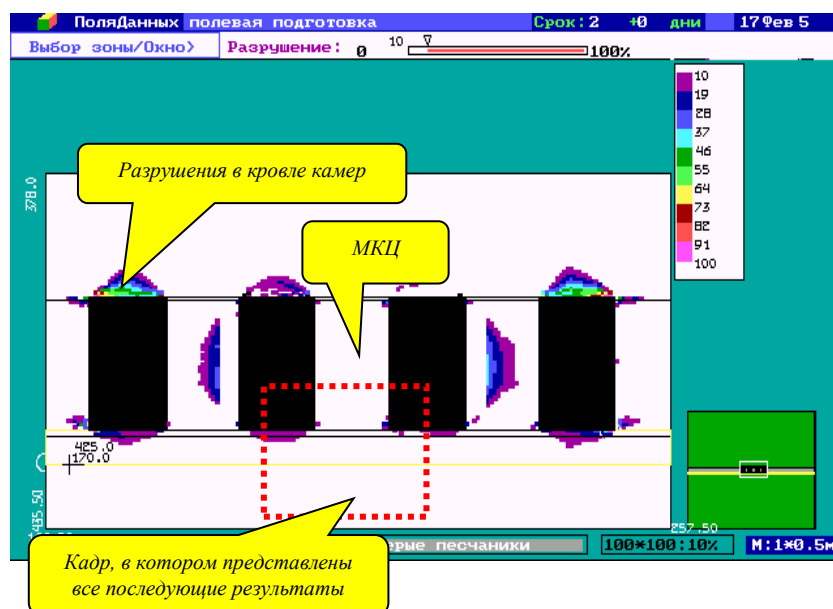


Рисунок 3.21 – Разрушения массивов (в процентах от полного) после первичной разработки залежи АС-6-II камерно-столбовой системой

На рис. 3.22 показаны зоны разрушения массивов при различном расположении полевого штрека. Породная потолочина, мощностью 4 м представлена, крепким серым песчаником.

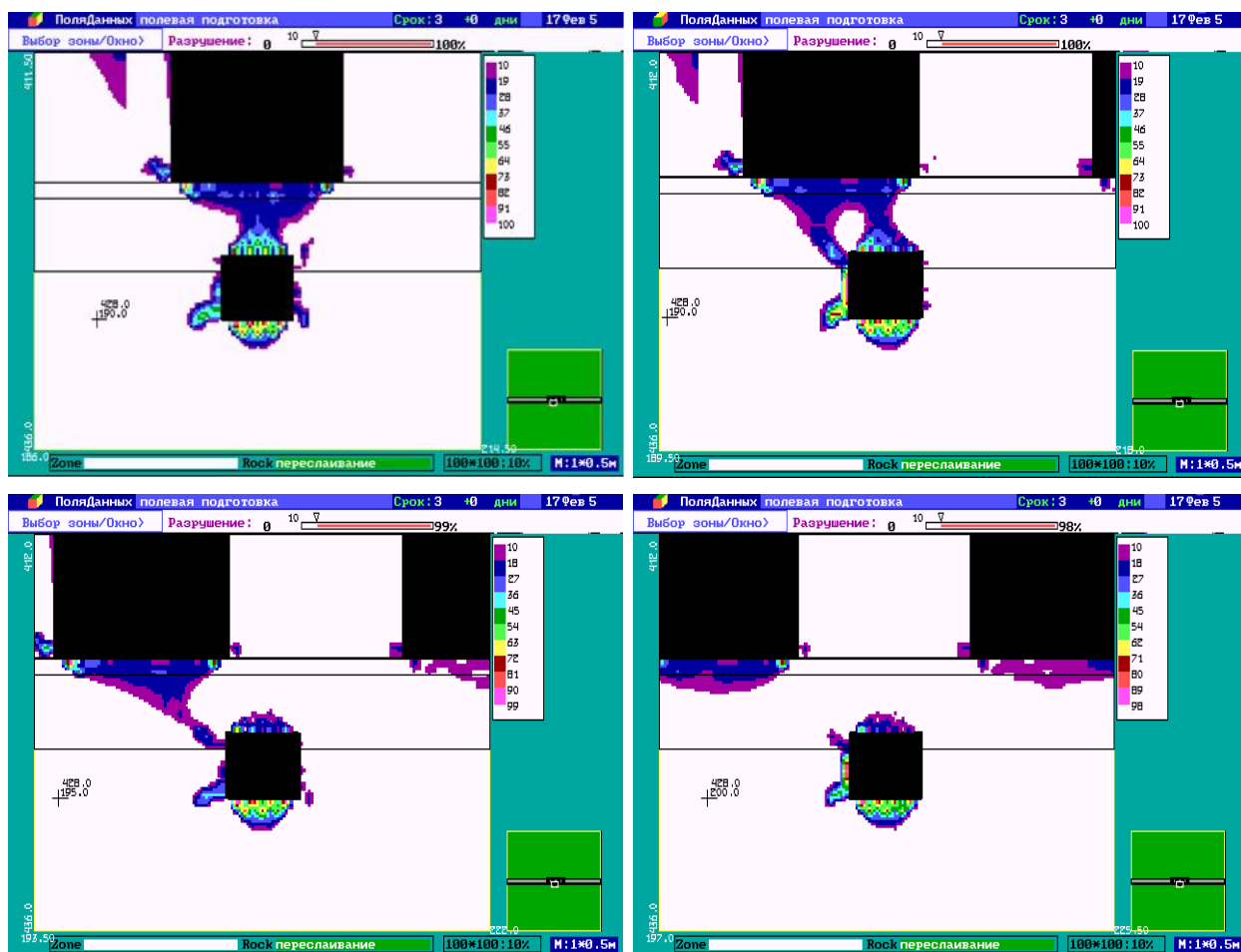


Рисунок 3.22 – Зоны разрушения массивов при расположении полевого штрека: под центром и краем камеры, под краем и центром МКЦ.

Полученные результаты показали, что наименьшая устойчивость штрека наблюдается при его расположении под центром камеры, а наибольшая устойчивость – под центром целика. Промежуточное расположение штрека (под краем камеры или целика) обладает промежуточной устойчивостью. Данный результат, на первый взгляд, парадоксален. Изначально предполагалось обратное: под камерой состояние полевого штрека должно было быть благоприятнее, чем под целиком, ведь под камерой нет давления, а под целиком есть. Однако моделирование показало, что в условиях шх.73-75 это не так.

Дело в том, что в поле шх.73-75 действуют высокие тектонические напряжения. Они почти в 5 раз превышают вертикальное давление налегающей толщи. Они зарегистрированы инструментально методом разгрузки. Они проявлялись в виде стреляний в кровле и толчков в почве при проходке штреков вкрест простирания флексур. Они проявлялись при отработке камерных запасов блоков в виде внезапных интенсивных площадных отслоений с кровли камер.

После отработки камер вертикальное давление над и под ними разгружается. Доминирующим в кровле и почве камер является горизонтальное давление. Поэтому кровля и почва раздавливаются горизонтальными напряжениями в условиях одноосного сжатия.

При проходке полевого штрека под центром камеры, он оказывается в условиях одноосного горизонтального сжатия. При таком нагружении происходит раздавливание его кровли и почвы. Зоны разрушения почвы камеры и кровли штрека под центром камеры соединяются в одну большую зону. Значения критерия разрушения в кровле полевого штрека достигают 70% от предельных.

При проходке полевого штрека под центром целика, он оказывается в зоне объемного сжатия. Поэтому устойчивость полевого штрека выше. Значения критерия разрушения в кровле полевого штрека не превышают 25% от предельных. Это связано с тем, что максимальная концентрация напряжений $\max \sigma$ в кровле полевого штрека в соответствии с известным решением Б. Кирша определяется разностью:

$$\max \sigma = 3\sigma_{гор} - \sigma_{вер}, \quad (3.10)$$

где $\sigma_{вер}$, $\sigma_{гор}$ – вертикальные и горизонтальные напряжения в массиве, где ведется проходка штрека.

Под центром камеры вертикальные напряжения разгружены. Поэтому в кровле полевого штрека под камерой максимальные действующие напряжения определяются тройной величиной горизонтального давления. Под центром целика, вертикальное давление в почве определяется нагрузкой на МКЦ. Она может быть сопоставима с горизонтальным давлением. Поэтому максимальные действующие напряжения в кровле полевого штрека под целиком могут быть значительно ниже и достигать двойной величины горизонтального давления.

Моделирование других вариантов выявило следующее:

- при увеличении мощности породной потолочины состояние полевого штрека улучшается. Особенно при его расположении под центром камеры. Например, в серых песчаниках при мощности потолочины 4 м значения критерия разрушения в кровле штрека достигают 60-75% от предельных, а при мощности 5 м – 30-50%. Т.е. увеличение мощности потолочины всего на 1 м приводит к снижению значений критерия разрушения в 1,5-2,0 раза.
- устойчивость полевого штрека в серых песчаниках выше, чем в красноцветных породах, в которых и объемы зон разрушения и значения критерия разрушения примерно в 1,5 раза выше, чем в потолочине из серых песчаников.

Выявленные численным моделированием закономерности проявлений горного давления сопоставлены с фактическим состоянием полевых выработок. Проведены массовые обмеры габаритов (ширина-высота) полевых выработок в полях шахт Покро, 55, 57, 45, 65. Параллельно по геолого-маркшейдерской документации устанавливались мощность породной потолочины, ее геологическое строение (тип породы), место промера габаритов полевой выработки (под камерой или под целиком).

Анализ фактических материалов велся по двум параметрам:

- по соотношению ширины выработки a к ее высоте h . Данный параметр a/h характеризует форму разрушения выработки. В проходке соотношение габаритов выработки равно $a/h \sim 1$. Если происходит разрушение бортов выработки, то увеличивается ее ширина, поэтому соотношение a/h становится существенно больше 1. Если обрушается кровля выработки, тогда $a/h \ll 1$. Т.е.

отклонение соотношения a/h от 1 в любую сторону характеризует проблемы с устойчивостью полевой выработки;

- по площади поперечного сечения выработки, которая в первом приближении определялась, как $a \cdot h$. Данный параметр характеризует масштаб разрушения. Среднее проектное сечение выработки можно принять порядка 22 м². Если фактическое значение $a \cdot h$ значительно превышает проектное, то это говорит об интенсивных разрушениях и кровли и бортов выработки.

В первую очередь, полученная статистика проанализирована на выявление существенных отличий фактических площадей сечений полевых выработок $a \cdot h$ под камерами и целиками. Гистограммы показаны на рис. 3.23.

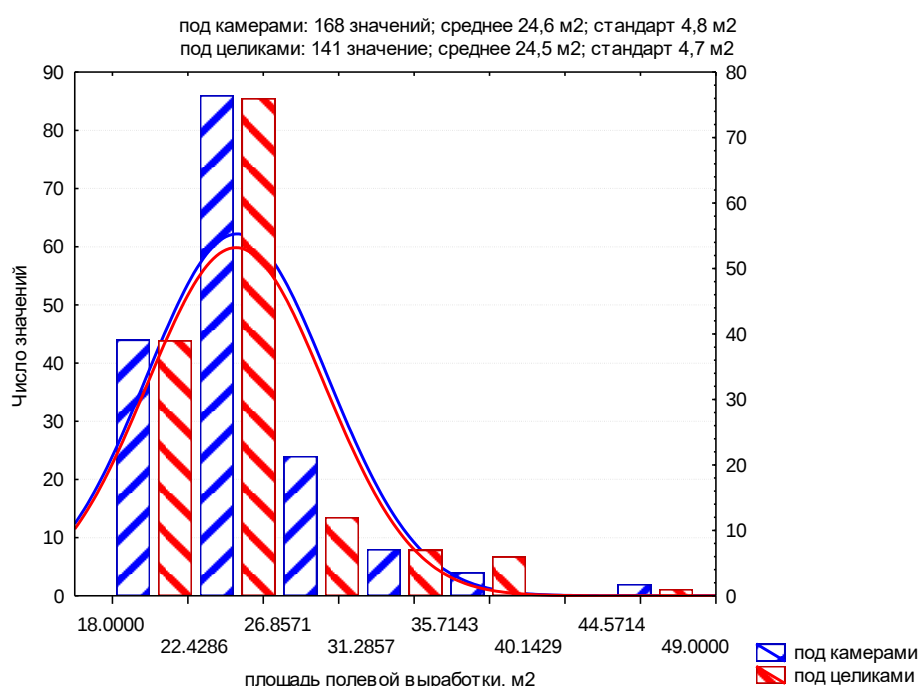


Рисунок 3.23 – Распределение площадей сечений полевых выработок под камерами и под целиками

Фактические сечения полевых выработок, в основном, находятся в пределах 22-26 м². Статистически значимой разницы в площадях сечений выработок под камерами и под целиками не обнаружено. Этот вывод не подтверждает результаты численного моделирования, но и не опровергает их. Т.к. условия численного моделирования (большая глубина, большое горизонтальное давление) и геомеханические условия фактических выработок (меньшие глубины, разгруженное горизонтальное давление) существенно различные.

Вторым шагом анализировалось состояние полевых выработок в зависимости от мощности породной потолочины. Результаты представлены на рис.

3.24. Полученные результаты весьма красноречиво показывают резкое ухудшение состояния полевых выработок при уменьшении мощности породной потолочины. При малых мощностях потолочины (менее 7 м), форма сечения выработки a/h имеет самый большой разброс: от 0,7 (вывалы из кровли) до 2,5 (отслоения с бортов). С увеличением мощности потолочины форма сечения статистически приближается к проектному соотношению $a/h \sim 1$.

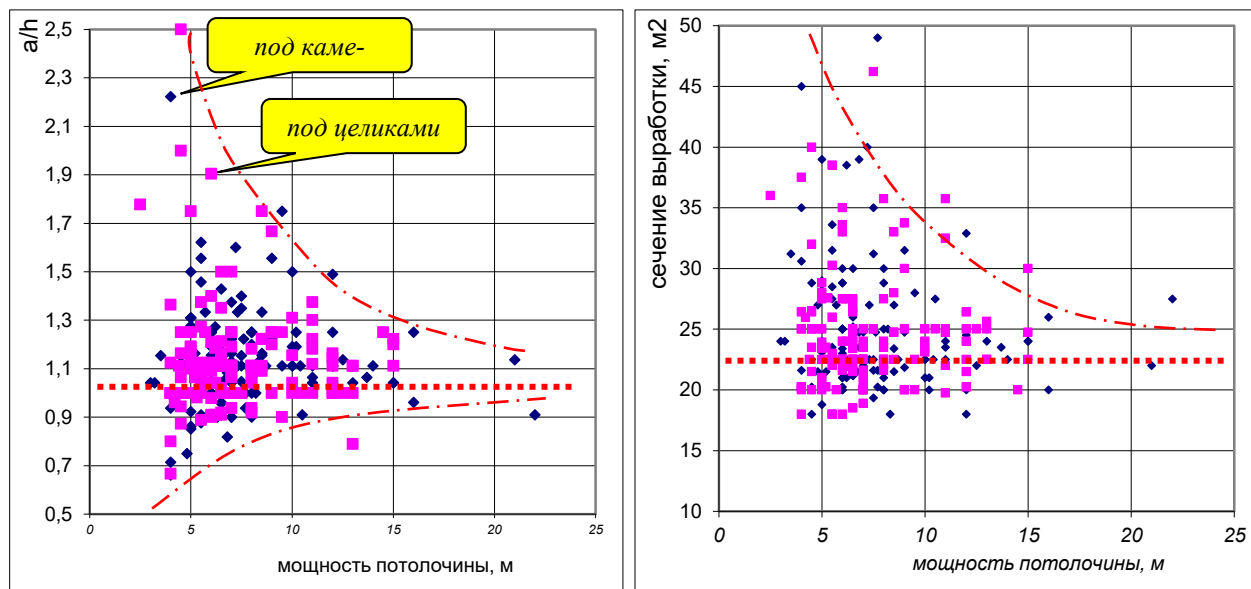


Рисунок 3.24 – Зависимости формы a/h (слева) и площади $a \cdot h$ (справа) сечения полевых выработок от мощности породной потолочины

Аналогичную тенденцию показывает также параметр $a \cdot h$ – площадь сечения полевой выработки. При малой мощности потолочины достаточно часто наблюдаются большие сечения выработок, превышающие средние проектные в 2,0-2,5 раза. Это характеризует интенсивность их разрушения. При увеличении мощности потолочины фактические сечения полевых выработок приближаются к проектным. Это означает, что устойчивость выработок становится выше.

На третьем этапе анализировались различия в устойчивости полевых выработок в красноцветных породах и в переслаивающемся массиве из серых песчаников и красноцветов. К сожалению, случаи, когда породная потолочина представлена только серым песчаником, достаточно редки. В 310 точках замеров габаритов полевых выработок породная потолочина была представлена:

- только красноцветными породами – в 137 точках;
- переслаиванием серых песчаников и красноцветов – в 165 точках;
- только серыми песчаниками - всего в 8 точках.

Проведенный анализ показал, что нет статистически значимых различий в устойчивости полевых выработок в красноцветных и переслаивающихся массивах.

По результатам численного моделирования и натурных наблюдений сделаны следующие выводы:

- в условиях действия в массиве высоких тектонических напряжений, полевые штрека целесообразно размещать под МКЦ; в этом случае они обладают наибольшей устойчивостью; наименьшая – наблюдается при их расположении под центром камеры;
- в районах, где тектонические напряжения разгружены обрушениями налегающей толщи, расположение полевых штреков не лимитируется горным давлением
- моделированием и анализом натурных данных установлен факт снижения устойчивости полевых выработок при уменьшении мощности породной потолочины до почвы выработанного пространства;
- минимально допустимые мощности породной потолочины от кровли полевого штрека до почвы выработанного пространства составляют: в серых песчаниках – 4 м; в красноцветных породах (алевролиты, аргиллиты) и переслаивающейся толще пород – 5 м.

Повторная разработка с полевой подготовкой – более дорогая технология (по сравнению с технологией извлечения МКЦ из открытого выработанного пространства) за счет больших затрат на проходку полевых выработок под отработанными залежами в объеме 60-90 м³/1000 т. Она экономически оправдана только на богатых залежах большой мощности с большими площадями МКЦ. Ее применение весьма проблематично на участках многоярусной отработки при небольшой мощности породных междупластий. Если же отрабатывать с полевой подготовкой только нижнюю залежь, то это приведет к массовому площадному обрушению всей свиты перекрывающихся залежей.

3.4. Обоснование параметров технологии гидравлической закладки выработанного пространства

Необходимость погашения выработанного пространства закладкой возникает в двух случаях: если необходимо охранять от сдвижения объекты на

земной поверхности, или если в свите на нижней отработанной залежи есть ослабленные участки с неустойчивыми МКЦ.

Ранее проведенными теоретическими исследованиями и лабораторными экспериментами на моделях из эквивалентных материалов установлено [101], что закладка, даже на всю высоту выработанного пространства, из-за своей низкой жесткости по сравнению с рудой не увеличивает предельную несущую способность целиков. Ощутимое геомеханическое воздействие закладки начинается только в процессе разрушения МКЦ и заключается в следующем:

- закладка предотвращает отслоения и осыпания разрушенной руды с боковых поверхностей МКЦ и уменьшение их площади;
- закладка выработанного пространства ограничивает поперечные деформаций разрушающихся целиков, создает боковой подпор МКЦ и останавливает их разрушение.

Совокупное действие обоих факторов приводит к тому, что разрушающиеся целики в закладке после деформирования и возникновения бокового подпора начинают восстанавливать свою несущую способность [101]. Процесс разрушения МКЦ останавливается после продольных деформаций ε_0 , при которых его несущая способность в запредельном состоянии восстанавливается до уровня предельной (рис. 3.25).

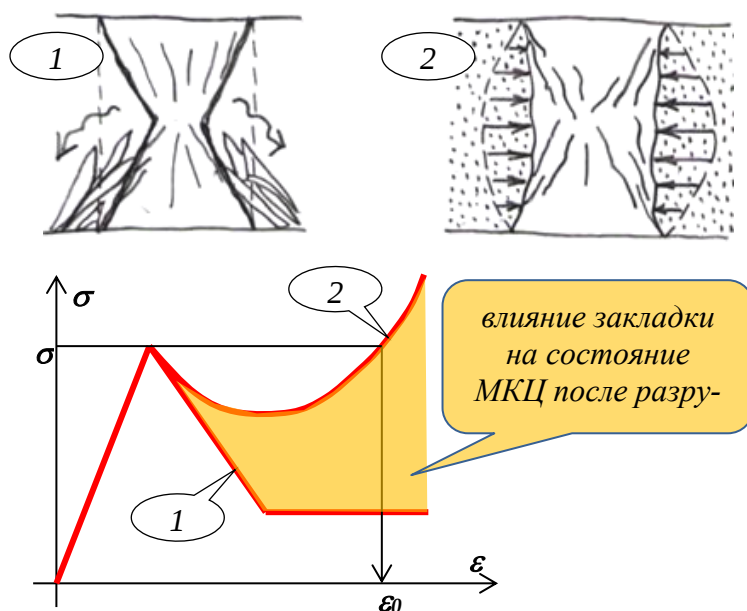


Рисунок 3.25 – Характер разрушения целиков с закладкой (2) и без нее (1) и схема торможения процесса разрушения МКЦ закладкой за счет предотвращения осыпания и создания бокового подпора

Совокупное действие обоих факторов приводит к тому, что разрушающиеся целики в закладке после деформирования и возникновения бокового подпора начинают восстанавливать свою несущую способность [101]. Процесс разрушения МКЦ останавливается после продольных деформаций ε_0 , при которых его несущая способность в запредельном состоянии восстанавливается до уровня предельной (рис. 3.25).

Заложенные гидравлической смесью участки, на которых разрушение МКЦ остановлено закладкой, способны предотвратить развитие площадных обрушений на обширных залежах. При этом будет происходить только плавное оседание земной поверхности. Другим, не менее важным, эффектом закладки выработанного пространства является уменьшение выемочной мощности отработанных залежей до эффективной мощности $m_e = \varepsilon_0 h$. По расчетам [114, 115], эффективная мощность залежей с разрушающимися целиками в закладке составляет 3% от выемочной мощности залежи h (высоты целиков). Уменьшение выемочной мощности залежей снижает интенсивность процесса сдвижения горных пород и деформаций земной поверхности, что благоприятно сказывается на сохранности подработанных объектов. На незаложенных залежах обрушение налегающей толщи развивается на большую мощность, вплоть до образования на земной поверхности провала. На заложенных залежах, обрушение быстро затухает по высоте за счет забутовки (рис. 3.26).



Рисунок 3.26 – Развитие обрушения до поверхности на незаложенных участках и его затухание в толще пород на заложенных участках

Предпочтительным материалом для закладки выработанных пространств Жезказганского месторождения являются отвальные хвосты обогащения Сатпаевской обогатительной фабрики, наиболее приближенной к шахтным полям рудников. Первое техническое решение, реализованное в 1996 г., заключалось

в реконструкции закладочного комплекса Анненского рудника с целью обеспечения необходимых технологических свойств закладки с использованием текущих хвостов (рис. 3.27). На поверхностном закладочном комплексе хвосты обогащения дешламировались (удалялось глинистая фракция), сгущались в батареях гидроциклонов и транспортировались по трубопроводам на земной поверхности до вертикальных закладочных скважин, через которые гидрозакладка перепускалась в выработанное пространство отработанных участков.

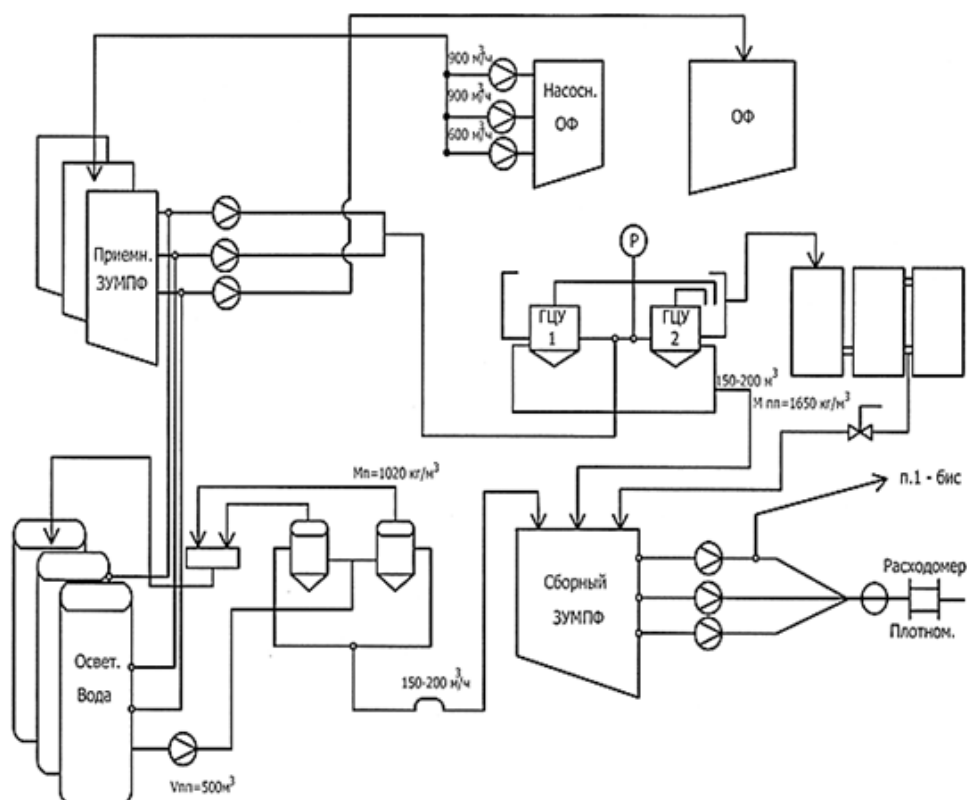


Рисунок 3.27 – Технологическая схема Анненского закладочного комплекса по производству гидрозакладки из текущих хвостов Сатпаевской обогатительной фабрики

Реконструкция закладочного комплекса была ориентирована на то, чтобы обеспечить выполнение следующих основных технологических требований к гидрозакладке:

- ограничение в хвостах обогащения, используемых для производства гидрозакладки, суммарного количества красноцветных пород на уровне не более 30 %;
- содержание фракции $0 \div 0,14$ мм в закладочном материале после гидроциклонов не должно превышать 65 %;
- растекаемость в выработанном пространстве под углами $3 \div 8^\circ$;

- для обеспечения водоотдачи и транзита поступающих подземных вод скорость фильтрации воды через закладочный массив должна быть не менее $0,05 \div 0,08$ м/час;
- компрессионная усадка закладки под давлением 0,5 МПа должна быть не более 10%;
- средняя влажность закладочного массива через 1 месяц после завершения закладочных работ по результатам оценки керновых проб, отобранных по глубине закладочного массива, не должна превышать 10%;
- при формировании закладочного массива за счет выбора оптимальной схемы подачи и распределения закладочной смеси должны обеспечиваться максимально возможные полнота и однородность заполнения выработанного пространства.

Суть данных требований к закладке обусловлена специфическими условиями ее применения на рудниках ПО ЖЦМ: большая площадь и мощность пологих (зачастую, горизонтальных) выработанных пространств. Закладочная смесь в период закладки должна быть достаточно подвижной, чтобы обеспечить ее гидротранспорт на большие расстояния и пологие углы растекания в выработанном пространстве. А после завершения закладочных работ массив закладки должен быстро отдать воду и терять подвижность. Для этого очень важно предусмотреть и обеспечить пути дренажа воды.

Изолирующие перемычки возводятся по всему периметру закладываемого участка во всех сбойках с подготовительными выработками. В перемычках предусматривается установка перфорированных труб, обернутых фильтротканью, через которые осуществляется дренаж воды из формируемого закладочного массива. Конструкция изолирующей перемычки должна выдерживать гидростатическое давление столба закладочной смеси и обеспечивать отвод дренируемой воды. Параметры перемычек рассчитываются по методике, разработанной научно-исследовательским центром Корпорация Казахмыс.

С учетом перекрывающего расположения выработанных пространств, закладочные работы производятся в восходящем порядке. Закладка вышерасположенного выработанного пространства должна начинаться после обеспечения полноты закладки нижнего выработанного пространства.

Для безаварийной работы закладочного трубопровода необходимо обеспечить:

- стабильное дозирование всех компонентов закладочной смеси и обеспечение постоянства установленной плотности;
- сохранение показателя растекаемости закладочной смеси в пределах 18-25 см;
- исключение утечек жидкой фазы смеси через неплотности во фланцевых соединениях и отверстиях, вызванных износом труб;
- тщательную промывку и продувку труб после остановки комплекса;
- исключение попадания посторонних предметов и крупных кусков породы размером более $1/3$ диаметра труб установкой предохранительных решеток.

Вид поверхностного закладочного трубопровода показан на рис. 3.28.

Режим работы шахтного закладочного трубопровода в вертикальных и горизонтальных горных выработках - напорно-самотечный, при котором закладочная смесь на горизонтальных участках трассы транспортируется под действием статистического напора, создаваемого подпором веса столба смеси в вертикальном стае. Параметры закладочного трубопровода (прежде всего, его диаметр) назначаются в зависимости от производительности закладочного комплекса, реологических свойств смеси и определяются расчетным методом с использованием критерия критической скорости.

Максимальная дальность подачи смеси L , в зависимости от ее состава, диаметра трубопровода, трассировки составляет $L = (5 \div 10)H$, где H – высота заполнения вертикального стаа закладочной смесью. При этом расчетная высота H не должна превышать 0,9 перепада высотных отметок. Вертикальный став закладочного трубопровода должен быть оборудован устройством для аварийного сброса закладочной смеси в месте перехода в горизонтальные выработки.

При необходимости подачи смеси на большие расстояния или в выработки, расположенные на 20 м выше уровня горизонтального закладочного трубопровода, его оснащают врезками для подачи сжатого воздуха через каждые 30 м. При этом давление закладочной смеси в районе расположения пневморезов не должно превышать 80 % от уровня давления в магистрали сжатого воздуха.



Рисунок 3.28 – Вид закладочного пульпопровода (1) от Сатпаевской ОФ (2) к Анненскому закладочному комплексу (3)

Гирозакладка должна подаваться в выработанное пространство порциями определенного объема. После чего закладочные работы останавливаются на время, необходимое для дренажа избыточной воды из расчета не менее, чем 3-х кратное время подачи. Трубки для слива воды в перемычках открывают после отстоя. После слива отстоявшейся воды трубки обвязывают фильтротканью.

С целью исключения скопления в выработанном пространстве избыточной воды технологической инструкцией предусмотрено не допускать подачи на один закладываемый участок более $280 \text{ м}^3/\text{час}$ смеси. При скоплении в выработанном пространстве свободной воды более 20 % от общего объема поданной воды в составе пульпы, работы по закладке должны быть приостановлены и приняты меры по дренажу воды.

После реконструкции Анненского закладочного комплекса была произведена гидрозакладка ослабленных выработанных пространств под охраняемыми объектами на земной поверхности. Объем пустот, погашенных гидрозакладкой в полях ЗЖР, ВЖР, ЮЖР, показан на рис. 3.29. Для примера, на рис. 3.30 показан план выработанного пространства по залежи ПС-5-1 под северной частью поселка Жезказган, заложенный гидрозакладкой; на рис. 3.31 – план и разрез заложенных ослабленных участков по залежи ПЮЗ-6-1 в нижней части свиты перекрывающихся залежей.

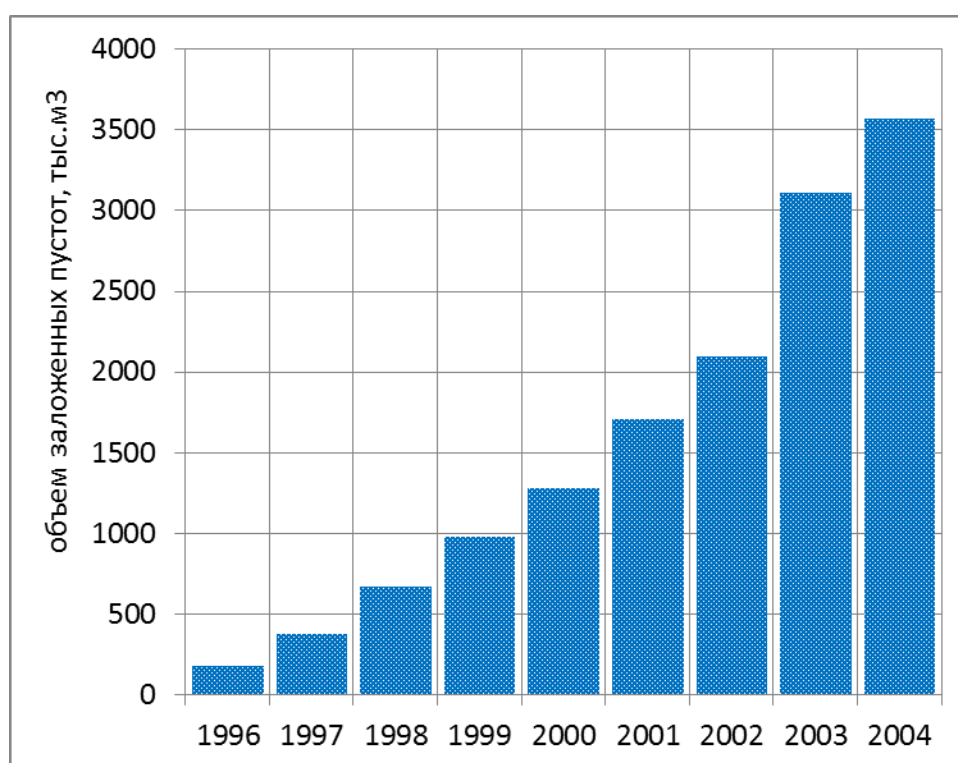


Рисунок 3.29 – Объемы пустот под охраняемыми объектами, заложенные гидрозакладкой из текущих хвостов обогащения

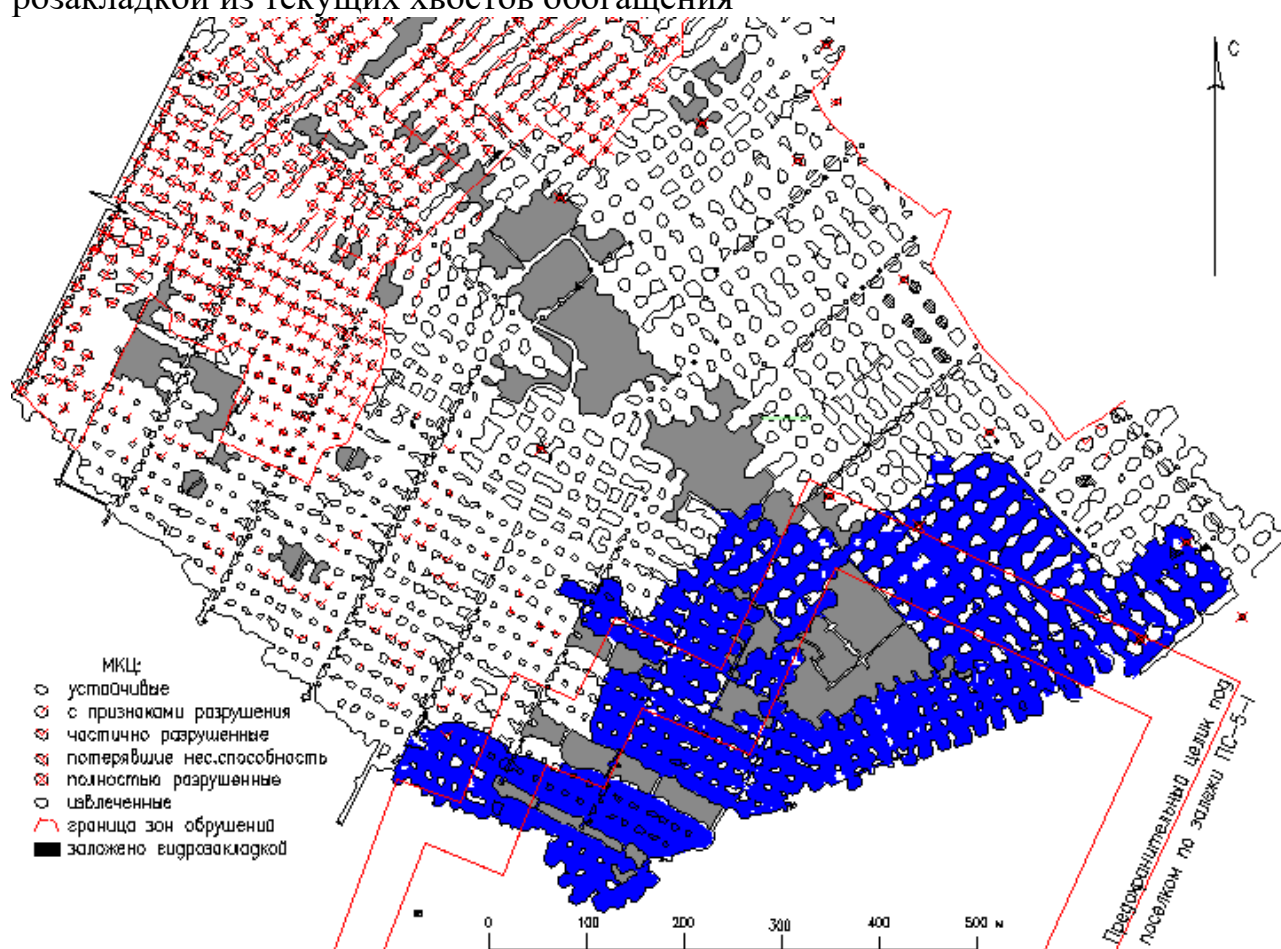


Рисунок 3.30 – Гидрозакладка выработанного пространства залежи ПС-5-1 в контуре предохранительного целика под северной частью поселка Жезказган

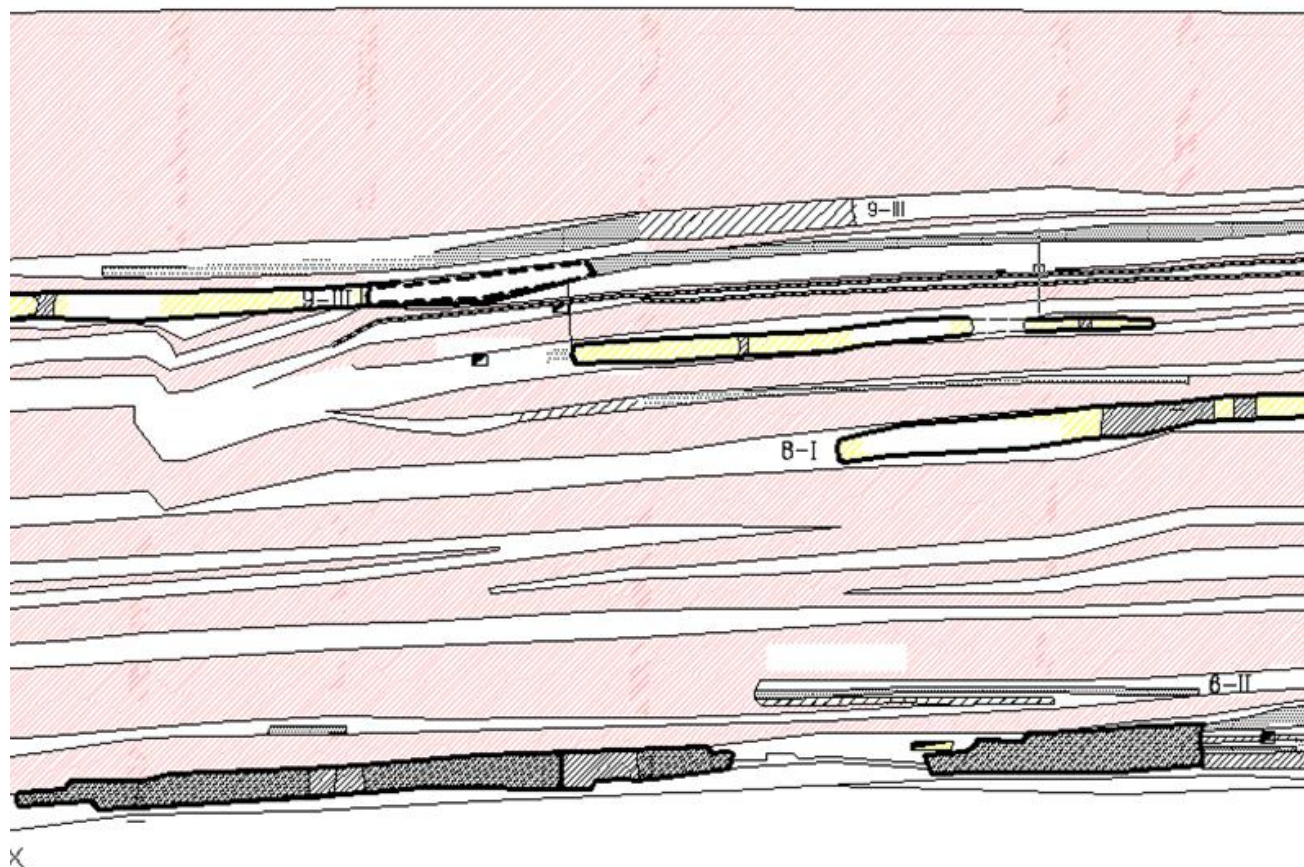
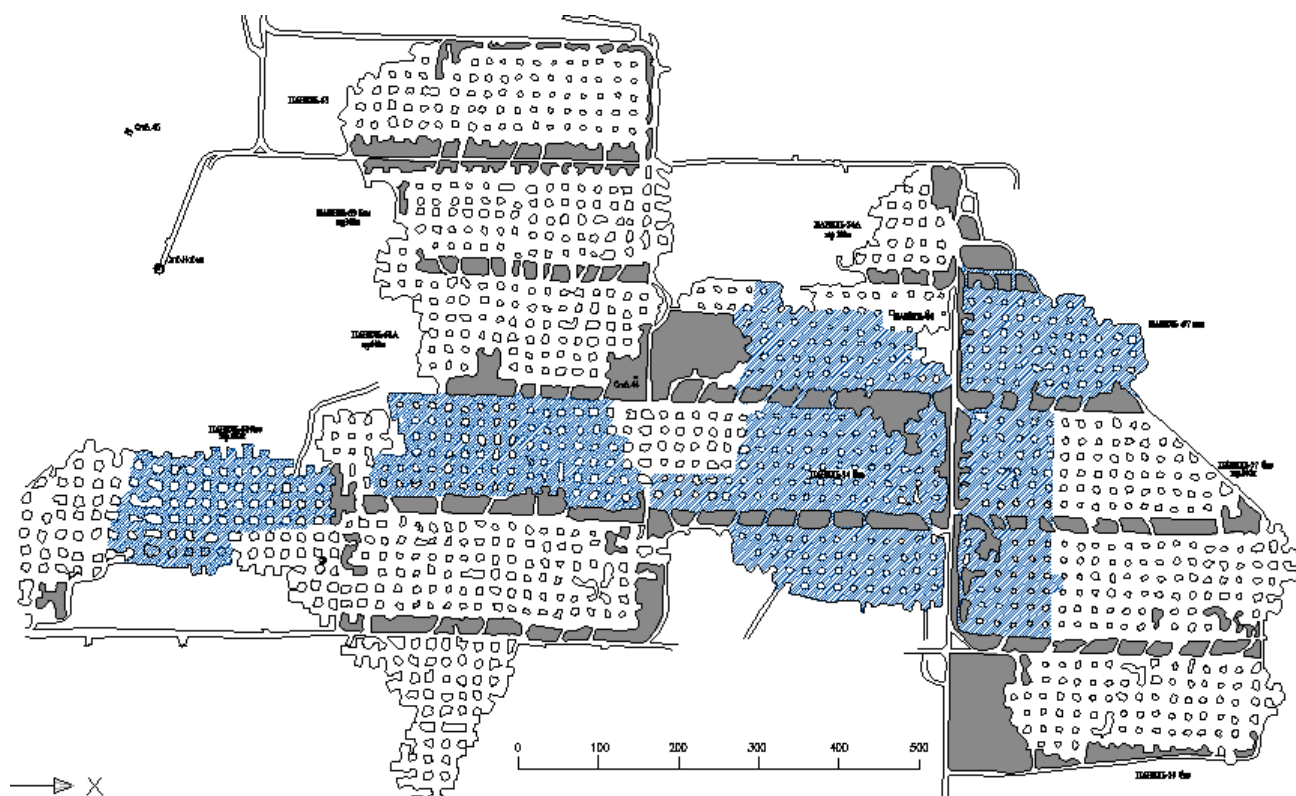


Рисунок 3.31 – План и разрез заложенных ослабленных участков по залежи ПЮЗ-6-1 в нижней части свиты перекрывающихся залежей

3.5. Обоснование технологий повторной разработки зон обрушений с сепарацией разубоженной рудной массы

Проведенной инвентаризацией всех видов медьсодержащих ресурсов из числа балансовых, забалансовых, ранее списанных в потери запасов Жезказганского месторождения, выделена группа запасов, расположенных в обрушенных и ослабленных участках на всех рудниках ПО ЖЦМ. Большая их часть находится в зоне обрушения, происшедшего в 2004÷06 г.г. в поле Анненского рудника.

Геомеханические процессы при отработке свиты наклонных сближенных залежей с изменяющимся углом падения имеют существенные отличия, поэтому анализ практического опыта, накопленного при отработке горизонтальных залежей центральной части Жезказганского месторождения, показало недостаточность для обоснования технологии отработки Анненского района с весьма отличающимися горно-геологическими условиями.

Для отработки наклонных залежей целесообразна камерно-столбовая разработка (рис. 3.32). Наклонная рудная залежь вскрывается транспортными и сборно-вентиляционными штреками, располагаемыми по простиранию рудных тел. Сборно-вентиляционный штрек относительно транспортного штрека проходится выше на расстояниях по вертикали до 50м. Подготовка панели или блока осуществляется проведением диагональных вентиляционно-разрезных штреков по восстанию залегания рудной залежи.

Применяемая для отработки наклонных крутопадающих залежей система подэтажного обрушения включает проходку наклонного съезда, соединяющего подэтажи, и вентиляционных восстающих. Нарезные работы на каждом подэтаже состоят в проходке рудного буро-погрузочного штрека и отрезного восстающего. При мощности рудного тела до 15м, рекомендовано на каждом подэтаже проходить один буро-погрузочный штрек по центру залежи или ближе к лежащему боку. При большой мощности целесообразно проходить два буропогрузочных штрека по бокам залежи. Очистные работы начинаются с образования отрезной щели. Отбойку руды в подэтаже производят зарядами веерных скважин в зажатой среде. Отбитая руда под собственным весом и под весом самообрушаемых пород выпускается через торец буро-погрузочного штрека с использованием ковшевой погрузочно-доставочной машины и доставляется к месту погрузки в автосамосвал.

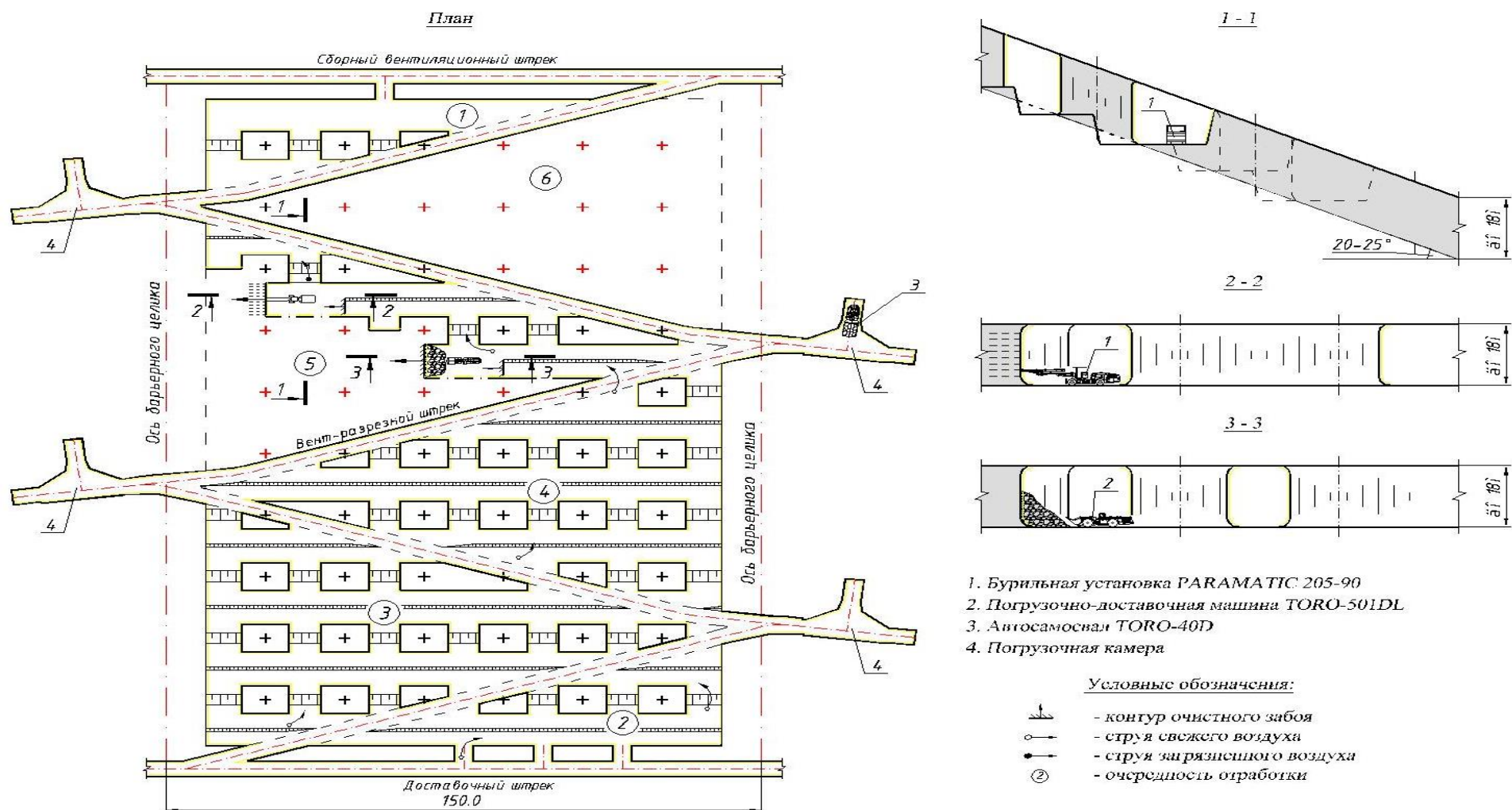


Рисунок.3.32 – Панельно-столбовая система разработки наклонных залежей Жезказганского месторождения

Отработка подэтажа осуществляется в отступающем порядке от отрезного восстающего к заезду на подэтаж. Очистные работы на подэтажах предусматривается вести в нисходящем порядке.

В одновременной работе может находиться 2-3 подэтажа, при этом опережение отработки верхнего подэтажа по отношению к следующему нижнему должно быть не менее 30-35м. На участках, где требуется сохранение поверхностных объектов или запасов вышерасположенных залежей, отработка ведется системой подэтажных штреков с оставлением междукamerных целиков по восстанию рудной залежи. Ширина камер составляет 30-40м, ширина междукamerных целиков – 20-25м. Выемка руды из междукamerных целиков с отбойкой их в зажиме обрушенных пород осуществляется из полевых штреков. В подстилающих породах на глубине не менее 5м от почвы панели между рядами междукamerных целиков (МКЦ) проходят доставочные штреки, а вдоль барьерных целиков (БЦ) – полевые буропогрузочные штреки. Из доставочных штреков под углом $50^{\circ} \div 55^{\circ}$ к их оси проходят буропогрузочные заезды под МКЦ. Руду в МКЦ разбуривают из полевых буропогрузочных заездов, пройденных вдоль оси МКЦ. Проходка подготовительно-нарезных выработок должна, в первую очередь, осуществляться к очагам обрушения или группе ослабленных целиков, с которых в дальнейшем будет производить расширение площади обрушения и погашение выработанного пространства. Рабочие панели изолируют от других участков возведением из всех выходящих из нее выработок специальных перемычек. Для образования компенсационного пространства и выпуска отбитой руды за контуром МКЦ, по внешней его границе из буропогрузочного заезда проходят отрезной восстающий на толщину породной потолочины.

Выемку руды из МКЦ осуществляют по торцевой схеме из буропогрузочных заездов и буро-доставочных штреков. В зависимости от системы разработки, добыча руды производится с помощью взрывной отбойки с использованием шпуровых, либо скважинных зарядов.

Мелкошпуровая отбойка при камерно-столбовой системе разработки применяется при отработке пологих и наклонных залежей. Для производства буровых работ применяют буровые установки типа «Параматик», «Минима-

тик», «Мономатик», Бурение и взрывание шпуров выполняются строго по типовым паспортам БВР. Заряжание шпуров производится механизированным способом с помощью специальных зарядных машин ПМЗШ-5К, оборудованных электрическими компрессорами.

Скважинная отбойка рекомендована для отработки крутопадающих (флексурных) залежей и отработки МКЦ с полевой подготовкой. При этом способе отбойки на каждую камеру или МКЦ составляются проекты на бурение и взрывные работы с учетом конкретных параметров залегания (высота, мощность, угол падения и т.д.).

Используемые методы – объективный инструментальный геомеханический мониторинг - контроль сдвижения земной поверхности высокотехнологичным космическим методом и автоматизированный контроль техногенной сейсмичности массива солидарно показали, что:

- активная стадия процесса обрушения в центральной части Анненского рудника завершилась;
- накопленная в массиве за период предшествующей отработки месторождения упругая энергия разгрузилась, а в ходе разрушения и сдвижения массива произошло ее рассеивание - неупругая диссипация;
- ситуация на Анненском руднике стабилизировалась в новом (после разрушения и сдвижения) устойчивом состоянии на существенно более низком энергетическом уровне.

Балансовые запасы Южного участка Жезказганского месторождения – панелей 16, 16бис-зап., 16бис/вост., 17, 18 участка Покро- Юго-Запад шахты 65 Южного рудника, расположенные в свите залежей ПЮЗ-9-IV-III- II-I, ранее отработывались камерной системой разработки с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью. Общая мощность свиты составляет 50-70 м. После отработки первичных камер, запасы вторичных камер в свите залежей были частично отработаны без проведения закладочных работ. В результате отказа от проведения мероприятий по погашению пустот, дальнейшая отработка запасов этого участка стала невозможной из-за усложнения геомеханической ситуации, которая может привести к риску внезапного обрушения налегающего массива горной массы на всю мощность свиты. Недоработанными остались запасы:

- балансовые запасы в кромках, в почве, в кровле, в мостах отработанных камер;
- оставленными неизвлеченными балансовые запасы вторичных камер;
- забалансовые руды, территориально расположенные в свите залежей предполагаемого участка обрушения.

Запасы участка Кресто отрабатывались в 50-60-х годах прошлого века, то есть более полувека назад. В 1996 г. в районе шх.42-51 участка Кресто Восточного рудника произошло площадное обрушение целиков на отработанных сближенных залежах Кр-6-I-II на глубине 100-120 м с выходом на дневную поверхность. В обрушение попали списанные в потери до 1964 года запасы в целиках различного назначения – междукамерных, околоштрековых, в «мостах», а так же недоработанные запасы балансовых руд и забалансовые запасы. В связи с крупным обрушением массива вмещающих пород, доступ к недоработанным участкам залежей и к списанным запасам стал невозможен.

В настоящее время геомеханическая ситуация на Жезказганском месторождении продолжает ухудшаться. Сохраняется опасность техногенного землетрясения с угрозой для жизни людей в близлежащих районах. В случае массового неконтролируемого обрушения налегающего массива пород значительное количество балансовых запасов окажется в обрушенных участках и должно быть отнесено к сверхнормативным потерям. Кроме того, будут потеряны запасы в «мостах» и целиках различного назначения.

Таким образом, отработка большей части запасов в зоне обрушения традиционными способами не представляется возможной из-за сложной геомеханической обстановки в зоне обрушения и отсутствия доступа к недоработанным участкам залежей.

В сложившейся геомеханической ситуации возникла необходимость разработки новых геотехнологических вариантов отработки запасов, позволяющих комплексно решить вопросы стабилизации геомеханической ситуации и восполнения сырьевой базы за счет вовлечения в добычу запасов обрушенных участков и запасов ослабленных участков, подлежащих принудительному обрушению.

На наш взгляд, наиболее приемлемым способом стабилизации геомеханической ситуации является применение способа повторной разработки с

управляемым обрушением налегающих пород и площадным выпуском руды в полевые выработки. Это позволит погасить образовавшиеся пустоты, снизить напряжения в массиве вмещающих пород и в рудных целиках и вовлечь в добычу обрушенные запасы и запасы ослабленных участков в свите залежей.

Добыча руды путем повторной разработки с управляемым обрушением и площадным выпуском руды из полевых выработок предполагает поступление с рудой большого количества разубоженной вмещающими породами рудной массы, значительно снижающей качество поступающего на переработку сырья.

При разработке технологии повторной отработки запасов из полевых выработок с обрушением налегающей толщи пород на обрушенных и ослабленных участках в свите залежей Жезказганского месторождения учитывалось, что породы, залегающие над целиками, находятся не в предельно состоянии, а только частично подработаны и частично обрушены, имеют в своей структуре пустоты (как заполненные обрушившейся породой, так и незаполненные) и отдельные массивные блоки. Это позволяет при подготовке блоков к повторной отработке не формировать отрезных щелей на горизонте подсечки на всю высоту блока. За счет этого себестоимость добычи руды будет ниже, чем в случае применения традиционной системы самообрушения.

Разработанный способ повторной разработки ослабленных запасов заключается в контролируемом обрушении горной массы под собственным весом после принудительного обрушения нижней рудной залежи свиты (рис. 3.9).

Следует отметить, что в процессе отработки Жезказганского месторождения произошло образование систем пустот в свите залежей с формированием в массиве конструкции в виде «этажерки». С течением времени, по мере разрушения целиков, отработанные панели в свите залежей постепенно переходят в разряд «ослабленных». Подобная конструкция «этажерки» неминуемо обрушается с непредсказуемыми последствиями.

Предложенный способ повторной разработки с применением полевых выработок позволяет выбить «дно этажерки» и вызвать управляемое обрушение всей конструкции. При этом значительно снижаются напряжения в налегающем массиве горных пород, стабилизируется геомеханическая ситуация.

Кроме того, за счет вовлечения в добычу руд обрушенных и ослабленных участков, восполняются запасы, формирующие производственную мощность рудника.

Разработанный способ повторной разработки целиков из полевых выработок, применительно к ослабленным запасам в свите залежей Жезказганского месторождения (рис. 3.33), включает несколько этапов:

- инициацию самообрушения руд в свите путем принудительного обрушения нижней залежи «этажерки» (рис. 3.34);
- развитие процесса самообрушения (рис. 3.35);
- затухание самообрушения по мере заполнения породами обрушенного пространства. При этом в процессе перемещения обрушенной руды к воронкам основания блока идет взаимное раздавливание кусков руды, измельчение крупных негабаритных кусков.

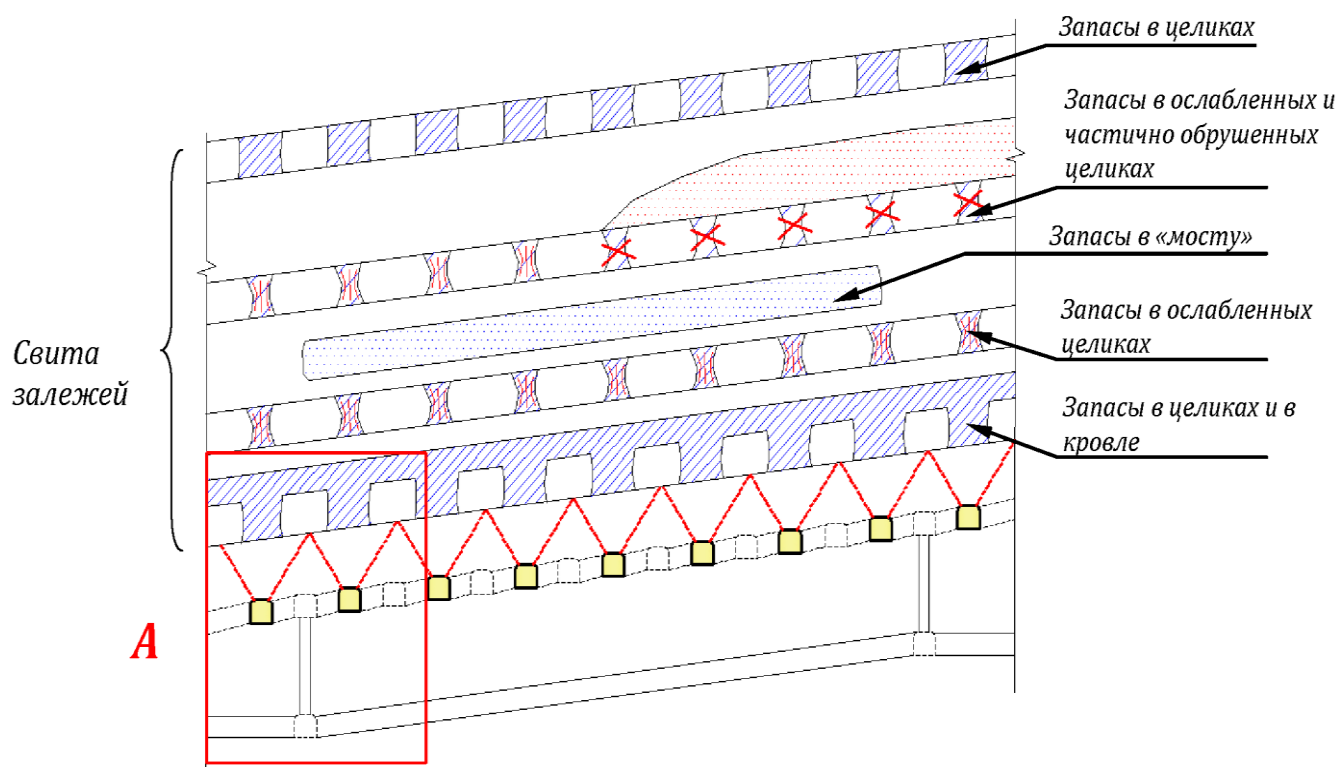


Рисунок 3.33 – Предлагаемая схема повторной отработки запасов из полевых выработок для ослабленных и недоработанных участков в свите залежей.

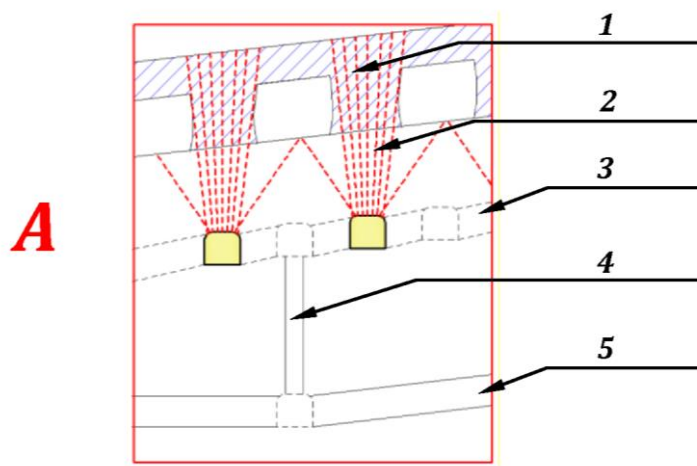


Рисунок 3.34 – Вид А на рис.3.33 – Схема принудительного обрушения нижней залежи. 1- обуривание и взрывание целиков нижней залежи, 2- выпускные воронки, 3- буропогрузочный штрек - горизонт выпуска и доставки, 4- рудоспуски, 5- транспортный горизонт.

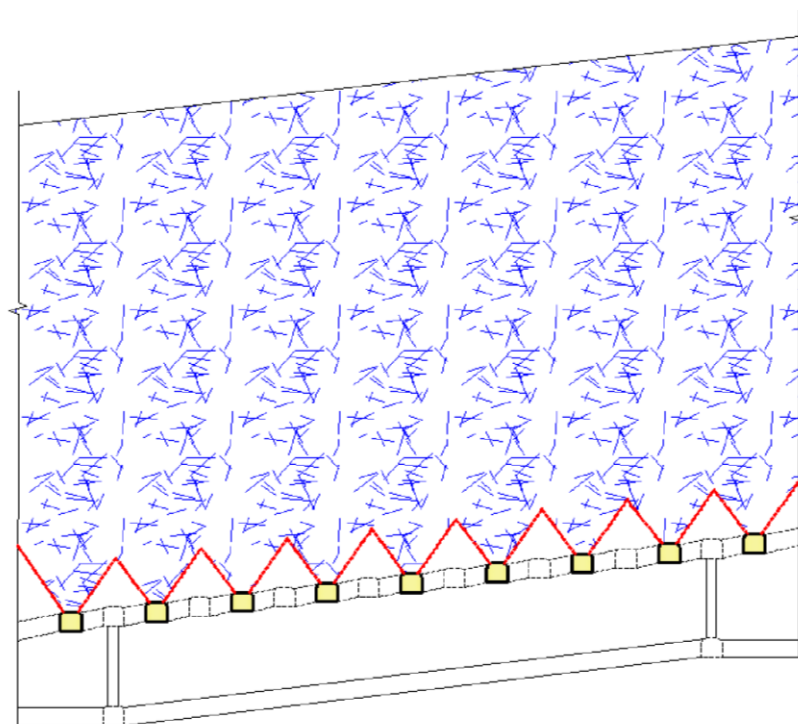


Рисунок 3.35 – Принципиальная схема развития процесса самообрушения в свите

Следует отметить, что выше описанный способ повторной разработки с применением полевых выработок был успешно применен для отработки ослабленных участков Анненский и Кресто Жезказганского месторождения. В настоящее время при отработке запасов по выше описанной технологии процессы обрушения пород практически завершены. Поэтому необходимость принудительного обрушения нижней залежи на этих участках месторождения для инициации самообрушения отпала.

При отработке оставленных запасов горно-подготовительные работы включают проведение полевых выработок для создания горизонта выпуска и доставки руды. Повторная разработка залежей в зоне обрушения приводит к возобновлению процессов сдвижения налегающей обрушенной толщи пород, которые происходят преимущественно в спокойном режиме без динамических проявлений горного давления. Поскольку на земной поверхности охраняемых объектов в контуре зоны обрушения нет, то возобновление процесса сдвижения горных пород и земной поверхности не создает угроз для промышленной безопасности.

В целом, проведенный анализ геомеханической ситуации свидетельствует, что в Анненском горном районе стадия активного обрушения с динамическими проявлениями техногенной сейсмичности перешла в стадию затухания. После диссипации накопленной потенциальной энергии в процессе обрушения, массив перешел в новое равновесное устойчивое состояние. Для исключения в ближайшей перспективе масштабных геомеханических проявлений в виде техногенного землетрясения или воздушного удара, необходимо провести погашение обширных выработанных пространств обрушением по выше описанной технологии.

Для обеспечения условий промышленной безопасности, доработку запасов в зоне обрушения Анненского горного района рекомендуется вести из полевых выработок. Размеры «мостов» между обрушенной нижней залежью и полевыми выработками следует определять при проектировании с учетом фактических физико-механических характеристик вмещающих пород по разработанной и ниже представленной методике.

При этом выпуск запасов из зоны обрушения в полевые выработки при увеличении гидравлического радиуса площади выпуска не повлияет на безопасную эксплуатацию подходных полевых выработок. По условиям горного давления, доработку запасов целесообразно вести в направлении действия главных напряжений в массиве пород: с юга на север и с востока на запад в сплошном порядке.

Следует отметить, что неизбежно при повторной разработке запасов нижних залежей Анненского рудника, будет возобновляться процесс сдвижения горных пород и деформаций земной поверхности. Это не вызовет серьезных

геомеханических осложнений, так как в мульде сдвижения земной поверхности отсутствуют охраняемые объекты.

Применительно к Жезказганскому месторождению в связи с непостоянством качества руды в блоке из-за перемежающихся невыдержанных по мощности прослоев руды и ослабленных пород, содержание ценных компонентов в рудной массе, выдаваемой из очистного блока при повторной разработке и выпуске из полевых выработок, ввиду обрушения налегающей толщи, будет весьма невыдержанным и характеризоваться пониженным качеством. Поэтому для обеспечения кондиционных требований к поступающей на переработку рудной массе, в большинстве случаев необходимо ее предварительное обогащение методами сепарации.

Важно отметить, что для эффективности переработки, рудная масса, поступающая на обогатительную фабрику, должна иметь выдержанный вещественный состав. Анализ опыта отработки Жезказганского месторождения показал, что колебание содержания ценных компонентов не должно превышать 5-10%. Стабилизация качества достигается усреднением или сортировкой рудной массы. Усреднение рудной массы происходит за счет регулирования величины порций, в которых она поступает из различных участков добычи. Это регулирование осуществляется путем снижения производительности отдельных участков. Наличие нескольких обособленных участков повторной добычи обрушенных руд из ослабленных участков позволяет избежать резких перепадов среднего содержания выдаваемой руды и, как следствие, изменения показателей разубоживания.

Анализ существующих технологий отработки Жезказганского месторождения и условий их применения показал, что доработка запасов традиционным способом из полевых штреков невозможна, ввиду того, что, вследствие обрушений, с течением времени произошло смещение массива горных пород, и определить точное положение целиков для проектирования подготовительных выработок, не представляется возможным.

Автором обоснована целесообразность отработки обрушенных запасов Анненского рудника со сложной геомеханической ситуацией с применением системы самообрушения «BLOCK CAVING», которая является инновационной для рудников Жезказганского региона [116]. Технология добычи BLOCK

CAVING предполагает выпуск рудной массы из всего объема проектируемого участка добычи, включая безрудные прослои серых песчаников и красных алевролитов. Система разработки с самообрушением (BLOCKCAVING) характеризуется наиболее низкими затратами на добычу, по сравнению с другими системами разработки (табл. 3.6), и высокой производительностью [117]. Производственная мощность рудника ограничивается лишь интенсивностью выпуска, производительностью и количеством применяемого оборудования.

Таблица 3.6 – Мировая статистика себестоимости добычи руды по системам разработки

№№ п/п	Система разработки	Себестоимость добычи, \$/т
1	С самообрушением руды (BLOCKCAVING)	3,5 ÷ 7,5
2	Подэтажного обрушения	10,0 ÷ 17,0
3	Камерно-столбовая	15,0 ÷ 30,0
4	С закладкой выработанного пространства	50,0 ÷ 150,0

Большая высота блока обеспечивает значительные объемы подготовленной руды на один пункт выпуска, а, следовательно, высокую интенсивность погрузки и доставки руды.

Фактическая себестоимость добычи руды на подземных рудниках Жезказганского меднорудного месторождения – 20,3\$/т, сопоставима с данными мировой статистики, что свидетельствует о возможности для сравнения использования данных и по другим системам разработки, в том числе, по системе с самообрушением руды и вмещающих пород.

Применение системы с самообрушением (BLOCKCAVING) при отработке бедных руд из зон обрушения позволяет:

- обеспечить безопасную добычу руды в свите залежей из обрушенных и ослабленных участков путем управляемого самообрушения пород;
- стабилизировать геомеханическую ситуацию путем погашения пустот в частично обрушенных и ослабленных участках;
- снизить себестоимость добычи руды;
- избежать сверхнормативных потерь металлов в недрах.

Сущность метода самообрушения заключается в контролируемом обрушении горной массы под собственным весом за счет создания подсечки обрушаемого массива (рис. 3.36).

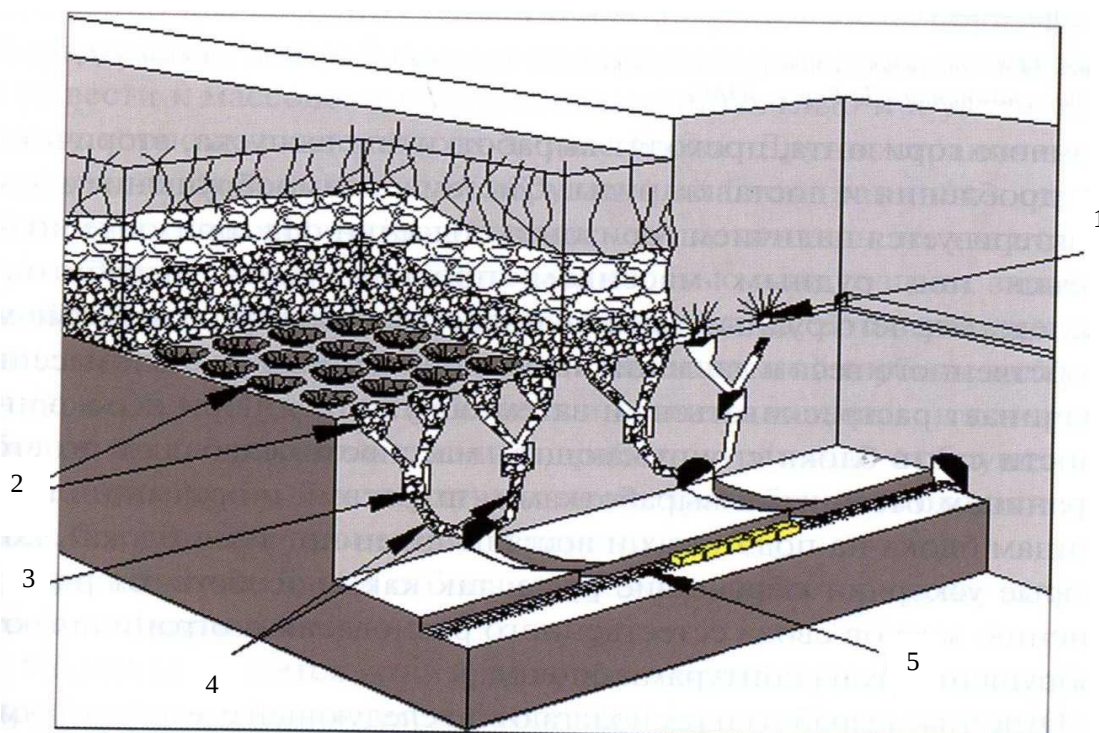


Рисунок 3.36 – Принципиальная схема самообрушения: 1 – горизонт подсечки, 2 – выпускные воронки, 3 – горизонт доставки, 4 – рудоспуски, 5 – транспортный горизонт.

Обрушение рудного массива осуществляется без принудительного взрывания всего блока, а за счет создания горизонтального обнажения необходимых размеров (подсечки). После подсечки блока на необходимую площадь, определяемую гидравлическим радиусом, начинается и последовательно развивается процесс самообрушения налегающего массива. Очистные работы при этом заключаются в выпуске и доставке руды. Процессов самообрушения руды управляют посредством установления определенного порядка и регулированием интенсивности выпуска. Выпуск обрушенной руды ведётся через полевые выработки, пройденные в основании блока.

Для применения системы с самообрушением на ослабленных, обрушенных и неустойчивых участках Жезказганского месторождения следует учитывать, что горные породы, направленные к выпускным выработкам, находятся не в сплошном состоянии ненарушенного массива, а частично отработаны и обрушены, то есть имеют в своей структуре пустоты, как заполненные обрушившейся породой, так и незаполненные, а также и отдельные массивные блоки, наличие которых приводит к повышенному выходу негабаритов при самообрушении и потребует их разделение на габарит выпуска.

Добыча обрушенных руд системой BLOCK CAVING предполагает вовлечение попутно с рудой большого объема разубоживающей массы, вследствие чего содержание меди в рудной массе снижается до 0,30%.

В соответствии с результатами проведенных исследований предложенная классификация состояния кровли выработанного пространства по степени разрушения междукамерных целиков позволяет рекомендовать оптимальные варианты извлечения запасов. В устойчивых налегающих массивах пород при наличии целиков 1 категории устойчивости целесообразно применять камерно-столбовую систему разработки; в ослабленных массивах при наличии признаков разрушения 2 категории устойчивости – систему подэтажного обрушения; в неустойчивых массивах, характеризующихся разрушенными целиками, обрушением пород кровли с образованием свода обрушения, рекомендованы системы с самообрушением руды.

По содержанию ценных компонентов товарная руда обрушенных участков относится к бедной руде. Переработка бедных руд, вследствие низкой ценности сырья, требует поиска дополнительных методов комплексной переработки. Одним из таких методов является предварительное обогащение руды радиометрическими методами сепарации, что позволяет сократить объемы подаваемой на обогатительную фабрику руды и при этом соответственно повысить качество рудной массы.

Проведенной инвентаризацией всех видов медьсодержащих ресурсов Жезказганского месторождения на рудниках ПО ЖЦМ выявлена достаточно представительная группа запасов, расположенных в зонах обрушений свит перекрывающихся залежей. Их первичная разработка велась камерно-столбовой системой. Большая часть запасов находится в зоне обрушения Анненского рудника, происшедшего в 2004-2006 гг.

Балансовые запасы свиты залежей ПЮЗ-9-IV-III-II-I в панелях 16, 16 бис, 17, 18 шахты 65 ЮЖР в 80-х годах отрабатывались камерной системой разработки с твердеющей закладкой выработанного пространства. Общая мощность свиты составляет 50÷70 м. После отработки первичных камер (ПК) шириной 15 м и высотой до 35 м, запасы вторичных камер (ВК) были частично отработаны без закладки. В результате в 2013 г. произошло разрушение оставленных

целиков и обрушение налегающей толщи пород с выходом на земную поверхность. Недоработанными остались балансовые запасы в кромках, в почве, в кровле, в междупластьях отработанных камер, а также забалансовые руды, расположенные в свите залежей.

Запасы участка Кресто отрабатывались в 50-60-х годах прошлого века, т.е. более полувека назад. В 1996 г. в районе шх.42-51 ВЖР произошло площадное обрушение целиков на отработанных сближенных залежах Кр-6-I-II на глубине 100-120 м с выходом на дневную поверхность. В обрушение попали списанные в потери до 1964 г. запасы в целиках различного назначения (междукамерных, панельных, околоштрековых), в междупластьях, недоработанные запасы балансовых руд, а также забалансовые запасы. После обрушения вмещающих пород доступ к недоработанным участкам залежей и списанным запасам стал невозможен.

После обрушений налегающей толщи в свитах перекрывающихся залежей в результате перемешивания руды и вмещающих пород выработанные пространства оказываются заполненными весьма разубоженной рудной массой. Повторная разработка разубоженной рудной массы в зонах обрушений традиционным способом с полевой подготовкой экономически не эффективна из-за низкого содержания металлов. Поэтому возникла необходимость создания новых геотехнологий, позволяющих решить задачу восполнения сырьевой базы ПО ЖЦМ за счет вовлечения в добычу запасов уже обрушенных и ослабленных участков, подлежащих принудительному обрушению. Их повторная разработка предполагает поступление с рудой большого количества разубоженной вмещающими породами рудной массы, значительно снижающей качество поступающего на переработку сырья.

При разработке технологии повторной отработки запасов из полевых выработок с обрушением налегающей толщи пород на обрушенных и ослабленных участках свит перекрывающихся залежей учитывалось, что обрушенные породы значительно разрыхлены, имеют в своей структуре пустоты (как заполненные обрушившейся породой, так и незаполненные) и отдельные массивные блоки. Это позволяет при подготовке блоков к повторной отработке не формировать отрезные щели на горизонте подсечки на всю высоту блока. За счет этого себестоимость повторной добычи руды будет ниже, чем в случае

применения традиционной системы самообрушения. Разработанный способ повторной разработки запасов на ослабленных участках свит залежей заключается в контролируемом обрушении горной массы под собственным весом после принудительного обрушения нижней рудной залежи свиты (рис. 3.33). Предложенный способ повторной разработки с применением полевых выработок позволяет выбить «дно этажерки» и вызвать управляемое обрушение всей конструкции. Способ предусматривает последовательность выполнения следующих этапов:

- инициация самообрушения свиты путем принудительного обрушения нижней залежи (рис. 3.34);
- развитие процесса самообрушения;
- затухание самообрушения по мере заполнения породами обрушенного пространства. При этом в процессе перемещения обрушенной руды к воронкам основания блока идет взаимное раздавливание кусков руды, измельчение крупных негабаритных кусков.

Описанный способ повторной разработки был успешно применен для отработки ослабленных участков Анненский и Кресто Жезказганского месторождения. В настоящее время при отработке запасов по описанной технологии процессы обрушения пород практически завершены.

При отработке оставленных запасов горно-подготовительные работы включают проведение полевых выработок для создания горизонта выпуска и доставки руды. Повторная разработка залежей в зоне обрушения приводит к возобновлению процессов сдвижения обрушенной толщи пород, которые по накопленному практическому опыту происходят преимущественно в спокойном режиме, без динамических проявлений горного давления. Проведенный анализ геомеханической ситуации показал, что в Анненском горном районе стадия активного обрушения с проявлениями техногенной сейсмичности завершилась и перешла в стадию затухания. Это означает, что в процессе обрушения произошла диссипация накопленной в массиве потенциальной энергии, после чего массив перешел в новое (разгруженное) равновесное состояние. Данный практический опыт необходимо использовать для погашения обрушением обширных ослабленных районов по описанной технологии для того, чтобы исключить техногенные землетрясения и воздушные удары.

В связи с непостоянством качества рудной массы из зон обрушений из-за перемешивания руды и вмещающих пород, содержание полезных компонентов в добытой массе, выдаваемой из очистного блока при повторной разработке из полевых выработок, будет весьма низким и невыдержанным. Поэтому для обеспечения требований к поступающей на переработку рудной массе необходимо ее предварительное обогащение методами сепарации.

Важно отметить, что для эффективности переработки рудная масса, поступающая на обогатительную фабрику, должна иметь довольно постоянное качество. Анализ опыта отработки Жезказганского месторождения показал, что колебание содержания ценных компонентов не должно превышать 5-10%. Стабилизация качества достигается усреднением или сортировкой рудной массы. Усреднение рудной массы происходит за счет регулирования величины порций, в которых она поступает из различных участков добычи. Это регулирование осуществляется путем снижения производительности отдельных участков. Наличие нескольких обособленных участков повторной добычи руд из обрушенных или ослабленных участков позволяет избежать резких перепадов среднего содержания выдаваемой руды за счет снижения разубоживания руды обрушенными вмещающими породами.

При повторной разработке обрушенных, неустойчивых и ослабленных участков Жезказганского месторождения следует учитывать тот факт, что разубоженная рудная масса образована не взрывной отбойкой, а за счет обрушения и последующего перемешивания руды и пород, т.е. имеет в своей структуре как пустоты между обрушенными блоками, так и отдельные крупные блоки. Их наличие приводит к повышенному выходу негабаритов на выпуске и потребует их вторичного дробления.

Добыча обрушенных руд предполагает вовлечение попутно с рудой большого объема разубоживающей массы, вследствие чего содержание меди в товарной руде снижается до 0,30%.

3.6. Исследование параметров процессов рудничной сепарации бедных смешанных руд из зон обрушения

По содержанию ценных компонентов товарная руда обрушенных и ослабленных участков Жезказганского месторождения с содержанием меди до

0,30% относится к весьма бедной руде. Вследствие ее низкой ценности, возникает необходимость поиска альтернативных методов переработки. В мировой практике наиболее динамично развиваются технологии предварительного обогащения руды радиометрическими методами, основанными на взаимодействии различных видов излучений с веществом.

Экономическая целесообразность переработки бедных руд во многом зависит от возможности применения малозатратных и высокопроизводительных методов предварительного обогащения, позволяющих сократить объемы подаваемой на переработку руды и при этом повысить ее качество.

При радиометрической сепарации используется неравномерность распределения ценных компонентов в кусках крупнодробленой руды. В процессе сепарации определяются свойства каждого отдельного куска, и из потока выделяются отдельные куски концентрата или хвосты.

Известны несколько десятков методов радиометрического обогащения. Так, авторадиметрический метод сепарации основан на разделении кусков по интенсивности гамма-излучения. Этот метод получил наибольшее распространение для переработки урановых руд. Метод основан на соотношении интенсивности гамма-излучения и содержания урана, на основе этого устанавливается состояние радиоактивного равновесия в отдельных кусках руды. В результате сортировки такой руды часть кондиционных по урану кусков, в которых наблюдается недостаток радия, а, следовательно, и понижение интенсивности гамма-излучения, попадает в хвосты. Другая же часть, некондиционная по урану, но с избытком радия, направляется в концентрат. Преобладание радия позволяет отделять куски руды от пустой породы. Для переработки руд Жезказганского месторождения данный метод неприемлем, вследствие отсутствия естественного гамма-излучения руды.

Для переработки медных руд наиболее приемлем рентгенорадиометрический метод сепарации, основанный на регистрации возбужденного рентгеновскими трубками характеристического рентгеновского излучения атомов определяемых элементов, входящих в состав минералов месторождения. В качестве первичного излучения в основном используется фотонное гамма- или рентгеновское излучение, испускаемое радиоизотопными источниками или рентгеновскими трубками. Данный метод применяется при переработке руд

чёрных, цветных и благородных металлов. По физической сущности – это наиболее универсальный метод, однако, возможности количественных определений элементов горных пород и руд ограничиваются разрешающей способностью аппаратуры.

Эффективность предварительного обогащения руд рентгенометрическим методом возрастает с увеличением неравномерности распределения ценных компонентов в рудном теле, а также при повышенном разубоживании руды, при преобладании селективного раскрытия или избирательного разрушения массива в ходе отбойки и последующего дробления рудной массы.

Достоинствами радиометрических методов сепарации являются:

- возможность обогащения материала широкого диапазона крупности - от 300 до 10 мм,
- относительно низкая себестоимость процессов радиометрического обогащения;
- возможность вовлечения в эксплуатацию руд, переработка которых ранее считалась нерентабельной;
- высокая производительность оборудования;
- возможность применения практически для переработки всех видов твердых полезных ископаемых;
- снижение негативного влияния горных предприятий на окружающую среду.

Выбор метода предварительного обогащения определяется следующими факторами: вещественным составом руды, содержанием ценного компонента в руде; гранулометрическим составом руды; контрастностью кускового материала по содержанию полезных компонентов; соответствием интенсивности проявления признака разделения содержанию полезного компонента и т.п.

Для изучения принципиальной возможности применения технологий рентгенометрической сепарации для предварительного рудничного обогащения балансовых и руд из зон обрушения Жезказганского месторождения были выполнены исследования по технологической схеме, представленной на рис.3.37.

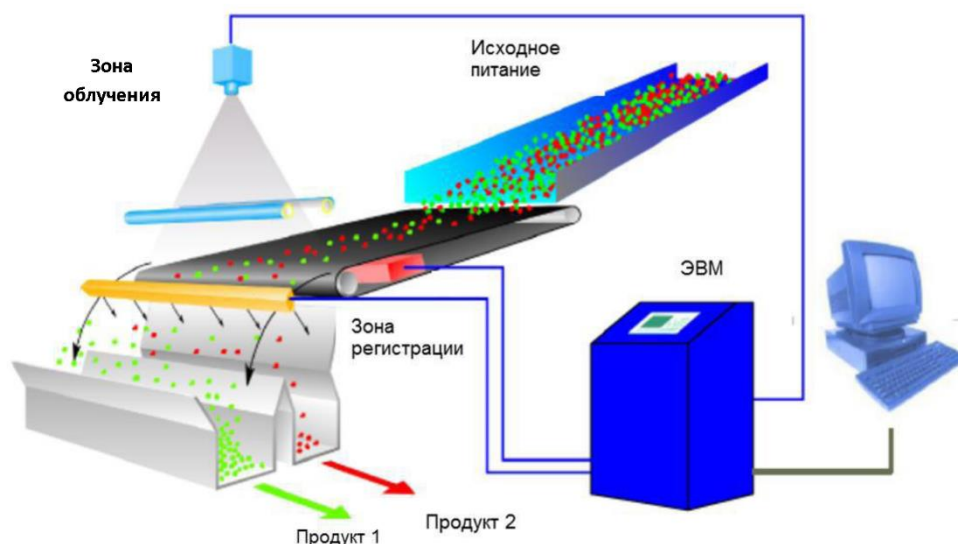


Рисунок 3.37 – Принципиальная схема сепарации руды.

В исследованиях была применена технология «INTEGRA-GROUP» (Россия), которая по возможностям промышленного использования позволяет производить сепарацию руд рентгенометрическим методом в классах крупности: $-200 + 100\text{ мм}$; $-100 + 50\text{ мм}$; $-50 + 25\text{ мм}$.

Перед началом испытаний была отобрана представительная технологическая проба медной сульфидной руды классом крупности ($-200 + 0\text{ мм}$) и произведено грохочение представительной пробы с целью определения гранулометрического состава и распределения меди по классам крупности. Результаты испытания руд представлены в табл. 3.7.

Таблица 3.7. Гранулометрический состав технологической пробы

Класс крупности	Балансовая руда			Руда обрушенного участка Аннеский		
	Вес, т	% класса	Содержание Cu, %	Вес, т	% класса	Содержание Cu, %
-200 мм	3,605	60,01%	0,40	0,420	6,27%	0,18
-200 + 100 мм	0,529	8,80%	0,47	1,420	21,19%	0,18
-100 + 50 мм	0,977	16,25%	0,61	1,660	24,78%	0,17
-50 + 25 мм	0,606	10,09%	0,40	1,220	18,21%	0,16
-25 + 0 мм	0,291	4,84%	0,51	1,980	29,55%	0,18
ИТОГО	6,008	100%	0,45	6,700	100%	0,17

Нижняя граница сепарируемого материала по условиям рентгенометрической сепарации составляет 25 мм. Класс $-25 + 0\text{ мм}$ является некондиционным по крупности и представляет отсев. В зависимости от содержания ценных компонентов, отсев, не подвергшийся сепарации, присоединяется либо к концентрату, либо к хвостам сепарации. Отходы несортируемого

класса (-25 + 0мм) являются недостатком всех рентгенорадиометрических методов. Увеличение доли мелкой фракции в обрушенной рудной массе резко снижает эффективность сепарации.

В результате проведения технологических испытаний по рудосортировке отобранных проб класса крупности -100+50 мм на мобильном комплекте аппаратуры, имитирующем промышленный сепаратор, выполнена оценка возможности увеличения содержания меди в концентрате сепарации (табл.3.8). На основании полученных показателей произведена укрупненная оценка технико-экономической эффективности применения технологии рудосортировки по технологии «INTEGRA-GROUP».

Таблица 3.8 – Результаты испытаний рентгенорадиометрической сепарации руд класса -100+50 мм на мобильном комплекте сортировочного оборудования

Исходное сырье	Содержание Cu, %	Продукты сепарации				Коэффициент обогащения
		Хвосты		Концентрат		
		Выход, %	Содер- жание Cu, %	Выход, %	Содер- жание Cu, %	
Балансовые руды	0,55	18,8	0,055	81,2	0,67	1,21
Руды из зон обрушения	0,17	31,60	0,02	68,4	0,23	1,39

Расчеты показали, что экономическим эффектом применения рудничной рентгенорадиометрической сепарации является снижение полной себестоимости 1 т катодной меди при сепарации балансовых руд на 0,36%, при сепарации рудной массы из зон обрушения на 10,8%. Коэффициент обогащения балансовых руд составил 1,21, руд из зон обрушения 1,39.

Очевидно, что полученные в первых опытах показатели снижения себестоимости показывают принципиальную возможность эффективного применения сепарации рентгенорадиометрическим способом по технологии «INTEGRA-GROUP» для руд из зон обрушения и ослабленных участков Жезказганского месторождения.

Для повышения эффективности крупнокусовой сортировки медных балансовых и забалансовых руд Жезказганского месторождения радиометриче-

ской сепарацией были исследованы различные методы, в том числе оптический (фотометрический), индукционный радиорезонансный, рентгенорадиометрический (рентгенофлуоресцентный), рентгеноабсорбционный методы.

Исследования проводились на представительных коллекциях образцов руд по 100 штук для каждого типа руды, крупностью 50 +30мм, с использованием промышленных сортировочных машин компании CommoDas & UltraSort (Германия). В ходе исследований были определены значения признака разделения для каждого метода и произведена оценка их эффективности. Выделены следующие параметры эффективности признака разделения: высокая > 0,9; средняя – 0,6-0,9; низкая – 0,4-0,6; неудовлетворительная < 0,4. Результаты тестовых исследований руд представлены в таблице 3.9.

Анализ проведенных испытаний показал, что наиболее высокий показатель признака разделения для всех исследуемых руд достигнут при применении рентгенорадиометрического рентгено-флуоресцентного метода сепарации, где эффективность составила 0,94. Достаточно высоким показателем признака разделения руд Жезказганского месторождения характеризуется также фотометрический метод сепарации, где эффективность находится в пределах 0,59-0,79. Причем, с помощью фотометрического метода, можно наиболее эффективно выделять в хвосты бурый алевролит.

Таблица 3.9 – Результаты испытаний методов радиометрической сепарации

Исходное сырье	Метод	Содержание Cu в исходной руде, %	Эффективность разделения	Характеристика хвостов		
				выход, %	сод-е Cu, %	потери Cu, %
Балансовая руда	Индукционно радиорезонансный	0,53	0,32	8,1	0,27	5,6
	Фотометрический		0,79	25,8	0,13	7,0
	Рентгено флуоресцентный		0,94	25,89	0,10	5,1
Забалансовая руда	Индукционно радиорезонансный	0,34	0,27	6,7	0,12	2,4
	Фотометрический		0,59	11,16	0,15	5,4
	Рентгено флуоресцентный		0,94	17,29	0,07	3,7
	Рентгено абсорбционный		0,08	10,1	0,19	7,2

Рентгено-флуоресцентный метод дает достаточно высокие показатели сортировки, однако, серийные промышленные рентгено-флуоресцентные сепараторы ЗАО НПК «Техноген», ООО «Интегра» имеют ряд недостатков: низкая производительность сортировочного оборудования – $2,5 \div 14$ т/час; высокие эксплуатационные затраты – 0,9\$ на 1 т; высокая граница крупности несортируемого класса – 25 мм.

Таким образом, оценка обогатимости руд Жезказганского месторождения радиометрическими методами показала принципиальную возможность применения сепарации для предварительного обогащения бедных руд. Доказано, что наиболее эффективными методами радиометрической сепарации бедных руд Жезказганского месторождения являются рентгено-флуоресцентный и фотометрический методы.

Фотометрический метод сепарации может быть успешно применен для руд, имеющих в своем составе значительное количество разубоженного рудой массы в виде бурого алевролита. Следует отметить, что промышленные фотометрические сепараторы фирмы OPTOSORT (Германия) дают возможность осуществлять сепарацию руды с достаточно высокой производительностью – до 40-250 т/час (в диапазоне 20-300 мм).

Таким образом, представляется целесообразным возможности применения в потоке рудной массы радиометрической сепарации для руд обрушенных участков Жезказганского месторождения с использованием фотометрического метода.

Особенно актуально применение радиометрической сепарации фотометрическим методом при реализации технологии повторной разработки целиков в ослабленных участках с полевых штреков. Это предполагает выпуск рудной массы из всего объема проектируемого участка, включая безрудные прослои серых песчаников и красных алевролитов. С целью изучения возможности применения методов предварительного обогащения руд из обрушенных зон были проведены полупромышленные испытания на пробах руды, представляющих рудную массу обрушенных и ослабленных участков.

Классическая технологическая схема рудничного предобогащения включает в себя крупнопорционную сортировку в транспортных емкостях и дальнейшую радиометрическую сепарацию. Крупнопорционная сортировка

непосредственно на месте добычи позволяет выделить из исходной руды отвальный продукт без предварительного дробления, снижая тем самым объемы транспортировки руды и дальнейшей переработки.

В результате проведения полупромышленных испытаний технологии крупнопорционной сортировки обрушенных руд Анненского рудника рентгено-флуоресцентным методом в транспортных емкостях (в ковше погрузчика TORO-011) оценивались корреляционные зависимости между содержанием меди на поверхности рудной массы в ковше и в среднем – во всем объеме руды. Анализ результатов опробования показал, что содержание меди на поверхности соответствует объемному содержанию меди в ковше погрузчика. Коэффициент корреляции составил 0,74, что свидетельствует о наличии корреляционной связи.

Дальнейшие работы по исследованию возможности крупнопорционной сортировки были приостановлены в связи с развитием общего экономического кризиса и ввиду роста затрат на внутришахтный транспорт за счет увеличения расстояния транспортировки руды дизельным транспортом при необходимости доставки всего объема добытой руды на центральный пункт сортировки, дополнительных затрат на перевозку отвального продукта к месту его складирования, а также ввиду отсутствия в подземных выработках свободных площадей, необходимых для складирования отвального продукта (рисунок 3.38).

В целом, проведенные исследования позволили установить, что крупнопорционная сортировка в транспортных емкостях рентгено-флуоресцентным методом с использованием рудоконтрольных станций принципиально возможна для проведения предварительного обогащения сульфидных медных руд Жезказганского месторождения, однако требует изменения логистической схемы подземного рудника.

Для оценки эффективности предварительного обогащения руд, добытых из обрушенных и ослабленных участков, был также проведен комплекс исследований фотометрического метода сепарации. Тестовые испытания выполнены для установления применимости крупнокусовой сортировки обрушенных медных сульфидных руд Жезказганского месторождения радиометриче-

скими методами с использованием технологий TSS Commodas Ultrasort, обеспечивающей выделение в хвосты бурых алевролитов с содержанием меди 0,03-0,05% и серых безрудных песчаников.

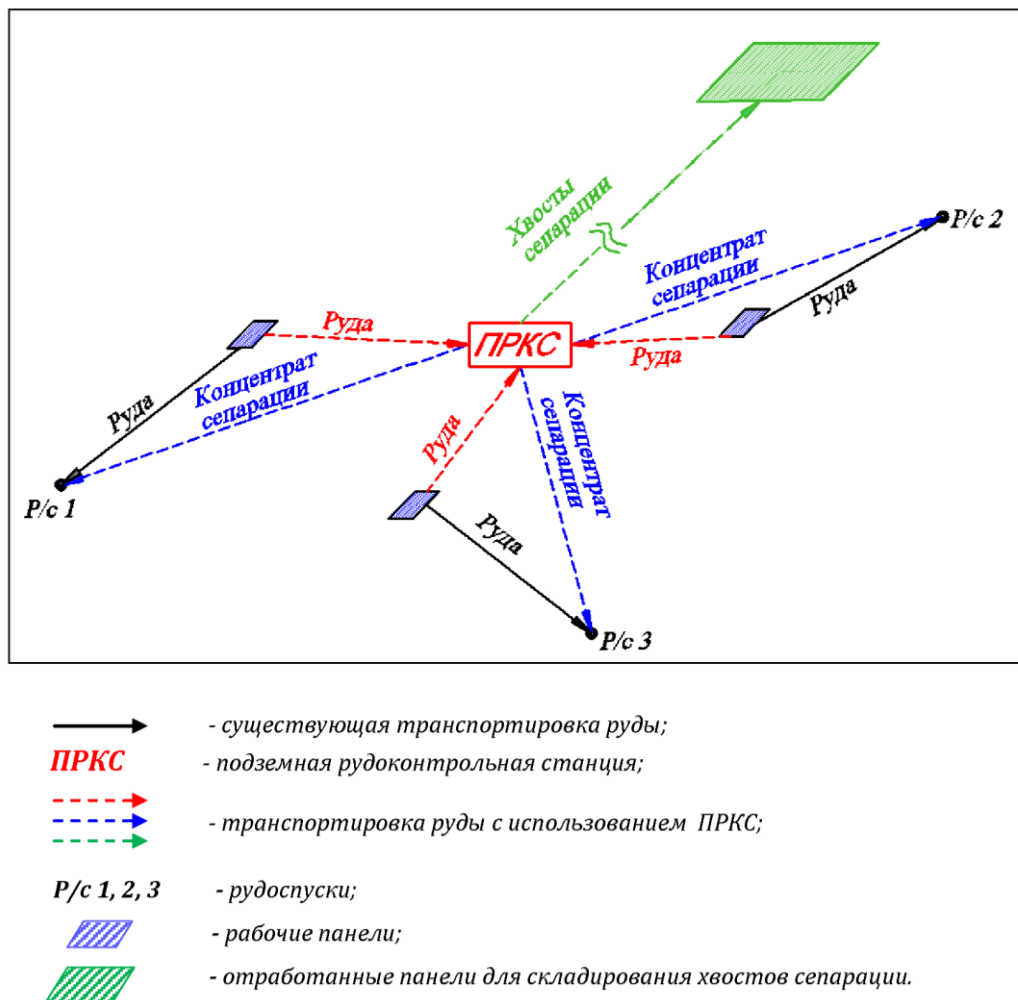


Рисунок 3.38 – Схема транспортировки руды к рудоспускам.

Для проведения испытаний были отобраны коллекции образцов руды класса крупности минус 80+40мм и минус 40+20мм, которые характеризуют медный сульфидный сорт руды обрушенного участка Анненского рудника Жезказганского месторождения, и направлены на технологические испытания.

Результаты исследований эффективности методов сепарации представлены в таблице 3.10.

Испытаниями различных методов сепарации для предварительного обогащения руд доказано, что для выделения наибольшего объема крупнокусковой пустой породы (серого безрудного песчаника и бурых алевролитов) с

наименьшими потерями металла более эффективен метод рентгено-флуоресцентной сепарации. Он характеризуется максимальным по сравнению с другими методами выходом хвостов с относительно высоким содержанием Cu – 0,026÷0,039%).

Таблица 3.10 – Результаты испытаний методов сепарации для предварительного обогащения руд, добытых с обрушенных и ослабленных участков Жезказганского месторождения

Содержание Cu в исследуемой пробе, %	Класс крупности, мм	Метод сепарации	Эффективность	Показатель-признак разделения	Выход хвостов, %	Cu в хвостах, %	Потери Cu с хвостами, %	Cu в концентрате сепарации, %
0,16	-40+20	Фотометрический	0,66	0,78	44,4	0,032	8,7	0,27
		Ближнеинфракрасный	0,60	0,72	30,80	0,01	1,40	0,23
		Рентгено-флуоресцентный	0,94	1,12	73,7	0,039	17,7	0,51
		Рентгено-абсорбционный	0,28	0,33	3,00	0,04	0,60	0,17
		Индукционно радиорезонансный	Признак разделения не обнаружен					
0,20	-80+40	Фотометрический	0,55	0,58	30,6	0,037	5,5	0,28
		Ближнеинфракрасный	0,52	0,55	22,70	0,01	0,90	0,26
		Рентгено-флуоресцентный	0,98	1,03	59	0,026	7,7	0,46
		Рентгено-абсорбционный	0,30	0,32	6,80	0,10	3,30	0,21
		Индукционно радиорезонансный	Признак разделения не обнаружен					

По результатам испытаний была предложена разработка промышленного образца рентгено-флуоресцентного сепаратора фирмы TOMRA Sorting GmbH (Германия) с подачей материала в поточном режиме (монослоем) рудного сырья. Метод позволяет получить концентрат качеством Cu до 0,51 %, максимальный выход хвостов – до 73%, при этом повышается содержание Cu на 0,35 %. В то же время, не менее перспективен фотометрический метод сепарации, позволяющий с высокой эффективностью выделять в хвосты сепарации бурые алевролиты (содержание Cu в хвостах 0,032-0,037%). Он позволяет повысить содержание Cu на 0,11 %.

Для проведения дальнейших полупромышленных испытаний был выбран фотометрический метод сепарации, который может быть эффективно использован для предварительного обогащения руд обрушенных и ослабленных участков, имеющих в своем составе большое количество разубоживающей массы в виде бурых алевролитов.

Метод фотометрической сепарации характеризуется высокой производительностью оборудования, низкими эксплуатационными затратами, низкой границей крупности несортируемого класса -10 мм. Реализация данного метода осуществляется с применением серийных промышленных сепараторов фирмы TOMRA Sorting GmbH (Германия), которые работают в режиме подачи руды монослоем на конвейерной ленте и имеют производительность от 30 до 250 т/час. Рудная масса, добытая с обрушенных участков, после крупного дробления, вследствие значительного объема разубоживающей массы в виде бурых алевролитов, по гранулометрическому составу характеризуется увеличенным количеством мелкого класса -25+0мм - 33,6%, при этом более 60% бурого алевролита находится именно в классе -25+0мм. Данное обстоятельство не позволяет использовать известные модели рентгенорадиометрических сепараторов (ЗАО НПК «Техноген», ООО «Интегра ру») для сортировки обрушенных руд, имеющие нижний предел сортируемого класса -25 + 0мм.

Полупромышленные испытания метода фотометрической сепарации для руд обрушенных и ослабленных участков Жезказганского месторождения с участием и под руководством автора диссертации [118] были проведены с привлечением ЗАО «Тране Текник» в тестовых центрах компании в г. Электросталь (Россия) и в г. Ведель (Германия) на оборудовании TOMRA Sorting GmbH.

Для проведения испытаний была отобрана представительная проба руды Анненского рудника, характеризующая по своему составу руду обрушенного участка. С целью определения гранулометрического состава руды было произведено грохочение пробы по классам крупности в соответствии с требованиями промышленных моделей сепараторов (табл. 3.11), и определено распределение разубоженной рудной массы по каждому классу крупности. Основная масса бурого алевролита (61%), вследствие низкой крепости и избирательной

измельчаемости, относится к классу крупности -25мм. В крупных классах (-250+80 мм) бурый алевролит практически отсутствует.

Таким образом, для процесса фотометрической сепарации наиболее значимыми являются классы крупности менее 80мм. С целью достижения эффективных показателей сепарации было принято решение о снижении границы несортируемого класса до -10 мм.

На основании гранулометрического состава, а так же с учетом возможностей промышленных сепараторов, для дальнейшей работы рекомендованы оптимальные классы крупности -90+30мм и -30+10мм. Поступившая в ЗАО «Тране Текникк» руда была классифицирована на грохоте в соответствие с принятыми классами крупности.

Таблица 3.11 – Результаты исследований гранулометрического состава рудной массы

Класс крупности	Серый песчаник				Красный алевролит				ИТОГО			
	Вес, кг	Содержание Cu, %	Cu, кг	Выход класса, %	Вес, кг	Содержание Cu, %	Cu, кг	Выход класса, %	Вес, кг	Содержание Cu, %	Cu, кг	Выход класса, %
+250мм	440	1,24	5,5	4,3	-	-	-	-	440,0	1,24	5,5	3,4
-250+150мм	2693,1	1,00	26,9	26,5	31,9	0,035	0,0	1,1	2725,0	0,99	26,9	20,8
-150+80мм	1482,9	0,71	10,5	14,6	126,1	0,035	0,0	4,3	1609,0	0,66	10,6	12,3
-80+50мм	1619,7	1,22	19,8	15,9	385,3	0,035	0,1	13,2	2005,0	0,99	19,9	15,3
-50+25мм	1323,0	0,93	12,3	13,0	596,0	0,035	0,2	20,4	1919,0	0,65	12,5	14,7
-25мм	2614,6	0,57	14,9	9,5	1785,4	0,035	0,6	61,0	4400,0	0,35	15,5	33,6
ИТОГО	10173,3	0,88	89,9	100,0	2924,7	0,03	1,0	100,0	13098,0	0,69	90,9	100,0

Гранулометрический состав руды с заданными классами крупности для исследования процесса фотометрической сепарации представлен в таблице 3.12.

Таблица 3.12. Гранулометрический состав рудной массы с заданными классами крупности для последующей фотометрической сепарации

Класс крупности	Выход класса, %	Содержание Cu, %	Распределение Cu, %
+250мм	3,4	1,24	5,0
-250+150мм	21,0	0,98	24,5
-150+90мм	6,9	0,70	6,3
-90+30мм	32,5	1,00	38,7
-30+10мм	16,6	0,68	13,5
-10+0мм	19,6	0,52	12,0
ИТОГО	100,0	0,84	100,0

Анализ результатов проведенных исследований показал, что содержание меди снижается от верхних классов крупности к нижним. При этом, в общем количестве классов крупности $-90+30\text{мм}$ и $-30+10\text{мм}$, в которых представлено 50% рудной массы, в которых сосредоточенно более 50% меди. Класс крупности $-10+0\text{мм}$ является наиболее обедненным по меди по отношению к исходной руде: в нем содержится не более 12% металла.

С целью подготовки пробы к фотометрической сепарации и очистки поверхности кусков руды, машинные классы крупности $-90+30\text{мм}$ и $-30+10\text{мм}$ подверглись промывке. Промытая руда подверглась фотометрической сепарации с использованием сепараторов TOMRA PRO Secondary Color (рис. 3.39) для класса крупности для класса $-90+30\text{мм}$ и $-30+10\text{мм}$ – TOMRA PRO Granulate Color.



а



б

Рисунок 3.39 – Фотометрическая сепарация исходной руды (а) и продуктов сортировки (б)

По результатам испытаний был произведен расчет технологических показателей фотометрической сепарации, на основании которых отобраны варианты технологических схем:

- **№1:** двухстадийная фотометрическая сепарация классов крупности $-90+30\text{мм}$ и $-30+10\text{мм}$. Класс крупности $-10+0\text{мм}$ дробленой руды объединяется с хвостами фотометрической сепарации и направляется в отвал хвостов;
- **№2:** одностадийная фотометрическая сепарация классов крупности $-90+30\text{мм}$ и $-30+10\text{мм}$. Класс крупности $-10+0\text{мм}$ дробленой руды объединяется с хвостами фотометрической сепарации и направляется в отвал хвостов;

- **№3:** двухстадийная фотометрическая сепарация классов крупности -90+30мм и -30+10мм. Класс крупности -10+0мм дробленой руды объединяется с концентратами фотометрической сепарации и направляется на обогатительную фабрику;
- **№4:** одностадийная фотометрическая сепарация классов крупности -90+30мм и -30+10мм. Класс крупности -10+0мм дробленой руды объединяется с концентратами фотометрической сепарации и направляется на обогатительную фабрику;
- **№5:** двухстадийная фотометрическая сепарация классов крупности -90+30мм и -30+10мм. Класс крупности -10+0мм дробленой руды классифицируется по классу 2 мм, класс -10+2мм объединяется с хвостами фотометрической сепарации и направляется в отвал хвостов, класс -2+0мм направляется на обогатительную фабрику;
- **№6:** одностадийная фотометрическая сепарация классов крупности -90+30мм и -30+10мм. Класс крупности -10+0мм дробленой руды классифицируется по классу 2 мм, класс -10+2мм объединяется с хвостами фотометрической сепарации и направляется в отвал хвостов, класс -2+0мм направляется на обогатительную фабрику.

Показатели опробования технологических схем предбогачения рудной массы из зон обрушения Анненского рудника по вариантам технологических схем №1-6 представлены в таблице 3.13.

Таблица 3.13 – Показатели укрупненных испытаний по вариантам технологических схем

№ схемы	Содержание Cu в исходной руде, %	Показатели укрупненных испытаний					
		Концентрат		Хвосты			Коэффициент обогащения
		Выход, %	Содержание Cu, %	Выход, %	Содержание Cu, %	Потери Cu, %	
1	0,84	69,8	1,02	30,2	0,44	15,8	1,21
2		68,7	1,02	31,3	0,45	16,8	1,22
3		89,3	0,91	10,7	0,30	3,8	1,08
4		88,1	0,91	11,9	0,34	4,8	1,08
5		76,4	0,98	23,6	0,40	11,1	1,17
6		75,3	1,02	24,7	0,46	12,1	1,21

Анализ проведенных испытаний показал, что, несмотря на значительный процент выхода концентрата по схеме №3, она оказывается наименее эффективна по содержанию Cu. Предварительные экономические расчеты пока-

зали, что наиболее эффективной является схема №4. Ввиду относительно высокой себестоимости процесса добычи руды и относительно низкой себестоимости процессов обогащения, потери руды в несортируемом классе значительно снижают экономическую эффективность сепарации. Так как в схеме №4 отсев сепарации не теряется, а объединяется с концентратом, сокращение ущерба от потерь вызывает рост эффективности применения данной схемы. Принципиальная схема сепарации руды №4 представлена на рис. 3.40.

При выборе метода сепарации определяющими факторами становятся производительность сортировочного оборудования, себестоимость процессов сепарации и наличие серийного выпуска оборудования. Сравнительные данные по технологиям и производителям оборудования приведены в таблице 3.14.

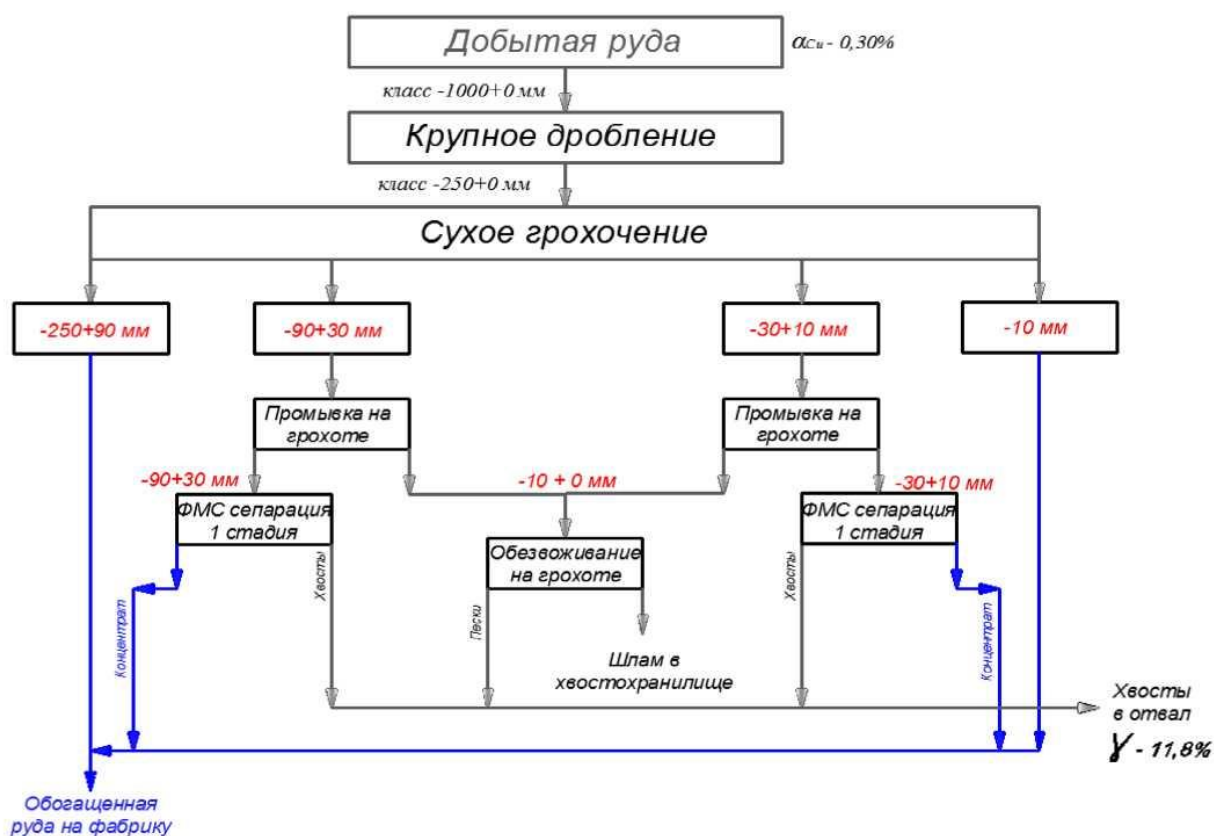


Рисунок 3.40 – Схема фотометрической сепарации рудной массы по схеме №4.

Показатели ЗАО НПК «Техноген» и ООО «Интегра ру» были получены на технологической пробе руды, представленной серыми песчаниками. Применительно к обрушенным рудам, учитывая гранулометрический состав и распределение меди по классам, расчетный коэффициент обогащения составит

1,08-1,09. Коэффициент обогащения по технологии ЗАО «Тране Текникк» растет с увеличением количества разубоживающей массы бурым алевролитом и может достигать показателя 1,20.

Таблица 3.14 – Сравнительные характеристики технологиям сепарации

№ п/п	Показатели сепарации	ООО "Интегра ру"	ЗАО НПК «Техноген»	ЗАО "ТРАНЕ Текникк"
1	Метод сепарации	рентгено флуоресцентный	рентгено флуоресцентный	фотометрический
2	Метод подачи руды	ручьевой	ручьевой	монослоем в потоке
3	Коэффициент обогащения	1,39	1,20 - 1,37	1,08
4	Несортируемый класс	-25 + 0 мм	-25 + 0 мм	-10 + 0 мм
5	Производительность сепараторов	2,5 - 14,0 т/ч	3,0 - 50 т/ч	30,0 - 250,0 т/ч
6	Эксплуатационные затраты	0,9 \$/т	0,9 \$/т	0,375 \$/т
7	Удельные капитальные затраты	11,91 \$/т	5,98 \$/т	3,96 \$/т
8	Коэффициент эффективности капитальных затрат	6,6	2,0	25,8

Для предварительного обогащения руд обрушенных и ослабленных участков наиболее эффективным методом радиометрической сепарации является фотометрический метод с использованием оборудования TOMRA Sorting GmbH (Германия, г. Ведель).

Выполненные исследования параметров рентгенорадиометрической сепарации бедных смешанных руд из зон обрушения показали, что для предварительного обогащения руд обрушенных и ослабленных участков наиболее эффективным методом радиометрической сепарации является фотометрический метод с применением оборудования фирмы TOMRA Sorting GmbH. При этом объем переработки уменьшается на 11,9%, извлечение меди в концентрат сепарации составляет 95,2%, средний коэффициент обогащения – 1,08.

Таким образом, наиболее эффективный метод сепарации руд, добытых из зон обрушения – рентгено-флуоресцентный, характеризующийся максимальным по сравнению с другими методами выходом хвостов с относительно высоким содержанием Cu – 0,026÷0,039%). Он позволяет получить концентрат качеством Cu до 0,51 %, максимальный выход хвостов – до 73%, при этом повышается содержание Cu на 0,35 %, коэффициент обогащения составляет

1,39. В то же время, не менее перспективен фотометрический метод сепарации, позволяющий с высокой эффективностью выделять в хвосты сепарации бурые алевриты (содержание Cu в хвостах 0,032-0,037%) с коэффициентом обогащения 1,08. Он позволяет увеличить выход концентрата до 88,1% с содержанием Cu 0,91, повысить содержание Cu до 0,11 %, снизить потери Cu в хвостах до 4,8%.

3.7 Совершенствование логистической схемы рудников при вовлечении в эксплуатацию глубоких горизонтов Жезказганского месторождения

Логистика производственных процессов основывается на управлении движением ресурсных потоков, генерация, преобразование, циркуляция и погашение которых происходят в рамках, так называемых производственных логистических систем. Такие системы представляют совокупность элементов технологической системы предприятия, упорядоченные последовательностью переработки ресурсного потока. Целостность производственной логистической системы обеспечивает технологическое единство инфраструктуры предприятия.

Управление движением ресурсных потоков в рамках производственной логистической системы предполагает унификацию элементов технологической системы предприятия на входные, перерабатывающие, накопительные, транспортные, и выходные элементы. Принадлежность элемента к той или иной группе определяется выполняемой им производственной функцией.

Входной элемент обеспечивает поступление ресурсного потока в производственную логистическую систему. Перерабатывающий элемент осуществляет преобразование ресурсного потока в соответствие с параметрами, которые устанавливаются следующим по технологической цепи перерабатывающим или каким-либо другим элементом. Накопительный элемент логистической системы выполняет функции хранения, накопления и создания запасов производственных ресурсов. Запасы позволяют демпфировать колебания объемов поступления и выпуска ресурсных потоков за счет синхронизации их скоростей.

Транспортный элемент обладает свойствами связи между элементами производственной логистической системы, обеспечивая продвижение ресурсного потока с момента генерации до момента его выпуска из системы. Выпуск ресурсного потока из производственной логистической системы выполняет выходной элемент. Являясь пограничным элементом, выходной элемент способен повысить потребительские свойства проходящего через него во внешнюю среду ресурсного потока посредством генерации параллельного потока услуг для стимуляции спроса результат работы системы.

Ресурсный поток неоднороден по своему составу и структуре на различных этапах своего преобразования. Его формируют многокомпонентные потоки материально-технических и трудовых ресурсов, информационные и финансовые потоки. Материальные потоки (потоки материально-технических ресурсов) являются ключевыми для производственной логистической системы, поскольку в процессе их переработки задействованы все ее элементы. Информационные и финансовые потоки выполняют обеспечивающую роль в продвижении и преобразовании материальных потоков.

Последовательность технологических операций и затраты на переработку материального потока в границах производственной логистической системы регламентируется технологией переработки грузопотоков технологической системы предприятия. Основными количественными измерителями материального потока являются затраты на переработку, зависящие в первую очередь, от его интенсивности. Материальный поток также характеризуется направлением.

Управление движением ресурсных потоков основано на толкающем или тянущем принципе. Толкающий принцип предполагает начало продвижения потока по команде. При этом синхронность начала движения потока и одинаковая его интенсивность на всех участках логистической цепи не является обязательным условием. Синхронизировать скорости продвижения ресурсного потока на различных участках логистической цепи позволяют накопительные элементы. Роль накопительных элементов не так значительна при использовании тянущего принципа управления движением ресурсных потоков, при котором они поступают к звену логистической цепи со строго необходимой этому звену интенсивностью.

Выбор принципа управления движением ресурсных потоков определяется сложностью технологической системы предприятия, количеством и разнообразием выполняемых технологических процессов. Использование толкающих производственных логистических систем характерно в основном для сложных производств. Тянувший принцип позволяет существенно снизить себестоимость и повысить качество выпускаемой продукции, за счет сокращения запасов производственных ресурсов в элементах системы.

Технологическая система Анненского рудника является типовой при разработке Жезказганского меднорудного месторождения и обладает всеми признаками производственной логистической системы. Технологические процессы, осуществляемые в подземном руднике, являются составными частями технологической системы. Технологическим звеньям рудника характерны функции приема, переработки, накопления, складирования, перемещения и выпуска минерально-сырьевых материальных ресурсных потоков.

В технологической системе подземных рудников циркулируют разнонаправленные минерально-сырьевые потоки в виде прямых и возвратных. При подземной отработке месторождения возникают добычные потоки (нисходящие, восходящие и прямолинейные). Кроме того, технологическая система подземного рудника объединяет вспомогательные грузопотоки, возникающие в процессе доставки взрывчатых веществ, запасных частей и горюче-смазочных материалов, технологического оборудования и производственного персонала.

Одним из направлений комплексного освоения недр является создание, апробация и пространственно-временная взаимоувязка технологических подсистем, геотехнологических модулей, транспортных и логистических систем, систем управления с обоснованием их рациональных параметров [119] в зависимости от требований потребителей товарной продукции и эффективности производственных логистических схем.

Основными управляемыми параметрами логистической системы применительно к рудникам Жезказганского меднорудного месторождения являются характеристики объемов и качества конечного продукта – добытой рудной массы, продолжительности доставки ее в заданные сроки к месту последующей переработки, а также эксплуатационные затраты. Оптимизируемым пара-

метром при обосновании рациональных логистических схем рудника являются эксплуатационные затраты, выступающие в роли критерия эффективности системы управления логистической системы.

Транспортные элементы логистической системы рудника характеризуются интенсивным динамичным ростом затрат в ходе эксплуатации Жезказганского месторождения. В связи с понижением горных работ происходит постоянное увеличение дальности откатки руды дизельным автотранспортом до рудоспусков (рис.3.41) и, как следствие, увеличение капитальных и эксплуатационных затрат. Значительная часть запасов отрабатывается также ниже концентрационных горизонтов, в связи с несвоевременной проходкой выработок вскрывающих горизонтов. Необходимость подъема руды и транспортировка ее вплоть до приемных бункеров ствола автотранспортом вызывает еще более интенсивный рост затрат. Рудничный подъем-выдача руды на поверхность с концентрационных горизонтов производится по скиповому стволу. Клетевой подъем размещен в отдельном стволе, обеспечивает полную независимость его работы от скиповых подъемов и исключает необходимость остановки на время спуска-подъема людей. Грузовой ствол предназначен для спуска и подъема крупногабаритного дробильного и горнотранспортного оборудования, а также длинномерных материалов. Концентрационным горизонтом Анненского рудника является конвейерный штрек, который расположен в центральной части шахтного поля и пройден от околоствольных выработок.

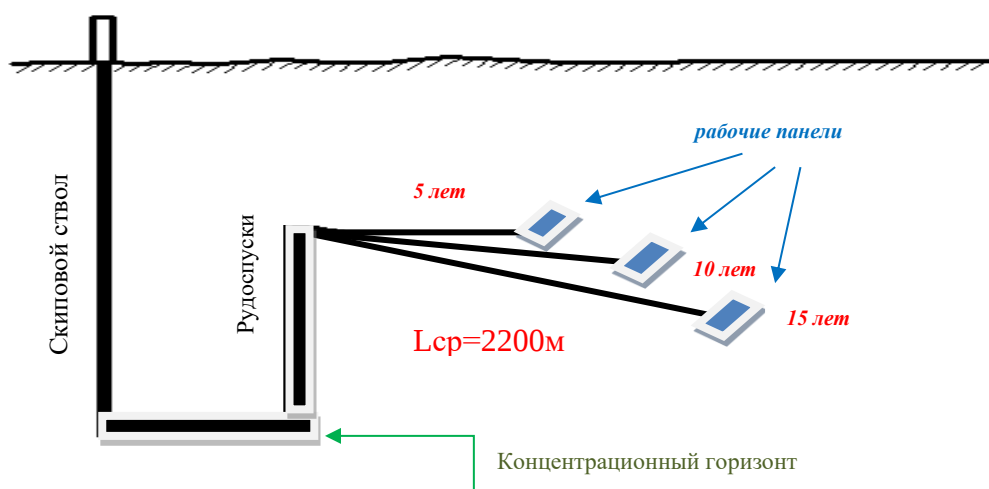


Рисунок 3.41 – Схема увеличения расстояния транспортировки руды дизельным транспортом по действующим транспортным выработкам

Для перепуска руды с рудных горизонтов вдоль конвейерного штрека предусмотрены 3 капитальных рудоспуска. Загрузка руды на конвейер из рудоспусков производится посредством пластинчатых питателей, установленных под каждым рудоспуском. Длина откатки к капитальным рудоспускам составляет в среднем 2200м. Руда с магистрального конвейера подается в камеру вагоно-опрокида околоствольного двора горизонта -90м.

Одним из условий рентабельной отработки запасов бедных руд из обрушенных и ослабленных участков является снижение себестоимости добычи, в том числе за счет сокращения затрат на внутришахтный транспорт при расчете его производительности. С этой целью предложена и обоснована новая транспортная схема, охватывающая все рудники Жезказганского месторождения (рис.3.42).

Данная транспортная схема предусматривает перемещение рудопотоков от забоев до обогатительной фабрики и позволяет снизить капитальные и эксплуатационные затраты за счет:

- отказа от привязки схем откатки руды с каждого эксплуатационного участка автотранспортом на капитальный рудоспуск. В настоящее время средняя длина откатки к капитальным рудоспускам составляет $L_{ср} = 2200$ м. Причем, это – тяжелые условия эксплуатации, имеющие многочисленные повороты и сложный профиль, для перевозки используются дорогостоящие, подземные самосвалы зарубежного производства: TORO-50, что определяет высокую себестоимость перевозок – 8,8\$/т. Переход на новую схему с сокращением плеча откатки ПДМ и перехода на применение магистральных конвейерных линий на главном конвейерном уклоне (рис.3.42 б), что позволит значительно снизить себестоимость транспортирования рудной массы; .

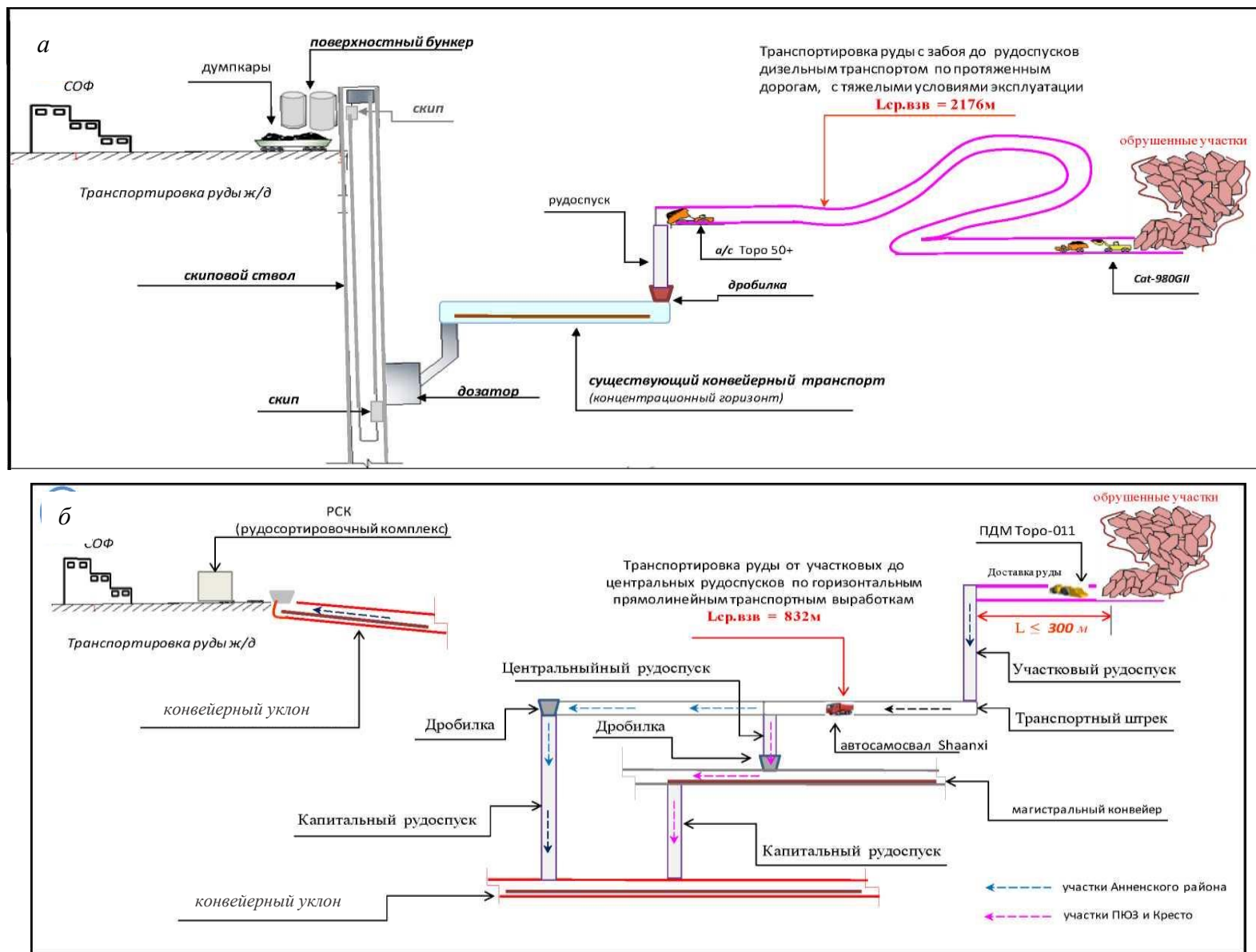


Рисунок 3.42 – Принципиальные схемы транспортирования руды от забоя при существующей схеме рудника Анненский (а) и по предлагаемой транспортной схеме для повторной разработки запасов обрушенных и ослабленных участков (б).

- рационального размещения участковых рудоспусков с ограничением длины откатки $L < 300\text{м}$ и заменой существующей технологической пары погрузчик CAT- 980GII- самосвал TORO-50+ на погрузочно-доставочные машины TORO-011 и самосвалами Shaanxi;
- организации транспортировки руды самосвалами по горизонтальным прямолинейным транспортным выработкам со средней длиной откатки до капитальных рудоспусков $L_{\text{ср.взв.}} = 832\text{м}$ (рис.3.43), с применением недорогих, самосвалов Shaanxi, грузоподъемностью 40т и средней скоростью движения 20-25км/час;
- увеличения скорости движения самосвалов с 10км/час до 20-25км/час.

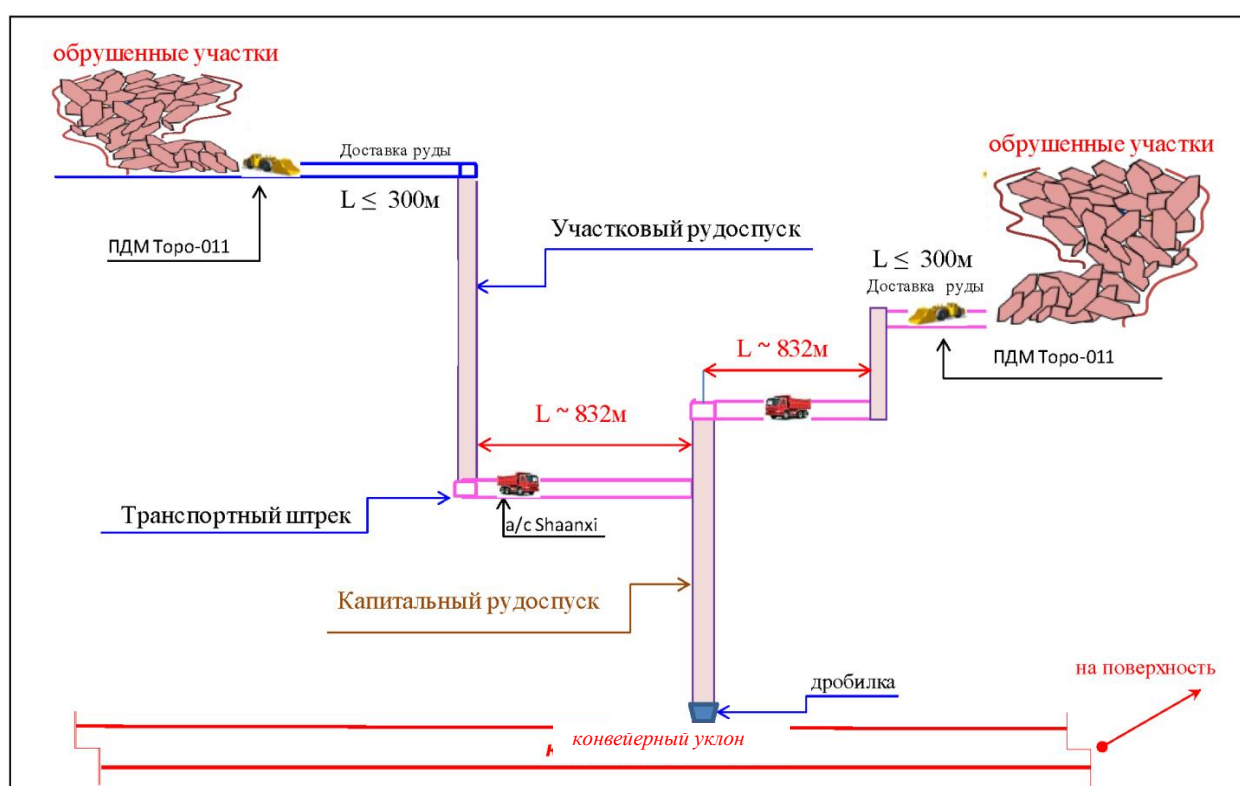


Рисунок 3.43 – Предлагаемая Логистическая схема перемещения рудной массы из эксплуатационных блоков Анненского рудного района до капитального конвейерного уклона

Расчеты показали (табл.3.15), что выше перечисленные решения по оптимизации транспортной логистической системы Жезказганского месторождения медных руд снижают затраты на комплекс внутришахтного транспорта на 44,6%, в том числе затраты на дизельный транспорт снижаются на 53,3%.

При внедрении новой транспортной схемы на концентрационных горизонтах рудников исключается применение дорогостоящего рельсового транспорта, а также скиповые подъёмы.

Следует отметить, что подвижной состав железнодорожного транспорта и скиповые подъёмы действующих подземных рудников морально и физически изношены. Существующий на рудниках непрерывный режим работы не позволяет проводить своевременные профилактические и капитальные ремонты в полном объеме.

Таблица 3.15 – Себестоимость добычи руды способом повторной разработки из полевых выработок с управляемым обрушением налегающих пород по существующей и предлагаемой транспортным схемам

№ пп	Статьи расходов	Себестоимость добычи способом повторной разработки с полевых выработок с управляемым обрушением налегающих пород, \$/т	
		По существующей транспортной схеме	По новой транспортной схеме
	Переменные затраты:	10,22	4,94
1.1	<i>Горно-проходческие работы</i>	1,00	1,00
1.2	<i>Очистные работы</i>	0,42	0,42
1.3	<i>Транспортные расходы:</i>	8,81	3,53
	- дизельный транспорт	3,12	1,56
	- конвейерный транспорт	2,32	0,60
	- дробление	0,60	0,60
	- подъем	2,00	исключен
	- содержание дорог	0,77	0,77
	Постоянные затраты	1,40	1,40
	ИТОГО		
	Себестоимость добычи без НДС	11,62	6,34

Анализ статистических данных свидетельствует о том, что, являясь основным источником крупных аварий, железнодорожный транспорт и скиповые подъёмы регулярно приводят к длительным простоям рудников. Кроме того, как указывает производитель, погрузочно-доставочные машины Торо-011 достигают наиболее эффективных показателей по производительности и себестоимости при транспортировании горной массы на расстояние лишь до 300м, а не 2200м, как принято при эксплуатации Жезказганского месторождения. Расстояние транспортировки руды автосамосвалами Shaanxi в среднем составляет 832м, что также соответствует оптимальному режиму их эксплуатации.

Сравнительные характеристики процессов при существующей и предлагаемым схемам представлены в таблице 3.16.

Таблица 3.16 – Сравнительная характеристика действующей и предлагаемой логистических схем внутришахтного транспорта

№ п/п	Существующая транспортная схема			Новая транспортная схема			Мероприятие
	Процессы	Оборудование	Параметры	Процессы	Оборудование	Параметры	
Внутришахтный транспорт (ВШТ)							
1	Погрузка руды из забоя в автосамосвалы	Колесный погрузчик CAT-980GII	Объем ковша 5,6м³	Загрузка руда из забоев в ПДМ и транспортировка до участкового рудоспуска по горизонтальным-прямолинейным-выработкам	Погрузочно-доставочная машина TORO-011	Объем ковша 10,7м³ $L_{ср.взв.} < 300м$	Замена погрузчика CAT-980GII на TORO-011
2	Транспортировка руды от забоя до рудоспусков по протяженным дорогам, с тяжелыми условиями эксплуатации	Автосамосвал TORO-50+MT 5020	$L_{ср.взв} = 1513м$ скорость= 10км/ч; грузоподъемность 50т и 35т	Транспортировка руда от участковых до центральных рудоспусков по горизонтальным прямолинейным транспортным выработкам	Автосамосвал поверхностного исполнения Shaanxi	$L_{ср.взв} = 973м$ скорость= 20-25км/ч; грузоподъемность 40т	Замена самосвала TORO-50+ на китайский самосвал марки Shaanxi (сокращение количества техники, за счет увеличения скоростей и расстояния транспортировки)
3	Двухстадийное дробление руды под рудоспусками	Дробилки конусные, ККД 1200/150, дробилки щековые, Norner-100	Производительность 800 т/час 400 т/час	Одностадийное дробление руды под рудоспусками	Дробилки щековые, Norner-100	Производительность - 400 т/час	Сокращение стадии дробления
4	Транспортирование по концентраторному горизонту	Рельсовый транспорт	Электровоз EL-13/03 вагонетки ВГ-10	-	-	-	Исключается рельсовый транспорт
5	Подъем руды на поверхность	Скипы	Емкость -20м³	Подъем руда на поверхность	Подъемный конвейер	Ширина ленты 1200мм	Замена скипового подъема на конвейерный
Поверхностный ж/д транспорт							
6	Доставка руды до обогатительной фабрики железнодорожным транспортом	Тепловоз ТЭМ-7, ТЭ-116, 2ТЭ116, Думпкары 2BC-105 Гондолы 22-466 и 22-4024	Грузоподъемность 105т Грузоподъемность 105 и 115т	Без изменений			Схема так же без изменений

Формирование единой транспортной схемы предусматривает расположение участковых рудоспусков в местах наибольшего скопления руды на расстоянии от эксплуатационных блоков, не превышающем 300м. В соответствии с этим принципом, по совмещенным планам залежей, охватывающим все

Жезказганское месторождение, разработана схема рационального размещения рудоспусков (рис. 3.44).

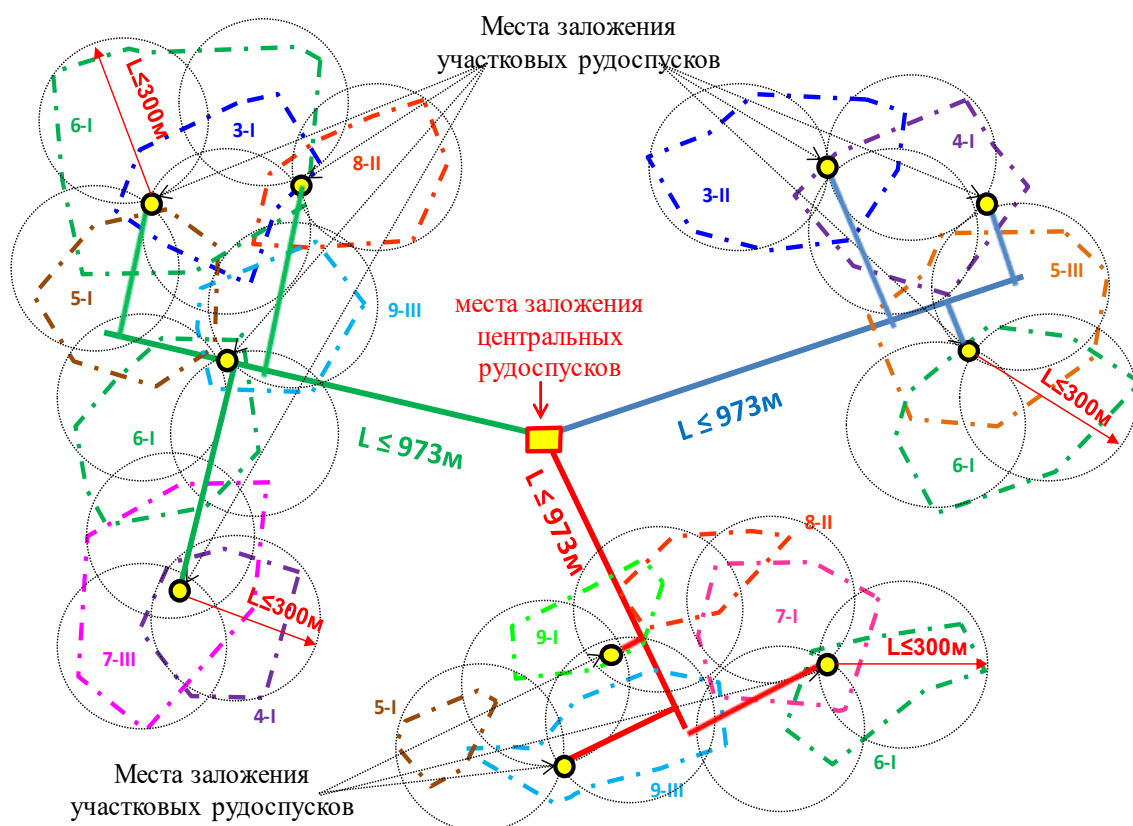


Рисунок 3.44 – Принципиальная схема выбора расположения участковых и центральных рудоспусков по предлагаемой транспортной схеме

Представленный на рисунке 3.44 принцип определения места заложения участковых и центральных рудоспусков обеспечивает минимальное среднее расстояние перемещения руды от эксплуатационного забоя ПДМ и минимальное расстояние транспортирования рудной массы капитальному штреку до рудоспуска передачей основной транспортной нагрузки на более экономичный магистральный конвейерный транспорт.

По схеме расположения участковых рудоспусков определяются места расположения транспортных штреков и место заложения центральных рудоспусков и их количество. Затем устанавливается графически месторасположение магистральных конвейерных штреков, уклонов и капитальных рудоспусков. По расположению капитальных рудоспусков определяется месторасположение главного конвейерного уклона.

Формирование усовершенствованной единой транспортной схемы рудника предусматривает проходку двух капитальных конвейерных уклонов. Расчетное планируемое время проходки и оснащения уклонов составляет 3,5-4 года.

Следует отметить, что традиционная технология проходки протяженных, обводнённых, тупиковых одиночных выработок длиной более 3км с применением существующего горнопроходческого оборудования, обеспечивает скорость проходки не более 50м в месяц.

Для повышения скорости проходки главных транспортных выработок протяженной длины была оценена возможность применения тоннелепроходческих механизированных комплексов (ТПМК). Преимуществом применения ТПМК по сравнению с традиционным циклическим буровзрывным способом проходки является увеличение скорости проходки более, чем в 10 раз, за счет перехода на непрерывную поточную технологию. При прочности на сжатие вмещающих пород 180-250МПа, скорость проходки достигает 500м в месяц и более. При этом обеспечивается безопасность ведения работ, поскольку оборудование управляется удаленно размещенными операторами, и все работы выполняются под защитной оболочкой ТПМК (рис.3.45).

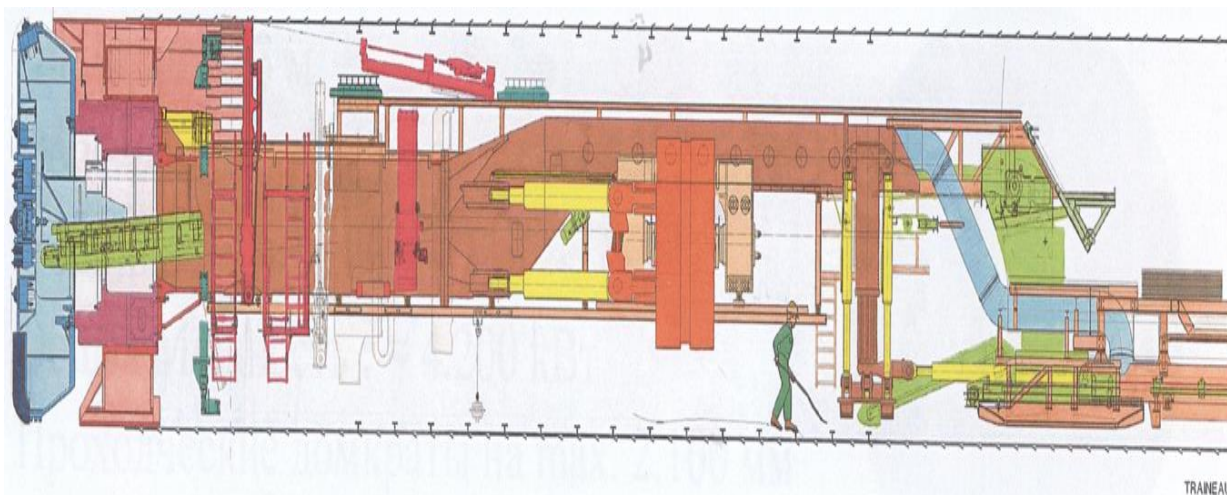


Рисунок 3.45 – Общий вид тоннелепроходческого механизированного комплекса при проходе выработки круглого сечения

Максимальная развиваемая скорость движения ТПМК – 100мм/мин, диаметр – 6м, общая длина – 165м, общий вес – 844 тонн. Таким образом, если традиционная технология проходки протяженных обводнённых тупиковых

одиночных выработок длиной более 3 км с применением существующего горнопроходческого оборудования обеспечивает скорость проходки не более 50 м в месяц, в аналогичных условиях применения тоннелепроходческого механизированного комплекса позволяет сократить срок проходки капитальных выработок более, чем в 10 раз, за счет увеличения скорости проходки до 500 м/мес и более.

Кроме того, при проходке ТПМК по сравнению с традиционным буровзрывным способом породы, не нарушаются взрывом, что исключает обрушение кровли. Причем, круглое сечение выработки является более устойчивой формой в геомеханическом рассмотрении, так как исключает концентрацию напряжений в местах перегиба профиля. При применении ТПМК исключаются буровзрывные работы, уборка породы осуществляется конвейерным транспортом, что значительно упрощает процесс проветривания выработки и способствует росту производительности труда.

Таким образом, создание единой технологической схемы рудников при переходе на глубокие горизонты с вовлечением в эксплуатацию бедных руд из зон обрушения, вовлечение в отработку обрушенных и ослабленных руд, их предварительную сепарацию и транспортирование по модернизированной транспортной схеме, обеспечит требуемую производительность погрузочно-транспортного комплекса, сократит эксплуатационные расходы не менее, чем на 45%, позволит увеличить производительность процессов перемещения рудопотоков от забоев до обогатительной фабрики не менее, чем в 10 раз, и снизить эксплуатационные и капитальные затраты в целом.

Выводы по 3 главе

1. Предложена классификация состояния кровли выработанного пространства по степени разрушения междукамерных целиков, позволяющая выбирать оптимальные варианты извлечения запасов. В устойчивых налегающих массивах пород при наличии целиков 1 категории устойчивости целесообразно применять камерно-столбовую систему разработки; в ослабленных массивах при наличии признаков разрушения 2 категории устойчивости – систему подэтажного обрушения; в неустойчивых массивах, характеризующихся разрушенными целиками, обрушением пород кровли с образованием свода обрушения, рекомендованы системы с самообрушением руды. В обрушенных массивах со

сложной геомеханической ситуацией оптимальным является применение систем разработки с закладкой выработанного пространства.

2. При применении системы подэтажного обрушения рекомендовано при мощности рудного тела до 15м на каждом подэтаже проходить один буро-погрузочный штрек по центру залежи или ближе к лежащему боку. Отработка подэтажа осуществляется в отступающем порядке от отрезного восстающего к заезду на подэтаж. Оптимальный порядок отработки на подэтажах – нисходящий, при этом в одновременной работе может находиться 2-3 подэтажа, при этом опережение отработки верхнего подэтажа по отношению к следующему нижнему должно быть не менее 30-35м. На участках, где требуется сохранение поверхностных объектов или запасов вышерасположенных залежей, отработка ведется системой подэтажных штреков с оставлением междукamerных целиков по восстанию рудной залежи. Ширина камер составляет 30-40м, ширина междукamerных целиков – 20-25м.

3. Проходка подготовительно-нарезных выработок должна, в первую очередь, осуществляться к очагам обрушения или группе ослабленных целиков, из которых в дальнейшем будет производить расширение площади обрушения и погашение выработанного пространства. Рабочие панели изолируют от других участков возведением во всех выходящих из нее выработок специальных перемычек. Для образования компенсационного пространства и выпуска отбитой руды за контуром МКЦ по внешней его границе из буропогрузочного заезда проходят отрезной восстающий на толщину породной потолочины.

4. Установлено, что причиной разрушения МКЦ является процесс перераспределения нагрузок между МКЦ внутри панели при слоевой отработке мощных залежей почвоуступным забоем. Физическая основа этого механизма заключается в сокращении в 3-5 раз жесткости МКЦ, отработанных уступом в почве на высоту двух и трех слоев, по сравнению с жесткостью МКЦ, оформленных у кровли залежи на высоту одного слоя. Аналогично происходит перераспределение нагрузок на МКЦ, оформленных на высоту одного слоя. Наибольшим разрушениям подвержены МКЦ, расположенные у забоя уступа и испытывающие максимальную перегрузку.

5. Проведенными исследованиями доказано, что технологическая схема камерно-столбовой системы разработки с барьерными целиками более чувствительна к изменению горно-геологических условий, чем обычная схема с расчетом МКЦ на давление полного столба пород до поверхности.
6. На основании проведенных исследований устойчивости целиков при различных системах падения трещин выявлен механизм деформирования целиков. При оформлении МКЦ по вертикали с боковых стенок крутонаклонно по имеющимся трещинам происходят отслоения крупных блоков руды со стороны падения залежи в нижней части целика, а со стороны восстания — с верхней части целика. Оформленные вертикально МКЦ естественным образом за счет структурных особенностей массива и сложного напряженного состояния приобретают форму с боковыми поверхностями, наклоненными примерно по нормали к падению. При этом целики теряют 30-40% своего несущего сечения и, как следствие, пропорционально изменяется несущая способность.
7. Следует отметить, что в процессе отработки Жезказганского месторождения произошло образование систем пустот в свите залежей с формированием в массиве конструкции в виде «этажерки». С течением времени, по мере разрушения целиков, отработанные панели в свите залежей постепенно перешли в разряд «ослабленных». Подобная конструкция «этажерки» неминуемо обрушается с непредсказуемыми последствиями. По условиям горного давления доработку запасов целесообразно вести в направлении действия главных напряжений в массиве пород: с юга на север и с востока на запад в сплошном порядке.
8. Результаты изучения технологических процессов добычи руд из зон обрушения Жезказганского меднорудного месторождения позволили предложить оптимальный способ повторной разработки с управляемым обрушением и площадным выпуском руды из полевых выработок, позволяющий погасить образовавшиеся пустоты, стабилизировать напряженно-деформированное состояние подрабатываемого массива и вовлечь в добычу оставленные целики, запасы в зоне обрушения и их ослабленных участках в свите залежей.

9. Обоснован переход к сочетанию камерно-столбовой системы разработки с повторной разработкой МКЦ с погашением выработанного пространства путем обрушения налегающих пород и закладкой выработанного пространства ослабленных участков на основе отходов обогащения руд.

10. Доказано, что наиболее эффективными методами радиометрической сепарации бедных руд Жезказганского месторождения являются рентгено-флуоресцентный и фотометрический методы. Фотометрический метод сепарации может быть успешно применен для руд, имеющих в своем составе значительное количество разубоженного рудой массы в виде бурого алевролита.

11. В результате проведения исследований установлено, что наиболее эффективный метод сепарации руд, добытых из зон обрушения – рентгено-флуоресцентный, характеризующийся максимальным по сравнению с другими методами выходом хвостов с относительно высоким содержанием Cu – $0,026 \div 0,039\%$. Он позволяет получить концентрат качеством Cu до $0,51\%$, максимальный выход хвостов – до 73% , при этом повышается содержание Cu на $0,35\%$, коэффициент обогащения составляет $1,39$. В то же время, не менее перспективен фотометрический метод сепарации, позволяющий с высокой эффективностью выделять в хвосты сепарации бурые алевролиты (содержание Cu в хвостах $0,032-0,037\%$) с коэффициентом обогащения $1,08$. Он позволяет увеличить выход концентрата до $88,1\%$ с содержанием Cu $0,91$, повысить содержание Cu до $0,11\%$, снизить потери Cu в хвостах до $4,8\%$. Для практического внедрения рекомендован рентгенорадиометрический метод крупнопорционной сепарации в транспортных емкостях и фотометрический метод кусковой сепарации в транспортном потоке.

12. Анализ результатов проведенных исследований показал, что содержание меди снижается от верхних классов крупности к нижним. При этом, в общем количестве классов крупности $-90+30\text{мм}$ и $-30+10\text{мм}$, в которых представлено 50% рудной массы, в которых сосредоточенно более 50% меди. Класс крупности $-10+0\text{мм}$ является наиболее обедненным по меди по отношению к исходной руде: в нем содержится не более 12% металла.

13. Обоснована новая логистическая схема рудника, включающая добычу руды системой повторной разработки с обрушением налегающей толщи пород

и транспортировку руды по вновь разработанной транспортной схеме, включающей сокращение плеча откатки ПДМ и переход на применение магистральных конвейерных линий на главном конвейерном уклоне, что позволит значительно снизить себестоимость транспортирования рудной массы; Расчеты показали, что выше перечисленные решения по оптимизации транспортной логистической системы Жезказганского месторождения медных руд снижают затраты на комплекс внутришахтного транспорта на 44,6%, в том числе затраты на дизельный транспорт снижаются на 53,3%.

4. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ПЕРЕРАБОТКИ СУЛЬФИДНЫХ, ОКИСЛЕННЫХ И СМЕШАННЫХ РУД ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИМИ ГЕОТЕХНОЛОГИЯМИ

4.1. Методика проведения исследований физико-химических процессов

Для Жезказганского региона восполнение сырьевой базы - важнейшая социально-экономическая проблема, так как сокращение объемов производства неизбежно приведет к потере рабочих мест и росту социальной напряженности в регионе. Поэтому своевременная добыча и переработка медьсодержащего сырья, ранее не вовлекавшегося в производство – забалансовых и бедных сульфидных руд, запасов обрушенных участков, запасов, ранее списанных в потери, смешанных и окисленных руд, способствует расширению минерально-сырьевой базы предприятия.

Вовлечения в эффективную переработку вышеуказанных запасов Жезказганского месторождения обусловили необходимость проведения комплексных геолого-технологических исследований. Для принятия решений по промышленной эксплуатации медьсодержащего сырья, ранее не вовлекавшегося в производство, технологически эффективными методами обогащения и физико-химическими геотехнологиями проведено всестороннее изучение качественных и количественных характеристик бедных сульфидных, окисленных и смешанных руд с оценкой особенностей распределения в них полезных компонентов и вредных примесей.

Чрезвычайно важным условием использования ранее не вовлекаемых запасов природного минерального сырья в промышленном цикле является выбор рациональной и экономически эффективной технологической схемы его переработки.

Технологии переработки бедных сульфидных, смешанных и окисленных руд отличаются от традиционно применяемых методов переработки. Это обусловлено, с одной стороны, сильной измененностью технологических свойств, вызванных процессами гипергенеза, и, с другой стороны, бедное, в т.ч. некондиционное сырье, требует определенной подготовки перед переработкой. В связи с этим, были разработаны новые научно-методические подходы комплексной эффективной эксплуатации бедных сульфидных, смешанных, окисленных руд Жезказганского месторождения. В ходе разработки данных подходов основополагающей идеей являлась вовлечение всех видов георесурсов в эффективную эксплуатацию за счет достижения максимально возможного извлечения ценных компонентов, содержащихся в них, сочетанием технологических процессов полного геотехнологического цикла (добыча → первичная переработка методами обогащения или выщелачивания → вторичная переработка (гидрометаллургия – извлечение металла из продуктивных растворов, или пирометаллургия) → получение меди электролитическим способом), с минимизацией отрицательного воздействия на природную среду, в соответствии с принципами экологически сбалансированного комплексного освоения месторождений [120, 121].

Ранее не использованные, ввиду низкой рентабельности, ресурсы Жезказганского месторождения представлены сырьем различного вещественного состава. Проблема их рационального использования является сложной и многоплановой, требующей проведения комплексных исследований. В ходе изучения данного вопроса для комплексного вовлечения медьсодержащего сырья в переработку была определена следующая этапность работ (рис. 4.1):

1. геологические исследования;
2. комплексные лабораторные исследования сырья;
3. определение перспективной технологии первичной переработки;
4. определение перспективной технологии вторичной переработки;
5. эколого-экономическое обоснование предлагаемых технологий.

В ходе выполнения работ по первому этапу изучались распределение полезных ископаемых в массиве месторождения. После этого, с учетом геологических и маркшейдерских данных, оценивалось количество сырья, ранее не вовлекавшегося в производство. Отбирались представительные пробы для

проведения комплексных лабораторных исследований. Несмотря на кажущуюся простоту работ, предусмотренных первым этапом, зачастую перечисленные факторы оказывают определяющее влияние на успешность эффективной переработки сырья.

Второй этап исследований включал проведение комплексных лабораторных испытаний, которые являются основополагающими, так как они дают полное представление об изучаемом сырье. Второй этап состоял из несколько последовательно расположенных стадий. Первой и наиболее значимой стадией являлось изучение всего спектра физико-механических и физико-химических свойств, вещественного состава и характеристик структуры некондиционного рудного сырья, которые оказывают ключевое влияние на выбор и реализацию дальнейшей эффективной технологии переработки.

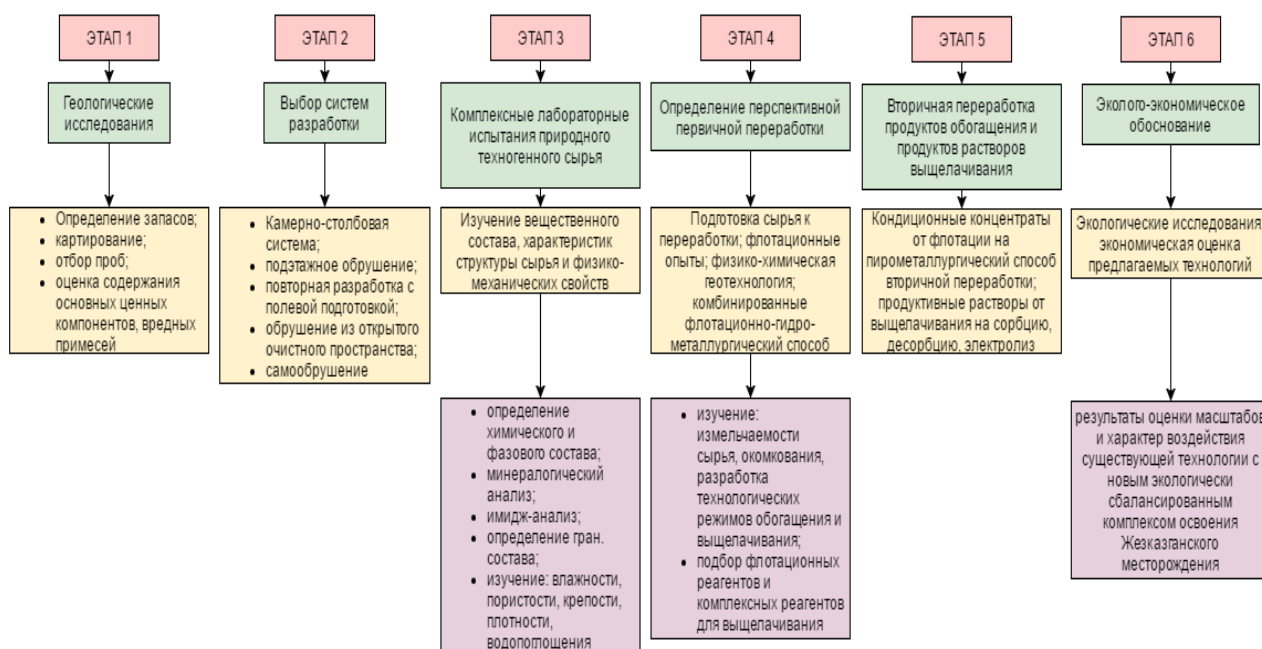


Рисунок 4.1 – Методика проведения исследований

Исследованию перечисленных свойств предшествует детальное макроскопическое изучение и описание бедных сульфидных, смешанных и окисленных руд, сопровождающееся применением простейших приемов и методов, позволяющих наиболее полно изучить состав, строение, физическое состояние и свойства природного и техногенного сырья.

После макроскопического изучения сырья приступали непосредственно ко второму этапу - лабораторному изучению физико-механических свойств руды и вмещающих пород с применением различных, в том числе, авторских методик.

Для всех видов медьсодержащего сырья проводилась серия лабораторных исследований, методика выполнения которых предусматривала проведение тестовых испытаний на малых технологических пробах, и масштабные полупромышленные испытания технологий переработки сырья. Для лабораторных исследований производился отбор малых представительных объемов технологических проб, минимальная масса которых после усреднения составляла около 50 кг.

Стоит отметить, что особое внимание уделялось определению вещественного состава и характеристик структуры природного и техногенного сырья. Вещественный состав бедных сульфидных, смешанных и окисленных руд во всех случаях изучался с требуемой полнотой, обеспечивающей возможность оценки содержания полезных компонентов и примесей. Содержание их в изучаемом сырье устанавливалось на основании анализов проб химическими, спектральными методами, либо другими известными, утвержденными государственными стандартами. Используя полученные данные оценивалась обогатимость медьсодержащего сырья.

Завершался второй этап исследований обработкой полученных данных, на основе чего делался вывод о типах руд (сульфидный, окисленный, смешанный), в зависимости от содержания в них окисленных и сульфидных минералов, о массовой доле в них ценных компонентов, их распределении в рудном материале. Обосновывалось распределение минеральных форм с точными размерами вкраплений. Следует учитывать важность данного этапа, именно на основе данной дифференциации руд производится дальнейший выбор предпочтительной технологии первичной переработки сырья.

Результаты исследований по первому и второму этапам дают подробную информацию об исследуемом материале и уже достаточны для первоначального выбора технологической схемы переработки исследуемых руд. Однако, для более эффективной эксплуатации медьсодержащего сырья, чрезвычайно важно проведение дополнительных исследований, предусмотренных третьим этапом, направленным на выбор наиболее рациональной технологической схемы первичной переработки сырья.

Необходимо учитывать тот факт, что основная часть запасов медьсодержащего сырья Жезказганского месторождения, как правило, характеризуются низ-

ким содержанием ценных компонентов и требуют для своей рентабельной переработки выбора наиболее эффективных и прогрессивных технологий, обеспечивающих комплексное использование сырья с минимизацией ущерба для окружающей среды. Выбранная технология первичной переработки данного типа сырья будет характеризоваться своими входными и выходными параметрами и непосредственно определять технологические свойства сырья, которые необходимо обеспечить для дальнейшей вторичной переработки.

К основным задачам, стоящим на третьем этапе, следует отнести:

- подготовку руд к переработке флотацией;
- установление принципиальной возможности и целесообразности промышленной переработки окисленных и смешанных руд флотационным способом;
- определение возможности переработки окисленных руд Жезказганского месторождения кучным или чановым выщелачиванием;
- установление возможности применения комбинированных методов флотационно-гидрометаллургической переработки бедных сульфидных и смешанных руд;
- установление возможности и целесообразности совместной или раздельной переработки выделенных ранее, различных технологических типов и сортов медьсодержащего сырья;
- разработка технологических режимов обогащения и выщелачивания того или иного типа сырья с подбором флотационных реагентов или комплексных реагентов-растворителей;
- установление принципиальной возможности и целесообразности извлечения попутных ценных компонентов, в том числе благородных и редких металлов;
- установление возможности использования нерудной составляющей отходов технологии в качестве сырья для закладочных работ, стройиндустрии или других целей.

Первоначально на третьем этапе осуществлялась подготовка сырья, включающая операции дробления, грохочения, измельчения и классификации. Схема рудоподготовки намечалась, исходя из свойств руды, на основе результатов второго этапа исследований: обогатимости, технологических характеристик оборудования, которое возможно применить на стадии промышленного внедрения

технологии, и опыта переработки аналогичных по свойствам и составу руд. Операции рудоподготовки являются подготовительными операциями перед обогащением и выщелачиванием и имеют основное назначение – отделение зерен минералов, содержащихся в полезном ископаемом, от пустой породы. Крупность зерен, до которой необходимо дробить и измельчать исходный материал, определяется размером вкрапленности ценных минералов и минералов вмещающих пород, и процессами, принятыми для обогащения.

Известно, что чем полнее раскрываются сростки при дроблении и измельчении руды, тем эффективнее осуществляется доступ реагентов к рудным минералам. В результате, при реализации процессов флотации улучшаются качественно-количественные характеристики, при реализации процессов выщелачивания снижаются внешне- и внутридиффузионные сопротивления, тормозящие химические реакции взаимодействия растворителя и минерала.

Выбор схемы эксплуатации медьсодержащего сырья определяется вещественным составом руды, характером вкрапленности сульфидных минералов, степенью их окисления, содержанием первичных и вторичных минералов меди, степенью активации сульфидов меди, показателями флотируемости минералов. Отмеченные особенности вещественного состава в ряде случаев являются причиной недостаточно высоких показателей первичной переработки сырья методами флотации и выщелачивания.

В предыдущих разделах диссертации говорилось о том, что наибольшей эффективностью при переработке окисленных и смешанных медьсодержащих образований обладают комбинированные методы с применением обогащения и выщелачивания. Этот факт учитывался при выполнении работ, предусмотренных четвертым этапом исследований.

Реализация четвертого этапа предусматривала изыскание эффективной технологии вторичной переработки полученных продуктов обогащения и выщелачивания. Кондиционные концентраты отправляются на пирометаллургический передел, черновые концентраты подвергаются выщелачиванию, а продуктивные растворы выщелачивания подвергаются экстракционному или сорбционному извлечению ценных компонентов. В соответствии с разрабатываемыми технологическими схемами предусмотрено извлечение из продуктивных растворов, помимо меди, соединений рения и серебра и других товарных металлов.

Физико-химическая технология извлечения ценных компонентов включает четыре основные стадии: растворение (выщелачивание) ценных компонентов с переводом их в продуктивный раствор; извлечение ценных компонентов из продуктивного раствора с переводом их в органическую фазу методом экстракции (или сорбционное извлечение металлов); реэкстракция ценных компонентов из органической фазы с получением электролита (или десорбция); электроосаждение меди из электролита с получением катодной меди.

Для извлечения ценных компонентов из раствора существует множество гидрометаллургических методов, как общепризнанных и действующих в промышленности (цементация, осаждение и т.д.), так и новейших - ионообменных (экстракция, сорбция).

Экстракция в процессе переработки продуктивных растворов играет роль, аналогичную процессу обогащению, и предусматривает повышение содержания металлов в продуктивном растворе. Экстракции подвергаются низкокачественные растворы, содержащие примеси, которые после реэкстракции превращаются в высококачественные и высокочистые, позволяющие получать товарные продукты высокого качества.

На данном этапе исследования проводили следующие виды работ и исследований: обоснование и подбор схемы экстракции; выбор и расчет оборудования для реализации процесса экстракции; лабораторные исследования и подбор оптимального типа экстрагента для определения следующих параметров: концентрации экстрагента, глубины органики в экстракторе, соотношения органической и водной фаз, скорости смешения органической и водной фаз, объемов электролита и концентрацию в них меди.

Используя технологию экстракционного извлечения меди, с учетом минерального состава руд возможно получать катодную медь высокой чистоты с обеспечением высокой экономической эффективности процесса. Для извлечения ценных компонентов из раствора были изучены сорбционные методы.

К положительным характеристикам процессов сорбции, по сравнению с равноценными экстракционными процессами, следует отнести следующие:

- сорбционные процессы более просты в аппаратном оформлении, легче поддаются автоматизации, чем экстракционные;
- в связи с компактностью оборудования сорбционные участки занимают значительно меньшие площади;

- емкость сорбентов по целевым компонентам не уступает емкости экстрагентов;
- сорбционные процессы отличаются низкой пожароопасностью и большей экологической безопасностью;
- ионообменные смолы отличаются большей механической и химической прочностью и меньшими потерями в процессе эксплуатации;
- растворы после сорбции не требуют последующей очистки от загрязнений;
- стоимость ионообменных смол сопоставима со стоимостью экстрагентов, но ввиду высокой физико-механической прочности сорбентов эксплуатационные затраты на сорбцию значительно ниже, чем на экстракцию.

Основным недостатком сорбции по сравнению с экстракцией считается низкая кинетика процесса, но в настоящее время широко разрабатываются и внедряются в промышленное производство ионообменные смолы, отличающиеся высокой кинетикой процесса, незначительно уступающей по скорости экстракционным процессам.

На данном этапе были изучены различные иониты с целью селективного извлечения металлов из коллективных растворов.

Пятый этап исследования предусматривал проведение специализированных экологических исследований по оценке масштабов и характера воздействия рекомендуемых физико-химических процессов переработки на окружающую природную среду. Также данный этап предусматривал оценку суммарного экономического эффекта от внедрения предлагаемых технических решений с учетом затрат на осуществление природоохранных мероприятий.

Экономическая оценка эффективности переработки медьсодержащего сырья осуществлялась, с учетом перспективы их будущего комплексного использования, включая как металлосодержащие, так и нерудные составляющие, содержащиеся в данных ресурсах. Данную оценку проводили с использованием интегрального показателя – суммарного эколого-экономического эффекта, полученного от вовлечения в переработку исследуемых видов георесурсов.

Здесь же проводилась экономическая оценка степени улучшения экологической обстановки за счет реализации комбинированных физико-технических и физико-химических геотехнологий. Она осуществлялась как прямым расчетом показателей, так и методом экспертных оценок.

В соответствии с разработанной методикой исследования определено, что обоснование технологии переработки медьсодержащего сырья физико-химическими геотехнологиями необходимо производить с учетом комплексного анализа их физико-механических свойств, вещественного состава и характеристик структуры, которые и будут в дальнейшем определять основные технологические характеристики рудного сырья и способов его переработки.

4.2. Изучение вещественного состава, структурных характеристик и физико-механических свойств бедных сульфидных, окисленных и смешанных руд Жезказганского региона

В соответствии с выбранной в работе целью восполнения убывающих мощностей предприятия за счет комплексного вовлечения в переработку бедных и труднообогатимых руд, запасов из зон обрушения, запасов, ранее списанных в потери, были проведены исследования вещественного состава каждого типа сырья Жезказганского месторождения с использованием методов макро- и микроскопического минералогического анализа, полного химического и фазового анализа, рентгеноструктурного анализа, испытаний физико-механических свойств.

Для изучения вещественного состава были поставлены пробы окисленной руды карьеров Больничный и Клубный Жезказганского месторождения и пробы смешанной забалансовой руды месторождения Таскора Жезказганского региона. Смешанные руды месторождения Таскора аналогичны смешанным рудам участков Кресто-Златоуст Жезказганского месторождения.

Согласно результатам минералогического анализа, основными рудными минералами пробы окисленной руды карьеров Больничный и Клубный являются хризоколл, малахит, второстепенными - гидроокислы железа, халькозин, халькопирит, пирит, гематит, самородная медь. Рудные минералы формируют вкрапленную, прожилковую, пятнистую текстуры (рис.4.2-4.3). Вмещающие породы представлены среднезернистыми песчаниками, имеющими минеральный состав - кварц, полевые шпаты. Текстура породы - однородная, слоистая.



Рисунок 4.2 – Отложение малахита по плоскостям трещиноватости



Рисунок 4.3 – Характер отложения малахита в трещиноватых алевроитах

Хризоколла и малахит распределены по плоскостям трещиноватости пород, образуя прожилки мощностью 0,05-0,15 мм, пленки толщиной 0,05 мм, почковидные образования колломорфного строения, включения в цементе породы - до 0,05-0,2 мм. В песчаниках, где цемент интенсивно пропитан сетью тонких прожилков хризоколлы, малахита и гидроокислов железа, отмечается тонкодисперсная вкрапленность самородной меди, размерами около 1 мкм, с единичными вкраплениями 2 мкм (рисунок 4.4).

Как видно по рисунку 4.5, на редких зернах халькопирита, размерами 5-20 мкм образуются оторочки халькозина - 2-10 мкм и гетита - 15-20 мкм. Останцы пирита (3-10 мкм) содержат колломорфные образования гидроокислов железа, занимающие промежутки в цементе породы (рисунок 4.6).

К породам, интенсивно пропитанным гидроокислами железа, содержащими включения и прожилки малахита и хризоколлы, приурочена вкрапленность тонкодисперсной самородной меди. Кристаллы магнетита в зоне гипергенеза замещены гематитом. При этом происходит разъединение границ зерен с образованием пористых структур.

Основными рудными минералами пробы бедной сульфидной и смешанной медной руды Жезказганского месторождения являются: халькопирит, малахит, азурит, хризоколла, халькозин, ковеллин, борнит; второстепенными: пирит, блеклая руда, самородная медь, гидроокислы железа. Они формируют вкрапленную, прожилковую, порфировидную структуры.

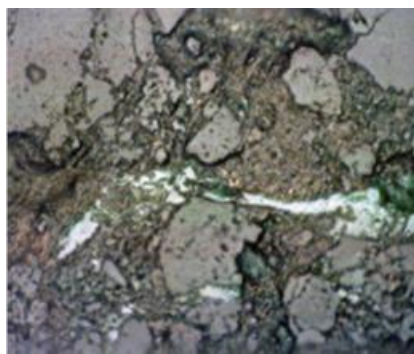


Рисунок 4.4 – Изображение аншлифа руды карьера Больничный. Тонкодисперсные включения самородной меди в алевролитах, пропитанных гидроокислами железа. Прожилок малахита Увеличение 160

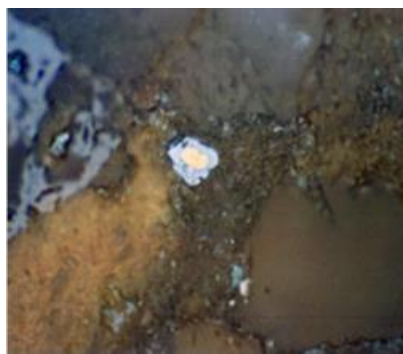


Рисунок 4.5 – Изображение аншлифа руды карьера Больничный. Зерно халькопирита с оторочкой халькозина. Увеличение 400

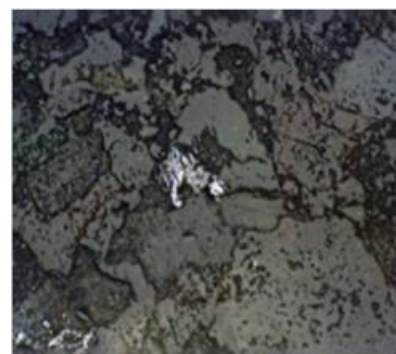


Рисунок 4.6 – Изображение аншлифа руды карьера Больничный. Останцы пирита, замещенного гидроокислами железа в цементе породы. Увеличение 160

Вмещающие породы представлены трещиноватыми брекчиевидными алевролитами. Минеральный состав алевролитов - полевые шпаты, кварц. Форма зерен - округлая. Цемент - глинистый. Трещины выполнены в основном гипсом, реже хризоколлой, малахитом. Мощность прожилков гипса от долей мм до 10 мм. Халькопирит в виде неизменных зерен размерами 5-20 мкм встречается редко. Преимущественно халькопирит частично или полностью замещается вторичными сульфидами. Обычно центральная часть зерен сложена ковеллином, иногда в смеси с халькозином. Как видно по рисунку 4.7, оторочки халькопирита на таких зернах 5-20 мкм. Полностью замещенные зерна халькопирита состоят из халькозина, ковеллина, или их смеси (рисунок 4.8). Размеры таких зерен составляют от 10 до 130-200 мкм. Малахит и хризоколла распространены по плоскостям трещиноватости пород, образуя прожилки от 0,05 до 2,0 мкм; в цементе представлены породы – включения в виде линз с размерами 0,10-1,0 мм. В ассоциации с прожилками гипса они присутствуют в виде включений и пленок на контакте с породой. Малахит и хризоколла образуют натечные, почковидные формы колломорфного сложения. Внутри почковидных образований обнаруживаются включения вторичных сульфидов меди. Малахит встречается в виде лучистых агрегатов.

Пирит отмечается преимущественно в виде останцов в колломорфных образованиях гидроокислов железа и зерен в цементе породы с размерами 3-10 мкм. В аншлифе встречены включения тонкошестоватого пирита размерами

0,3-0,5 мм, по которому развиваются халькозин и гидроокислы железа (рис.4.9).



Рисунок 4.7 – Изображение аншлифа смешанной руды Жезказганского месторождения. Замещение халькопирита ковеллином. Увеличение 160

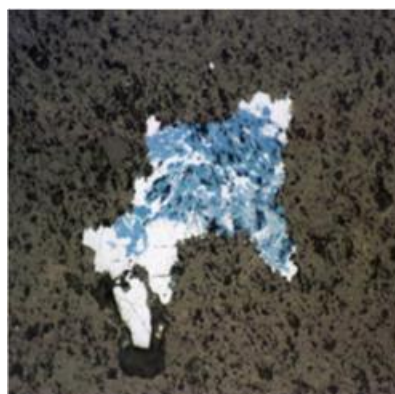


Рисунок 4.8 – Изображение аншлифа бедной сульфидной руды Жезказганского месторождения. Замещение ковеллином блеклой руды.

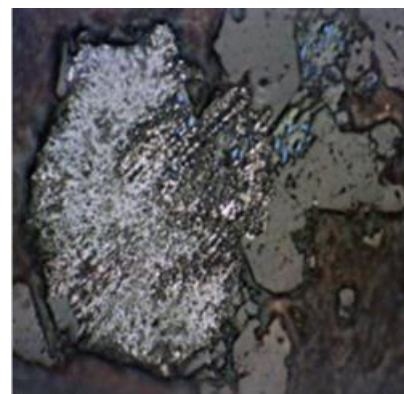


Рисунок 4.9 – Изображение аншлифа руды Жезказганского месторождения. Замещение шестоватого пирита гематитом (серое). Включения зерен ковеллина (голубое).

Кроме того, были изучены физико-механические свойства руд, в частности коэффициент крепости горных пород и руд по Протоdjяконову М.М. и абразивность. Показатели физико-механических свойств играют основную роль при рудоподготовке сырья. Так, высокая крепость и абразивность требует больших энергетических затрат для раскрытия сростков, выбора определенного типа оборудования. Коэффициенты крепости поставленных проб медных руд Жезказганского месторождения представлены в таблице 4.1, а показатели абразивности – в таблице 4.2.

Таблица 4.1 – Коэффициенты крепости поставленных проб медных руд

Проба	Месторождение	Коэффициент крепости, f	Категория	Степень крепости
Руда	Больничный и Клубный	5,0	IVa	Довольно крепкая
Руда	Таскора	3,0	Va	Средняя

Выполненный анализ гранулометрического состава проб окисленной руды карьеров Больничный, Клубный и смешанных забалансовых руд месторождения Таскора показал, что основная масса продукта (31-34%) и (14-19%), соответственно, представлена крупными классами - +50-100 мм. При этом средний медианный размер куска составил 69 мм для руд карьеров Больничный и Клубный и 44 мм - для руд месторождения Таскора.

Таблица 4.2 – Показатель абразивности технологических проб медных руд Жезказганского месторождения

Проба	Рудник	Показатель абразивности, мг	Класс абразивности	Наименование класса
Руда	Больничный и Клубный	18	III	Ниже средней абразивности
Руда	Таскора	7	II	Малоабразивная

Таким образом, для кучного выщелачивания этот средний размер куса является оптимальным, а для проведения флотационных процессов требуется дополнительная рудоподготовка.

Гранулометрический состав проб руды карьеров Больничный и Клубный и руды месторождения Таскора представлен в таблице 4.3 и на рисунке 4.10.

Таблица 4.3 – Гранулометрический состав окисленной и смешанной проб руды карьеров Больничный, Клубный и месторождения Таскора

Класс крупности, мм	Выход, %	
	Больничный и Клубный	Таскора
+100	8,8	19,2
-100+75	31,1	13,0
-75+50	34,7	14,6
-50+40	9,2	6,3
-40+30	6,9	7,7
-30+20	5,7	8,3
-20+10	1,3	3,5
-10+5	0,	6,3
-5+2	0,5	7,5
-2	1,2	1 ,6
Итого:	100,0	100,0

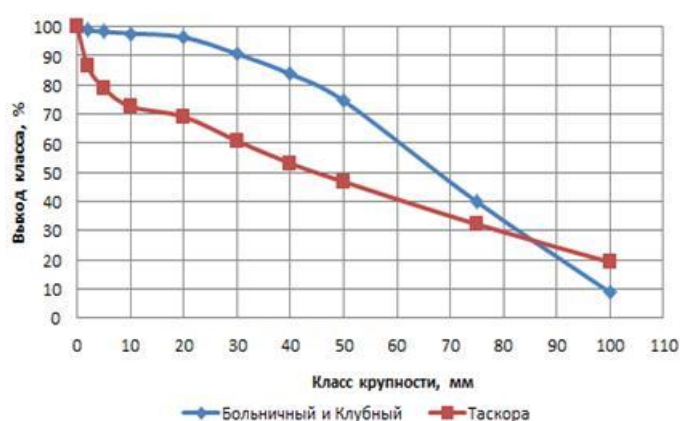


Рисунок 4.10 – Гранулометрический анализ руды карьеров Больничный и Клубный и участка Кресто-Златоуст

Гранулометрический анализ проб руды, дробленных до класса минус 2 мм, содержание и распределение меди по классам крупности указаны в табл. 4.4-4.5.

Из данных таблицы 4.4 видно, что в пробах медной руды карьеров Больничный и Клубный распределение меди и ее форм в различных классах крупности представлено достаточно равномерно. Наблюдается повышенное содержание окисленных форм меди и, соответственно, меди общей в классе минус 0,074 мм. (7,84 % меди окисленной по сравнению со средним содержанием 5,82 %).

Таблица 4.4 – Распределение форм меди по классам крупности окисленной руды карьера Больничный и Клубный

		Содержание, %				Распределение, %			
Класс крупности, мм	Выход, %	Сu	Сuокисл	Сuвторич	Сuпервич	Сuобщ.	Сuокисл	Сuвторич	Сuпервич
+2	4,0	0,96	0,876	0,024	0,060	4,1	3,9	5,2	6,9
-2+1,25	19,1	1,07	1,006	0,022	0,042	21,7	21,7	22,6	23,3
-1,25+0,63	17,8	0,99	0,937	0,016	0,037	18,8	18,8	15,3	19,1
-0,63+0,315	17,3	0,94	0,891	0,016	0,033	17,3	17,4	14,9	16,6
-0,315+0,160	17,3	0,79	0,741	0,024	0,025	14,5	14,5	22,3	12,5
-0,160+0,074	12,5	0,81	0,776	0,012	0,022	10,8	10,9	8,1	8,0
-0,074	12,0	1,00	0,943	0,018	0,039	12,8	12,8	11,6	13,6
Итого:	100,0	0,94	0,886	0,019	0,035	100,0	100,0	100,0	100,0

Таблица 4.5 – Распределение форм меди по классам крупности смешанной руды месторождения Таскора Жезказганского региона

		Содержание, %				Распределение, %			
Класс крупности, мм	Выход, %	Сu	Сuокисл	Сuвторич	Сuпервич	Сuобщ.	Сuокисл	Сuвторич	Сuпервич
+2	5,7	0,90	0,293	0,44	0,167	6,4	3,4	11,4	10,0
-2+1,25	15,5	1,01	0,462	0,40	0,148	19,6	14,7	28,2	24,0
-1,25+0,63	17,6	1,03	0,577	0,34	0,113	22,5	20,8	27,2	20,8
-0,63+0,315	17,6	0,86	0,554	0,22	0,086	18,8	19,9	17,6	15,8
-0,315+0,160	13,5	0,67	0,494	0,10	0,076	11,2	13,7	6,1	10,7
-0,160+0,074	10,9	0,62	0,455	0,094	0,071	8,4	10,2	4,6	8,1
-0,074	19,2	0,55	0,441	0,056	0,053	13,1	17,3	4,9	10,6
Итого:	100,0	0,80	0,488	0,22	0,092	100,0	100,0	100,0	100,0

В пробе смешанной руды месторождения Таскора (табл.4.5) с уменьшением класса крупности содержание меди снижается, в основном за счёт уменьшения содержания первичных сульфидов. В классе +0,63 мм содержание меди общей составляет 0,9-1,03 %, а в классе минус 0,074 мм – 0,55 %. Содержание меди в виде первичных сульфидов равномерно снижается от 0,167 % в классе + 2 мм до 0,053 % в классе минус 0,074 мм. Распределение окисленных форм минералов меди по классам крупности – достаточно равномерное.

Количественный минералогический анализ окисленной и смешанной руды, определенный рентгено-структурным методом на дифрактометре X'PERT PRO, приведен на рисунках 4.11, 4.12.

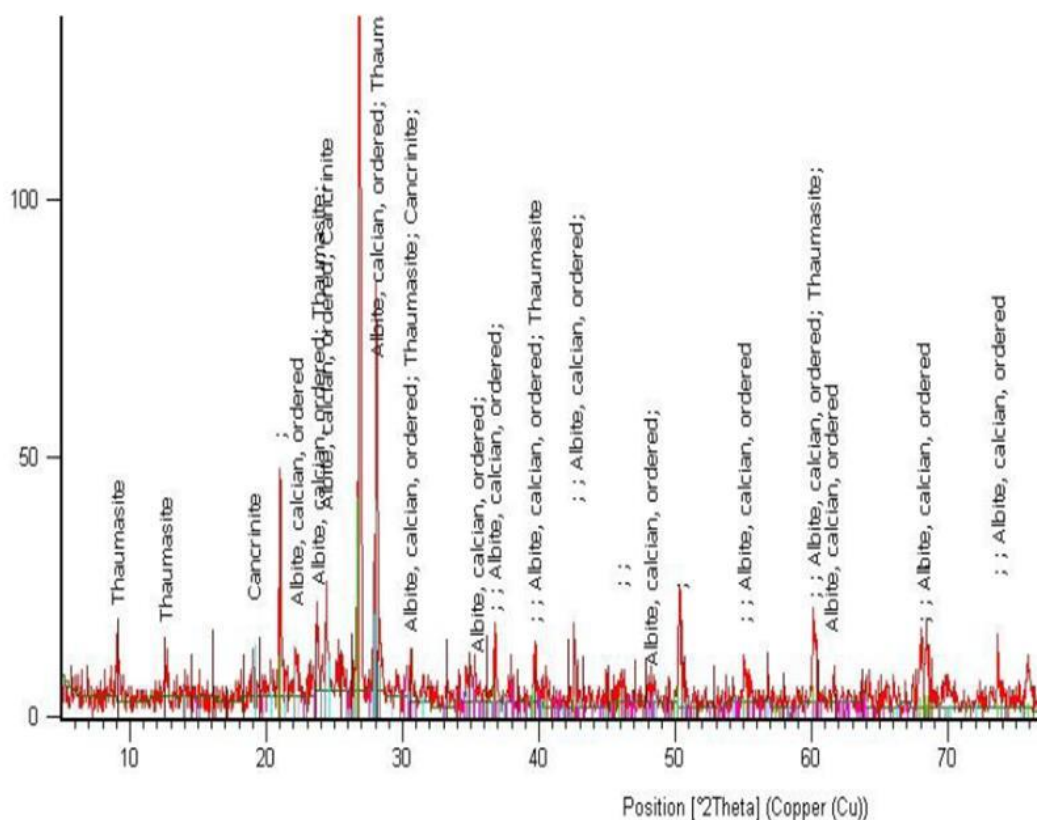


Рисунок 4.11 – Показания дифрактометра X'PERT PRO окисленной руды

Данные дифрактометрического анализа были обработаны методом Петера-Кальмана по экспериментально полученным коэффициентам; расчет проведен без учета содержания рентгеноаморфной составляющей.

Для получения более полного анализа медьсодержащих минералов был выполнен фазовый анализ окисленной и смешанной руды. Результаты фазового анализа исследуемых проб на формы нахождения в них меди приведены в таблице 4.6.

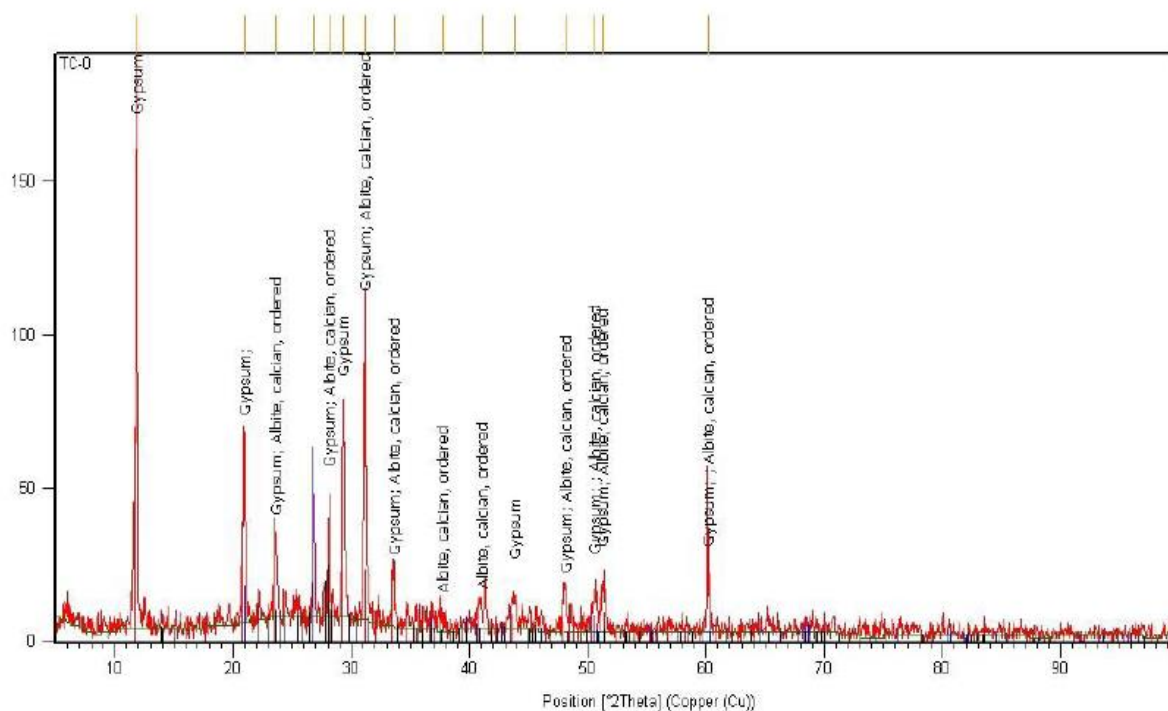


Рисунок 4.12 – Показания дифрактометра X’PERT PRO смешанной руды.

Таблица 4.6 – Результаты фазового анализа пробы медной окисленной руды карьера Больничный и Клубный и смешанной руды месторождения Таскора

Формы нахождения меди	Содержание, %			
	Больничный и Клубный		Таскора	
	абс.	отн.	абс.	отн.
Сульфаты	<0,01	<2,0	<0,01	<2,0
Первичные сульфиды	<0,01	<2,0	0,06	7,0
Вторичные сульфиды	0,04	4,5	0,30	38,0
Кислородсодержащие соединения:	0,85	95,5	0,41	53,0
хризоколла	0,70	78,7		
малахит, азурит	0,15	16,8		
Сумма	0,89	100,0	0,77	100,0

В пробе руды карьеров Больничный и Клубный содержание меди, представленной кислородсодержащими соединениями, составляет 98,0 и 95,0% отн. для первой и второй партий, соответственно. В пробе смешанной руды месторождения Таскора содержание меди, представленной малахитом, азуритом, хризоколлой и оксидами, составляет 53% отн. и халькозином, ковеллином, борнитом – 38% отн.

Результаты расширенного химического анализа проб медных руд Жезказгана приведены в таблице 4.7.

На основании полученных результатов исследований по изучению вещественного состава поставленных проб окисленных и смешанных руд месторождений Жезказгана сделаны следующие выводы:

Таблица 4.7 – Результаты химического анализа некондиционных медных руд Жезказгана

Элемент	Содержание, %	
	карьер Больничный и Клубный	Таскора
Cu	0,96	0,77
Cu кислот.	1,174	0,641
Cu цианид.	0,012	0,16
Fe	2,72	1,70
SiO ₂	66,42	23,56
Al ₂ O ₃	12,04	6,01
Mg	0,87	3,35
Ca	1,32	13,5
Собщ.	<0,1	7,47
Сульфат.	<0,1	7,40
Zn	0,008	0,016
Ag, г/т	21,0	6,8
Au, г/т	0,20	<0,1
Mo	<0,001	0,0016
Co	0,0021	0,00064
Ni	0,0022	0,0015
Mn	0,094	0,14
As	<0,030	<0,030
Sb	<0,002	<0,002
Cl	0,05	<0,02
Pb	0,035	<0,01
K	1,20	0,64
Na	2,72	1,36
Sn	<0,00025	0,00018
Cr	0,019	0,0078
Cd	<0,001	<0,001
C	0,39	1,93

- в пробах окисленной руды карьеров Больничный и Клубный содержание меди, представленной кислородсодержащими соединениями, составляет 95,0-98,0% отн. в виде вторичных сульфидов – только 2-4%. Согласно результатам минералогического анализа, основными рудными минералами являются хризоколла и малахит. Фазовый и минералогический состав руды карьеров Больничный и Клубный указывает на возможность ее переработки по гидрометаллургической схеме с применением различных способов выщелачивания, гидрометаллургии;

- в пробе смешанной руды месторождения Таскора содержание меди, представленной малахитом, азурином, хризокolloй и оксидами, составляет 53% отн. и халькозином, ковеллином, борнитом (вторичными сульфидами) – 38% отн. Основными рудными минералами руды являются борнит, халькозин,

ковеллин, хризоколла, малахит, халькопирит. Нахождение меди в руде, как в окисленной, так и сульфидной форме, неблагоприятно для переработки руды только по флотационной, либо только по гидрометаллургической схеме и предусматривает необходимость использования комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии.

4.3. Оценка показателей флотационно-гидрометаллургической активности окисленных и смешанных руд

Разработка и применение различных методов обогащения руд цветных, благородных и редких металлов неразрывно связаны с изучением вещественного состава руд. Первичные сульфидные медные руды с низкой степенью окисленности являются традиционным сырьевым источником для производства меди пирометаллургическим способом. Только высокие технологические показатели флотационного обогащения руд данного типа обеспечивают возможность эффективной переработки получаемых сульфидных медных концентратов пирометаллургией. Сокращение запасов кондиционных медных руд на предприятии приводит к необходимости вовлечения в эксплуатацию труднообогатимых руд с повышенной степенью окисления, что требует изыскания альтернативных технологических решений.

В полной мере эта тенденция проявляется при освоении крупнейшего месторождения сульфидных медных руд Казахстана – Жезказганского, дальнейшая эксплуатация которого должна предусматривать переработку труднообогатимых руд с повышенной степенью окисленности сульфидных минералов.

Как правило, окисленные минералы встречаются вместе с сульфидными, с соотношением соответственно, порядка (20-60):(80-40). Такие руды и называются смешанными. Теория показывает, что наиболее распространённые методы обогащения таких руд - это флотация сульфгидрильными собирателями с предварительной сульфидизацией поверхности сернистым натрием. Также возможна флотация с оксигидрильными собирателями, однако, данный метод имеет ограниченное распространение из-за низкой селективности процесса.

В мировой практике для извлечения меди из бедных медьсодержащих сульфидных руд и концентратов все большее применение находят технологические схемы, основанные на применении различных методов гидрометаллур-

гической переработки. Основными факторами, определяющими конкурентоспособность гидрометаллургических технологий переработки руд с получением катодной меди, являются:

- невысокие капитальные и эксплуатационные затраты по сравнению с пирометаллургической технологией;
- возможность получения меди высокого класса чистоты;
- возможность вовлечения в переработку бедных руд;
- отсутствие образования газообразных продуктов переработки сырья и загрязнения ими воздушной среды;
- замкнутость технологического цикла (с оборотом отработанных растворов).

Мировая практика промышленного использования медных руд смешанного типа основана на комбинированной флотационно-гидрометаллургической схеме переработки с применением технологии как кучного, так и чаново-агитационного выщелачивания. Так, на обогатительной фабрике в Чино (США), производительностью 20 тыс. т руды в сутки, перерабатывали по комбинированной схеме окисленно-сульфидные руды. После выщелачивания производилась цементация меди на губчатом железе и флотация цементной и сульфидной меди [122]. При содержании в растворах 0,6 – 4 г/л меди, 0,4 – 5 г/л свободной серной кислоты и 0,25 – 5,5 г/л сульфата окиси железа, расход железа на 1 кг меди составил 2 кг, т.е. примерно в 2,2 раза выше теоретического.

Стоит отметить, что данные руды также неэффективно перерабатывать как кучным, так и чановым выщелачиванием. Причинами, сдерживающими рентабельность переработки смешанных руд Жезказганского месторождения методом кучного выщелачивания, являются: повышенное содержание карбонатов и глинистых частиц в сырье, что приводит к коагуляции пор при кучном выщелачивании и существенному увеличению расхода серной кислоты; наличие значительного количества первичных и вторичных сульфидов меди, имеющих без интенсификаторов низкую скорость и эффективность выщелачивания; длительность процесса выщелачивания, что требует отвода большого количества земельных площадей.

Чановый процесс выщелачивания также неэффективен для смешанных руд Жезказганского месторождения по следующим причинам: требуется измельчение большого объема перерабатываемого сырья; необходимо строить большой фронт гидрометаллургического цикла с вложением огромных капитальных затрат; наличие почти 50 % сульфидов меди приводит к низким показателям извлечения ценных компонентов выщелачиванием. Поэтому, учитывая вышеперечисленные недостатки смешанных руд Жезказганского месторождения и обобщая все факторы переработки данного типа сырья, сделан вывод, что наиболее перспективной технологией является комбинированная флотационно-гидрометаллургическая.

Для обоснования стратегии экологически сбалансированного комплексного освоения смешанных руд Жезказганского региона был проведен полный комплекс исследований сырья на обогатимость. Изучалась кинетика измельчения руды, осуществлялся подбор флотационных реагентов, устанавливали параметры флотационного процесса с получением кондиционного медного концентрата. Дальнейшие исследования проводились с хвостами обогащения, которые отправлялись на выщелачивание, экстракцию, реэкстракцию, электролиз. В итоге получали катодную медь с попутным извлечением серебра.

На первоначальном этапе были проведены исследования по комбинированной флотационно-гидрометаллургической схеме (рис.4.13), которая включала в себя основные технологические операции: дробления, измельчения, основную и контрольную флотацию. Для получения кондиционного продукта были предусмотрены две перечистки концентрата основной флотации. Как указывалось ранее, руды - смешанные, поэтому в результате флотационного обогащения в концентрат уходили сульфиды меди, а окисленная часть оставалась в хвостах. Поэтому при проведении исследований хвосты флотации сгущались, фильтровались и направлялись на сернокислотное выщелачивание и затем на вторичную переработку, которая предусматривала гидрометаллургическую схему извлечения ценных компонентов из продуктивных растворов выщелачивания методом экстракция-реэкстракция-электролиз. Технологическая схема включала фильтрацию пульпы раствора выщелачивания и промывку твердого остатка на фильтре; двухстадиальную экстракцию раствора

выщелачивания с возвратом рафината на последующие операции выщелачивания; реэкстракцию обогащённой органической фазы; электролитическое осаждение меди из медного электролита, а также очистку и утилизацию избытка рафината.

В результате реализации комбинированной флотационной-гидрометаллургической схемы конечными продуктами технологии явились: кондиционный медный концентрат с высоким содержанием меди, не менее 23,0 % и медь катодная (Cu не менее 99,99%).

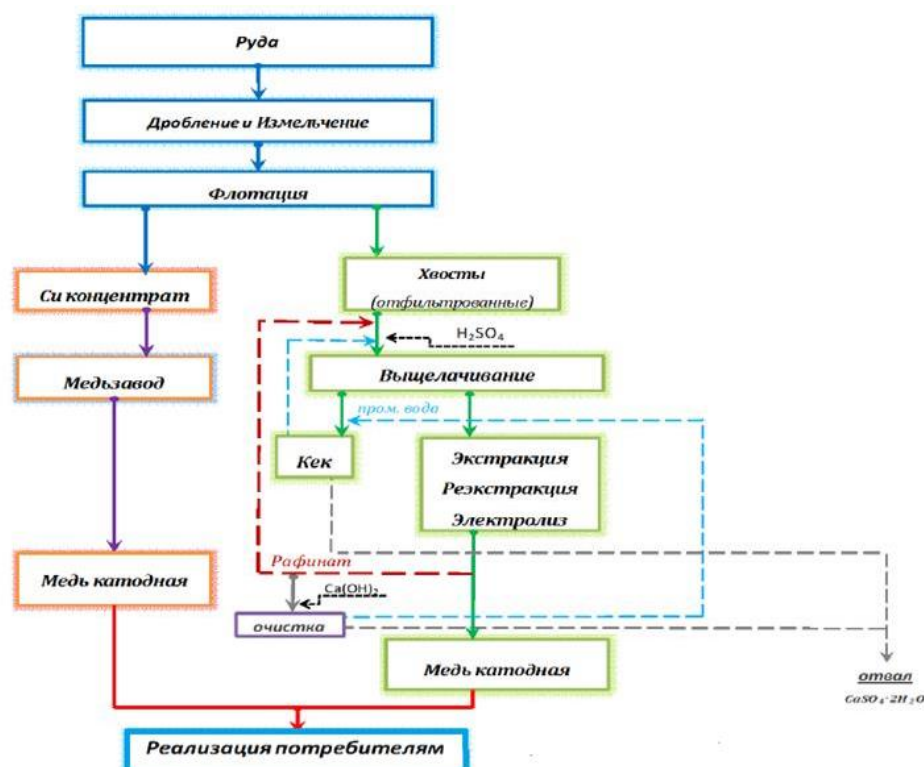


Рисунок 4.13 - Технологическая схема исследований комплексной переработки смешанных руд Жезказганского месторождения

Суммарное сквозное расчетное извлечение металлов из руды (с учетом переработки медного концентрата на БМЗ): меди в катодную медь – 88,8% с попутным извлечением серебра в гранулы – 13,6%.

Основным отрицательным фактором разработанной комбинированной технологии явился большой удельный расход серной кислоты (208 кг/т исходной руды), обусловленный повышенным содержанием карбонатов в смешанной руде Жезказганского месторождения. Для снижения расхода выщелачивающего реагента и, соответственно, эксплуатационных и капитальных затрат на выщелачивание и гидрометаллургию, были проведены исследования по

усовершенствованию разработанной комбинированной флотационно-гидро-металлургической технологии переработки смешанных руд [123].

Для проведения лабораторных исследовательских работ (тестов) по флотационному обогащению смешанной руды Жезказганского месторождения была изучена кинетика измельчения. Проба, отобранная для исследований, была раздроблена до 3 мм. Гранулометрический состав пробы после дробления представлен в табл.4.8.

Таблица 4.8 – Гранулометрический состав пробы, раздробленной до – 3+0 мм.

Класс крупности, мм	Выход	
	г	%
-3 + 1	336,0	33,6
-1 + 0,5	186,7	18,67
-0,5 + 0,2	153,6	15,36
- 0,2 + 0,071	32,7	3,27
- 0,071	291,0	29,1
Итого	1000,0	100,0

Мокрое измельчение дробленой руды (0-3 мм) проводилось в лабораторной шаровой мельнице 62 мл с объёмом барабана 1 л, шаровой загрузкой 2,2 кг, массой пробы 0,3 кг. Время измельчения составляло – 3, 4, 5, 10 мин. Результаты исследований приведены в таблице 4.9 и на гистограмме (рис.4.14).

Таблица 4.9 – Распределение классов крупности в зависимости от времени измельчения руды

Класс крупности	Распределение	Время измельчения, мин			
		3	4	5	10
-3+1	%	-	-	-	-
-1+0,5	%	0,5	-	-	-
-0,5+0,2	%	1,25	1,07	0,89	-
-0,2+0,071	%	14,25	11,63	9,61	3,6
-0,071+0	%	84,0	87,30	89,5	96,4
Итого:	%	100	100	100	100

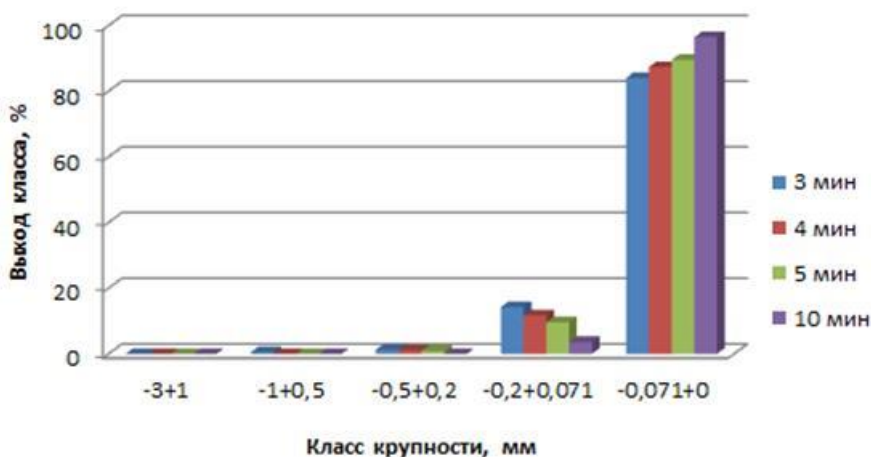


Рисунок 4.14 – Распределение классов крупности в зависимости от времени измельчения.

По данным, приведенным в таблице

4.9 и на рисунке 4.14, можно сделать вывод, что с увеличением времени измельчения от 3 до 10 минут, растет выход мелкого класса крупности, что вполне логично для такого процесса.

Для исключения переизмельчения и определения необходимой продолжительности процесса, а также раскрываемости рудных минералов, проводили параллельные флотационные опыты. Технологическая схема флотации для определения оптимального времени измельчения представлена на рисунке 4.15.



Рисунок 4.15 – Схема открытого опыта по флотации смешанных руд Жезказганского месторождения для получения черного медного концентрата с изменением времени измельчения.

Данные исследований по кинетике измельчения приведены в таблицу 4.10. Из таблицы 4.10 видно, что более предпочтительным вариантом для проведения флотации является измельчение исходной пробы до 87% класса - 0,071 мм (время измельчения составило 4 минуты), где суммарное извлечение (основной и контрольной флотации) достигает 56,32%, а содержание меди в концентрате составило 4,39%.

Таблица 4.10 – Показатели флотационного обогащения смешанных руд при различном времени измельчения

	3 минуты			4 минуты		
	Выход, %	Содержание, %	Извлечение, %	Выход, %	Содержание, %	Извлечение, %
Суммарный концентрат	12,78	3,30	43,94	12,32	4,39	56,32
Хвосты	87,22	0,62	56,06	87,68	0,48	43,68
Итого	100	0,96	100	100	0,96	100
	5 минут			10 минут		
	Выход, %	Содержание, %	Извлечение, %	Выход, %	Содержание, %	Извлечение, %
Суммарный концентрат	14,30	3,75	55,80	15,91	3,13	51,93
Хвосты	85,70	0,49	44,20	84,09	0,55	48,07
Итого	100	0,96	100	100	0,96	100

В исследованиях по установлению рационального реагентного режима использовались стандартные флотационные реагенты для флотации сульфидных минералов меди –сернистый натрий, ксантогенат, пенообразователь МИБК [124]. Сернистый натрий добавлялся в измельчение в количестве 50 г/т, пенообразователь МИБК, при расходе 30 г/т, дозировался в основную флотацию. Расходы реагентов были постоянны в каждом опыте. В качестве варьируемой составляющей для определения рациональных технологических показателей использовался ксантогенат при расходе 50 - 80 г/т. В результате исследований получили технологические показатели, представленные в табл.4.11.

Таблица 4.11 – Показатели флотационного обогащения смешанных руд в зависимости от расхода реагентов

Продукты обогащения	Ксантогенат 50 г/т			Ксантогенат 60 г/т		
	Выход, %	Содержание, %	Извлечение, %	Выход, %	Содержание, %	Извлечение, %
Суммарный концентрат	23,81	1,78	44,20	12,32	4,32	56,33
Хвосты	76,19	0,70	55,80	87,68	0,48	43,67
Итого	100	0,96	100	100	0,96	100
	Ксантогенат 70 г/т			Ксантогенат 80 г/т		
	Выход, %	Содержание, %	Извлечение, %	Выход, %	Содержание, %	Извлечение, %
Суммарный концентрат	9,74	4,33	43,99	16,17	3,10	52,24
Хвосты	90,26	0,59	56,01	83,83	0,55	47,76
Итого	100	0,96	100	100	0,96	100

По полученным результатам исследований построены графики зависимости изменения расхода ксантогената от содержания и извлечения меди в концентрат (рисунок 4.16).

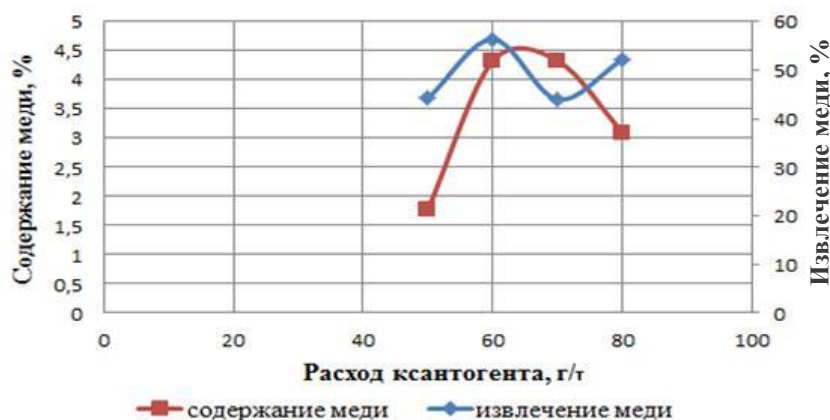


Рисунок 4.16 – Изменение содержания и извлечения меди в зависимости от расхода ксантогената

Анализируя графики, сделан вывод, что оптимальный реагентный режим для проведения флотации: рН – 9, ксантогенат – 60 г/т, пенообразователь МИВК – 30 г/т, сернистый натрий – 50 г/т. При этом общее извлечение меди в черновой концентрат составило 56,33 % при содержании меди в концентрате – 4,39%.

Для получения кондиционных концентратов и дальнейшего совершенствования технологической схемы были проведены опыты флотации смешанных руд в открытом и замкнутом циклах, включающие в себя: основную флотацию, две перечистки концентрата основной флотации и контрольную флотацию хвостов. Технологические схемы опытов представлены на рисунках 4.17 и 4.18, а полученные в результате исследований данные занесены в таблицы 4.12 и 4.13.

Результаты опытов флотации смешанных руд в открытом цикле по вышеуказанной схеме доказывают принципиальную возможность флотационного обогащения смешанной руды Жезказганского месторождения с получением товарного концентрата. Однако относительно низкие (45,2 %) показатели извлечения меди в концентрат обусловлены тем, что обогащаются только сульфидные минералы, а окисленные минералы на 80-95 % остаются в хвостах обогащения. Результаты замкнутого цикла флотации по схеме, представленной на рис. 4.5, дают представление о возможности воспроизведения схемы открытого цикла в промышленных условиях. При увеличении выхода концентрата до 1,47%, извлечение меди в концентрат достигало 44,49 % при качестве концентрата 27,94 %.

Опираясь на результаты проведенных выше исследований, сделан вывод, что сульфидная часть смешанной руды Жезказганского месторождения легко поддается флотационному обогащению с достижением высокой степени извлечения меди в товарный концентрат из сульфидных минералов. При этом окисленные минералы меди преимущественно остаются в хвостах обогащения. Извлечение меди из хвостов обогащения возможно только гидрометаллургическими методами, но большинство из них влечет за собой дополнительные капитальные затраты на организацию процесса и дополнительный высокий расход реагентов.

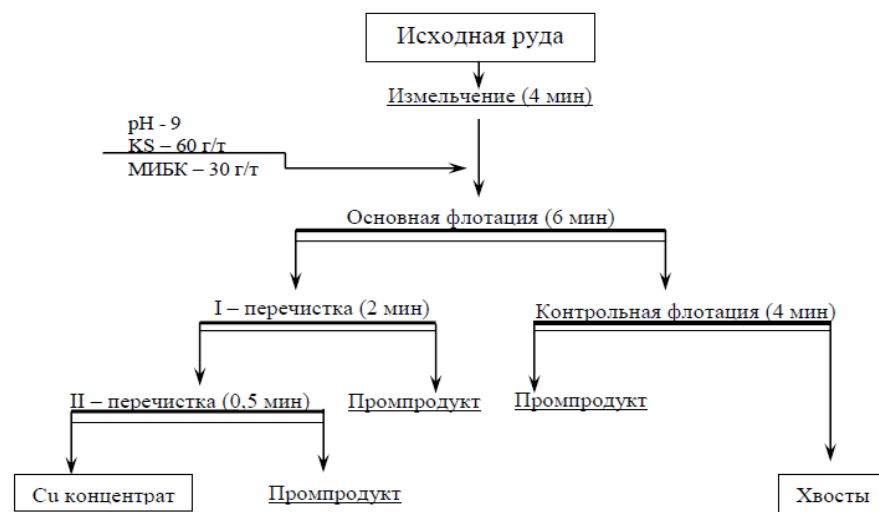


Рисунок 4.17 – Технологическая схема открытого цикла получения кондиционного медного концентрата

Таблица 4.12 – Показатели реализации технологии открытого цикла флотации смешанных руд

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %	Извлечение, %
Медный концентрат	1,35	3,14	45,20
Промпродукт I перечистки	9,85	0,54	5,54
Промпродукт II перечистки	2,36	1,04	2,56
Промпродукт контрольной флотации	2,76	0,71	2,04
Хвосты отвальные	83,68	0,512	44,66
Руда исходная	100,0	0,96	100,00

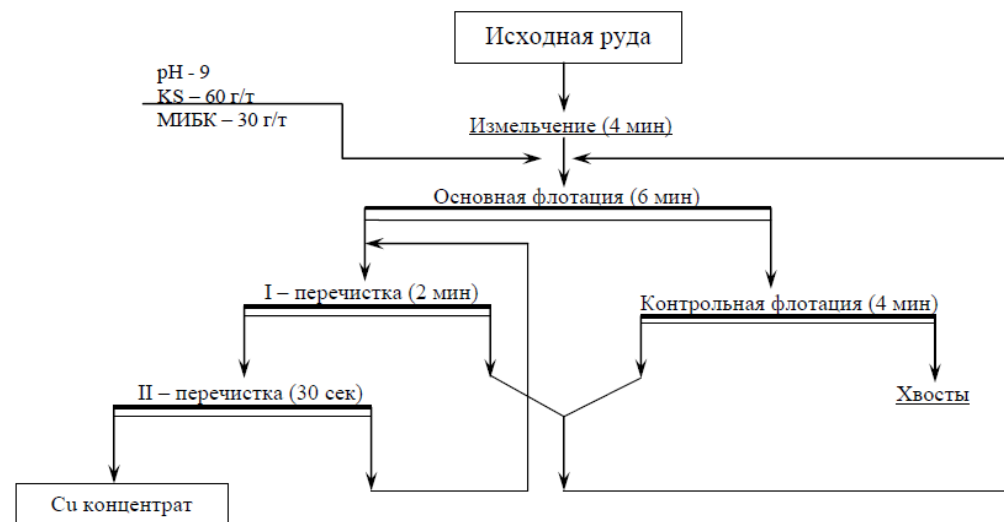


Рисунок 4.18 – Технологическая схема замкнутого цикла получения кондиционного медного концентрата

Таблица 4.13 – Показатели реализации технологии замкнутого цикла флотации смешанных руд

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %	Извлечение, %
Медный концентрат	1,47	27,94	44,49
Хвосты отвальные	98,53	0,52	55,51
Руда исходная	100,0	0,92	100,00

В связи с этим, была исследована возможность проведения процесса выщелачивания окисленных медных минералов одновременно с получением сульфидного медного концентрата путем введения непосредственно в цикл обогащения руды на стадии измельчения выщелачивающего реагента - сульфата аммония.

Было высказано предположение, что для перевода окисленной части меди в продуктивный раствор в процессе обогащения целесообразно использовать свойство окисленной меди образовывать растворимые аммиачные комплексные соединения. В качестве аммиачного реагента был использован сульфат аммония, как наиболее стабильный и доступный. Сульфат аммония является безвредным, экологически безопасным, абсолютно не токсичным комплексным реагентом-растворителем, применяемым для выщелачивания окисленных руд цветных металлов. Условия проведения опытов: Т:Ж = 1:3, класс 0,074 мм - 84 %. Результаты технологических испытаний занесены в табл.4.14 и приведены на рис.4.19.

Таблица 4.14 – Результаты исследований влияния концентрации сульфата аммония на показатели выщелачивания окисленной меди

Содержание сульфата аммония, % от массы навески	Масса навески, г	Содержание Cu в руде, %	Количество меди в навеске, г	Объем продуктивного раствора, мл	Концентрация Cu в продуктивном растворе, г/л	Количество меди в растворе, г	Масса кека, г	Содержание Cu в кеке, %	Количество меди в кеке, г	Извлечение Cu, %
Время контакта – 4 часа										
10	50	0,96	0,48	220	не обнар.	0	47,3	0,839	0,40	16,7
20	50	0,96	0,48	228	0,16	0,04	47,3	0,745	0,35	27,1
40	50	0,96	0,48	260	0,38	0,1	47,0	0,601	0,28	41,7
60	50	0,96	0,48	270	0,33	0,09	48,6	0,590	0,28	41,7
Время контакта – 6 часов										
40	40	0,96	0,38	215	0,27	0,06	38,7	0,640	0,25	34,2
60	50	0,96	0,48	225	0,60	0,14	48,7	0,620	0,30	37,5
Время контакта – 24 часа										
40	50	0,96	0,48	242	0,71	0,17	48,7	0,505	0,24	50,0
60	50	0,96	0,48	210	0,87	0,18	49,6	0,458	0,23	52,1
Время контакта – 48 часов										
10	30	0,96	0,29	-	-	-	27,8	0,82	0,23	20,7
40	30	0,96	0,29	-	-	-	27,6	0,50	0,14	51,7

Возрастающий характер кинетических кривых выщелачивания позволяет сделать вывод, что постепенно при увеличении диффузии раствора в рудные ми-

нералы, скорость реакции растет, а влияние содержания реагента снижается. В целях повешения извлечения меди и экономической целесообразности реализации выщелачивания необходимо выбрать режим с предпочтительными параметрами выщелачивания: времени выщелачивания и количество сульфата аммония. Анализ выполненных лабораторных исследований свидетельствует, что наиболее оптимальными являются следующие параметры: содержание сульфата аммония – 35 - 40 % от массы руды, время выщелачивания – 4-6 часов. В условиях повышенных сдвиговых усилий и роста температуры, происходящих в процессе измельчения, время выщелачивания уменьшаются.

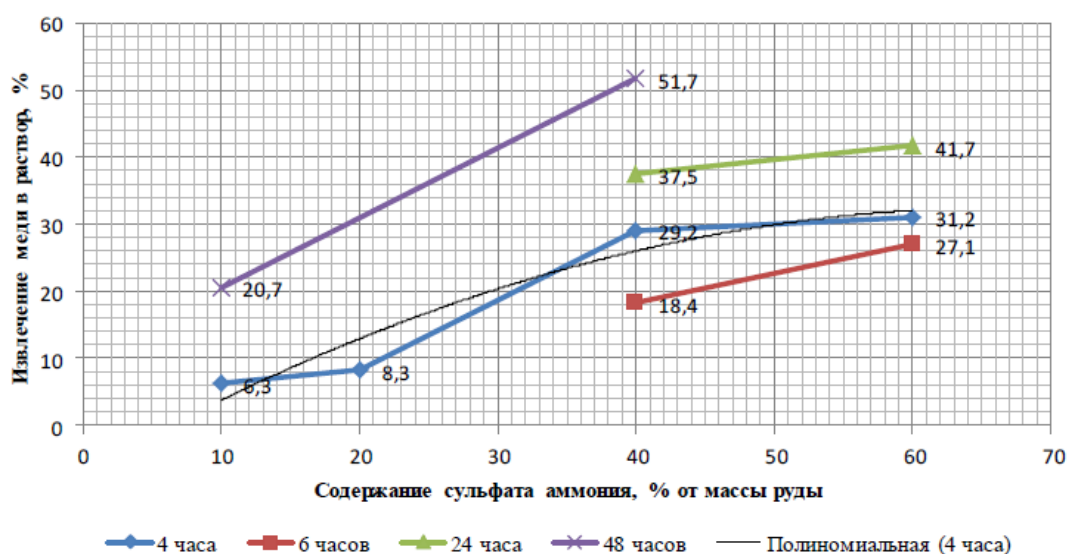


Рисунок 4.19 – Графические зависимости влияния концентрации сульфата аммония на извлечения меди в продуктивный раствор выщелачивания

Анализируя проведенные исследования сделан вывод, что при введении сульфата аммония в процесс измельчения руды с последующим флотационным обогащением ее до товарного концентрата, возможно повышения извлечения меди, представленной окисленными минералами, в продуктивный раствор, на 40 %, с последующей его переработкой ионообменными методами, и возвратом жидкой фазы в процесс измельчения и флотации.

Дальнейшие опыты проводились с использованием сульфата аммония в количестве 400 кг/т руды (40 % от массы руды).

Результаты опыта по получению черного медного концентрата в открытом цикле флотации с одновременным выщелачиванием окисленной меди сведены в таблицу 4.15. Добавление сульфата аммония в процесс измельчения позволяет извлечь в жидкую фазу до 34,89 % меди, содержащейся в руде в виде окисленных

минералов. Анализ таблицы показал, что при реализации процессов по вышеприведенной схеме могут быть получены: черновой концентрат с содержанием меди 2,60% при извлечении 57,33% и продуктивный раствор с содержанием меди 1,12 г/л при извлечении 34,89%.

На основании того, что пульпа после измельчения смешанной руды в растворе сульфата аммония имеет рН среды около 8, среда выщелачивания благоприятна для использования ксантогената и МИБК, принято решение не использовать в процессе флотации регуляторы среды. Результаты опытов по получению кондиционного медного концентрата в замкнутом цикле флотации без использования регулятора рН-среды приведены в таблице 4.16.

Анализ результатов опыта показывает, что в процессе замкнутого цикла по схеме, приведенной на рисунке 4.20, могут быть получены: кондиционный концентрат с содержанием меди 34,41% при извлечении 47,32% и продуктивный раствор с содержанием меди 0,9 г/л при извлечении 40,02%. Суммарное извлечение меди составит – 87,37 %.

Анализ проведенных опытов позволил сделать вывод, что наилучшие показатели извлечения получены при проведении опыта по схеме с замкнутым циклом, приведенной на рисунке 4.21, поэтому данная технология рекомендована для последующего проведения полупромышленных испытаний.

Для этого исходная смешанная руда месторождения Таскора измельчалась до крупности 87% класса -0,071 мм. Одновременно на операцию измельчения подается сульфат аммония в количестве 40% от исходной массы. В ходе проведения опытно-промышленного эксперимента опытно было переработано 1250 кг руды с исходным содержанием 0,96 % меди. В ходе полупромышленных испытаний получен кондиционный концентрат в количестве 20,5 кг с характеристиками, приведенными в табл.4.18: выход -1,64%; содержание меди - 27,86%, извлечение меди в концентрат - 47,60%, а также продуктивный раствор в количестве 3900 л с характеристиками: концентрация меди – 1,24 г/л при извлечении меди в продуктивный раствор - 40,36%.

Таблица 4.18 - Результаты флотации с выщелачиванием окисленных минералов меди в цикле измельчения на опытно - промышленном участке.

Наименование продукта	Выход, %	Содержание		Извлечение, %	
		Сu, %	Ag, г/г	Сu	Ag
Сu концентрат	1,64	27,86	380	47,60	62,32
Хвосты отвальные	98,36	0,12	3,83	12,04	37,68
Продуктивный раствор, л	3900 л	1,24 г/л	0	40,36	0
Итого	100,0	0,96	10	100,0	100,0

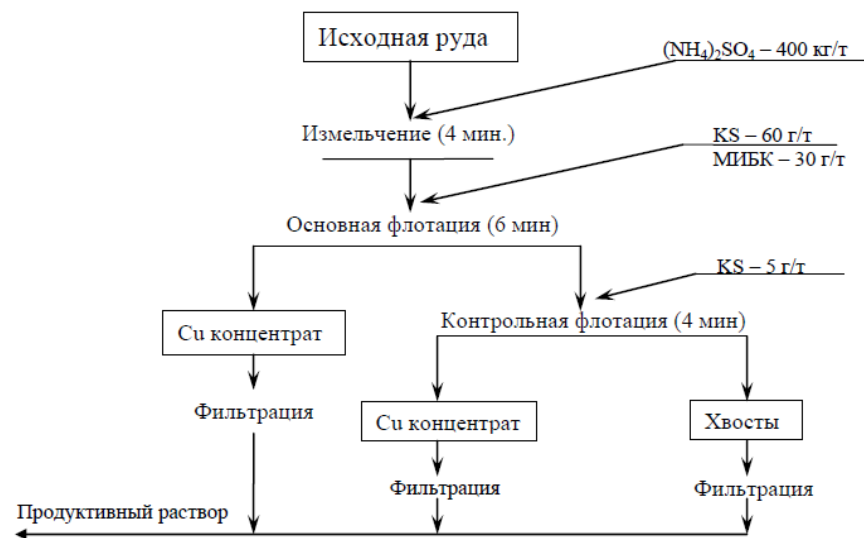


Рисунок 4.20 – Технологическая схема открытого цикла получения кондиционного медного концентрата с применением сульфата аммония в измельчении

Таблица 4.16 – Результаты опытов замкнутого цикла флотации с применением сульфата аммония в измельчении

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %	Извлечение, %
Концентрат основной флотации	15,7	3,03	49,55
Концентрат контрольной флотации	5,45	1,37	7,78
Объединенный концентрат	21,15	2,60	57,33
Хвосты отвальные	78,85	0,26	21,36
Продуктивный раствор	900,0 мл	1,12 г/л	34,89
Руда исходная	100,0	0,96	100,0



Рисунок 4.21 – Технологическая схема замкнутого цикла получения кондиционного медного концентрата с применением сульфата аммония в измельчении

Таблица 4.17 – Результаты опытов замкнутого цикла флотации с применением сульфата аммония в измельчении

Наименование продуктов	Выход	Содержание, %		Извлечение, %	
		Си, %	Ag, г/т	Си, %	Ag, г/т
Концентрат	1,32	34,41	470,1	47,32	62,05
Хвост отв.	98,68	0,12	3,84	12,66	37,95
Прод. раствор	7250 мл	0,9 г/л	-	40,02	0,0
Исходная руда	100,00	0,96	10,0	100	100

Суммарное извлечение меди в продукты переработки составило 87,96 %.

Для выделения меди из слабощелочного аммиачного продуктивного раствора был использован метод сорбции на ионообменных смолах. В качестве сорбента применялся Lewatit® MonoPlusTP 207 - слабокислотный макропористый катионит с хелатными группами иминодиуксусной кислоты, селективный по отношению к ионам меди. Сорбция проводилась на установке из двух последовательно соединенных сорбционных колонн, одна колонна – на насыщение, вторая – на пропуск. Достигнутая емкость ионита по катионам меди составила 36,3 г/л ионита. На сорбционной установке было переработано 3900 л продуктивного раствора.

Так как ионообменная смола является слабокислым катионитом, десорбция проводилась сильноокислыми или сильнощелочными растворами. Для приближения процесса десорбции к условиям промышленного применения, десорбция проводилась сначала раствором серной кислоты с концентрацией 240 г/л для получения 50 л насыщенного электролита, пригодного для электролиза. Затем, после запуска процесса электролиза меди, десорбция проводилась отработанным электролитом с целью его насыщения по ионам меди и последующего возврата в цикл электролиза.

Медный электролит подвергался электролизу в электролизной ванне с целью получения катодной меди. По мере снижения содержания меди отработанный электролит направлялся на стадию десорбции. При этом концентрация ионов меди увеличивалась, а повышенное содержание серной кислоты снижалось до нормативных значений. В результате получена катодная медь, соответствующая по показателям марке М00к по ГОСТ 859-2001.

На основе выполненных лабораторных исследований разработана усовершенствованная комбинированная технология переработки смешанных руд Жезказганского месторождения [125], представленная на рис.4.22. По разработанной технологии на опытно-промышленном участке НИЦИТ ТОО «Каз-ГидроМедь» проведены полупромышленные испытания. Технологическая схема разработанной усовершенствованной комбинированной технологии переработки руды включает следующие основные операции: дробление; измельчение с добавлением сульфата аммония $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$; основную флотацию; две перечистки концентрата основной флотации; контрольную флотацию; сгущение.

ние и фильтрация медного концентрата; сгущение и фильтрация хвостов флотации; сорбцию меди из объединенного фильтрата; водную промывку насыщенного сорбента; десорбцию меди отработанным электролитом; электролитическое осаждение меди из медного электролита [126].

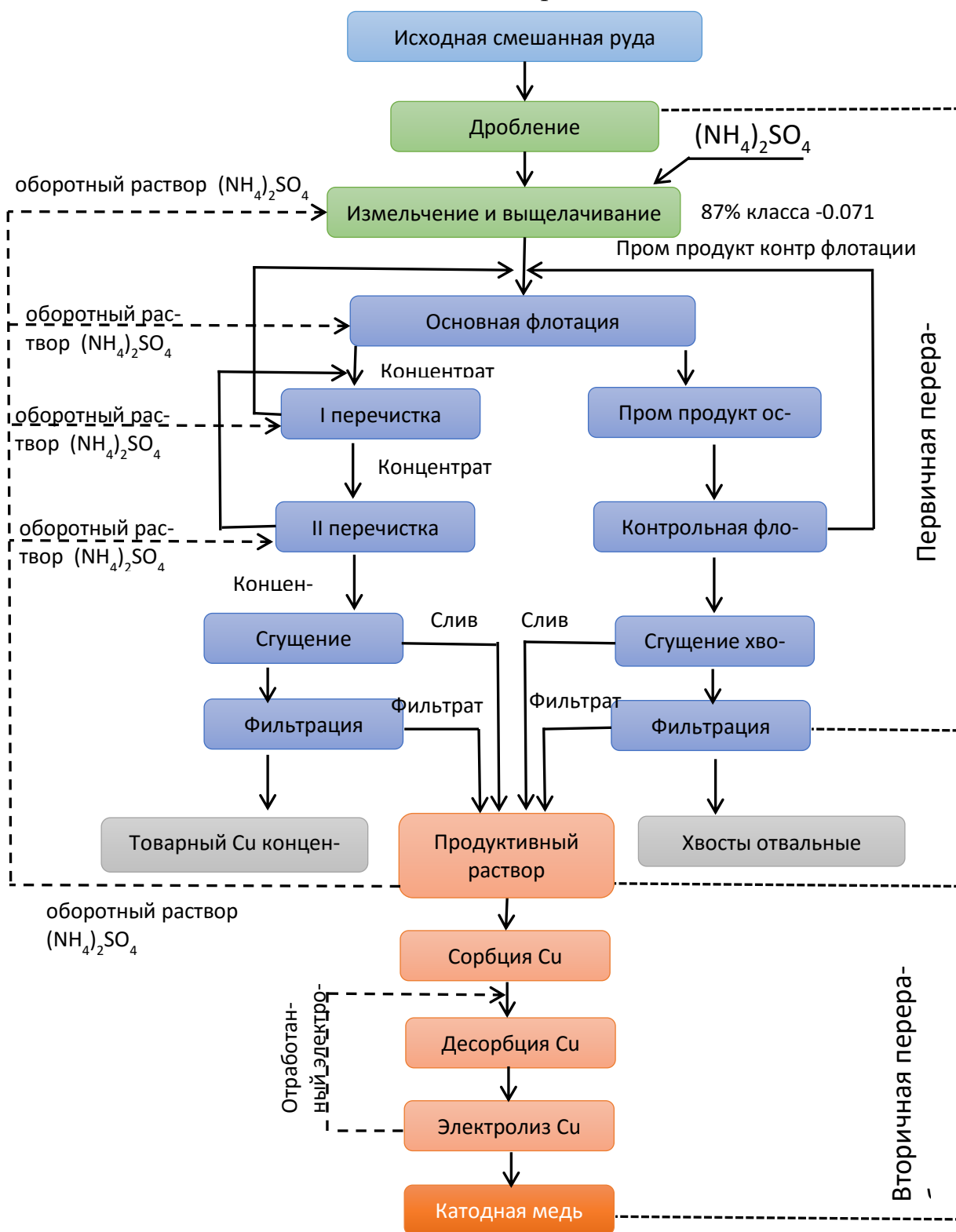


Рисунок 4.22 – Технологическая схема комплексной переработки смешанных руд Жезказганского месторождения

Конечными продуктами этой технологии являются: кондиционный медный концентрат с содержанием меди не менее 29,0 % и медь катодная с чистотой извлечения не менее 99,99%. Суммарное сквозное расчетное извлечение из руды (с учетом переработки медного концентрата на БМЗ): меди в катодную медь – 85,9% с попутным извлечением серебра в гранулы – 57,8%.

Анализ показателей извлечения и качества готового продукта свидетельствуют о достаточно перспективной реализации предлагаемой схемы применительно к переработке смешанных руд. Новизна схемы заключается в том, что выщелачивание окисленных минералов осуществляется в цикле измельчения перед операцией флотации. При реализации предлагаемого технологического решения показатели флотации не ухудшаются. В результате основной эффект роста показателей извлечения состоит в одновременном извлечении меди как из окисленных, так и из сульфидных минералов.

Разработанная флотационно-гидрометаллургическая технология переработки смешанных руд может быть успешно применена ко всем смешанным рудам Жезказганского месторождения в силу схожести их вещественного состава. Поэтому наиболее перспективной для извлечения ценных компонентов из окисленных руд является выщелачивание ценных компонентов с последующим гидрометаллургическим переделом.

4.4. Исследование процессов выщелачивания окисленных руд при комплексном освоении Жезказганского месторождения

Как установлено ранее, количество оставшихся окисленных руд Жезказганского месторождения составляет около 2,0 млн.тонн. Однако, запасы таких руд, ввиду отсутствия эффективной технологии первичной переработки, были отнесены к временно-неактивным. Поэтому в целях полного и комплексного использования минерального сырья и включения окисленных руд в технологический цикл экологически сбалансированного производства, была поставлена задача разработки рентабельной физико-химической технологии переработки окисленных руд с применением современных, доступных и экономичных реагентов.

Как было описано в параграфе 4.2, окисленная руда карьеров Клубный и Больничный относятся к промышленному типу упорных окисленных руд. На стадии изучения вещественного состава было установлено, что содержание меди, пред-

ставленной кислородосодержащими соединениями, составляет 95-98 %, а оставшаяся часть находится в виде первичных и вторичных сульфидов 2-4 %. Характерной особенностью окисленных руд карьеров Больничный и Клубный является повышенное содержание хризоколлы, порядка 19-28 % рудной минерализации, в связи с чем руды отнесены к упорному, труднообогащаемому сырью.

Известные технологии обогащения окисленных и смешанных руд основаны на сульфидизации окисленных минералов меди и флотации их сульфгидрильными собирателями по прямой селективной или коллективно-селективной схемам флотации. Сложность обогащения таких руд обусловлена также непостоянством вещественного состава, различием флотационных свойств минералов, а также наличием кислородосодержащих растворимых форм минералов меди и железа [127].

Этот факт подтвердили проведенные предварительные исследования по флотационному обогащению окисленных руд, в которых извлечение меди в концентрат составило лишь 6,9 %. Также, лабораторные испытания комбинированной флотационно-гидрометаллургической схемы, которая доказала свою эффективность при переработке смешанных руд (см. рис.4.22), показали неудовлетворительные результаты при переработке окисленных руд. В результате флотационного обогащения получили максимальное извлечение меди в концентрат основной флотации 7,85 %, а при выщелачивании хвостов флотации степень извлечения меди в раствор составила 87 %. Поэтому, в связи с низким извлечением меди во флотационный концентрат, было принято решение рассмотреть технологию низкотемпературного выщелачивания пробы окисленных и смешанных руд.

Тесты по сернокислотному выщелачиванию медной окисленной руды проводились на пробах крупностью минус 20 мм и минус 5 мм, гранулометрический состав, содержание и распределение меди по классам крупности которых приведен в таблице 4.19. Как видно из таблицы 4.19, в пробах медной руды карьеров распределение меди и минеральных форм ее нахождения по классам крупности - достаточно равномерное. Содержание окисленных форм меди по всем классам крупности составляет больше 90 %, что подтверждает окисленный тип руды. Всего было проведено шесть чаново-агитационных тестов.

В эксперименте агитационного выщелачивания, измельченная пульпа, крупностью -5 мм и -20 мм, массой 0,8 кг, заливалась сернокислотным раствором, различной концентрации 10, 30, 50 г/дм³ (объем раствора выщелачивания

– 1,6 дм³) и перемешивалась в течение четырех дней в бутылочных агитаторах на двух рольгангах (рисунок 4.23).

Таблица 4.19 – Гранулометрический состав и распределение меди по классам крупности в исходных пробах руды карьеров Больничный и Клубный

Класс крупности	выход, %	Содержание, %					Распределение, %		
		С _и общ.	С _и кисл.раств		С _и цианд.раств		С _и общ	С _и кисл.раств	С _и цианд.раств
			абс.	отн.	абс.	отн.			
минус 20 мм									
+20,0	4,3	1,66	1,597	96,2	0,037	2,2	4,7	4,8	4,4
-20,0+10,0	32,7	1,32	1,272	96,4	0,012	0,9	28,6	29,2	10,8
-10,0+5,0	27,9	1,56	1,476	94,6	0,022	1,4	28,9	28,9	16,9
-5,0+2,0	13,1	1,84	1,723	93,6	0,042	2,3	16,0	15,8	15,2
-2,0+1,0	6,3	1,70	1,550	91,2	0,049	2,9	7,1	6,9	8,5
-1,0+0,63	2,5	1,70	1,560	91,8	0,130	7,6	2,8	2,7	8,9
-0,63+0,315	4,2	1,51	1,395	92,4	0,110	7,3	4,2	4,1	15,0
-0,315+0,160	3,7	1,22	1,160	95,1	0,059	4,8	3,0	3,0	6,0
-0,160+0,071	3,0	1,23	1,110	90,2	0,120	9,8	2,4	2,3	9,9
-0,071	2,3	1,49	1,420	95,3	0,070	4,7	2,3	2,3	4,4
Итого:	100,0	1,51	1,426	94,7	0,036	2,4	100,0	100,0	100,0
минус 5 мм									
+5,0	5,9	1,20	1,121	93,4	0,035	2,9	4,4	4,4	7,5
-5,0+2,0	28,5	1,68	1,592	94,8	0,030	1,8	29,7	29,9	30,9
-2,0+1,0	16,8	1,74	1,644	94,5	0,033	1,9	18,2	18,2	20,1
-1,0+0,63	7,1	1,77	1,652	93,3	0,054	3,1	7,8	7,7	13,9
-0,63+0,315	11,6	1,62	1,544	95,3	0,024	1,5	11,7	11,8	10,1
-0,315+0,160	11,4	1,30	1,231	94,7	0,010	0,8	9,2	9,2	4,1
-0,160+0,071	10,9	1,37	1,297	94,7	0,012	0,9	9,3	9,3	4,7
-0,071	7,8	2,00	1,842	92,1	0,031	1,6	9,7	9,5	8,7
Итого:	100,0	1,61	1,518	94,4	0,028	1,7	100,0	100,0	100,0

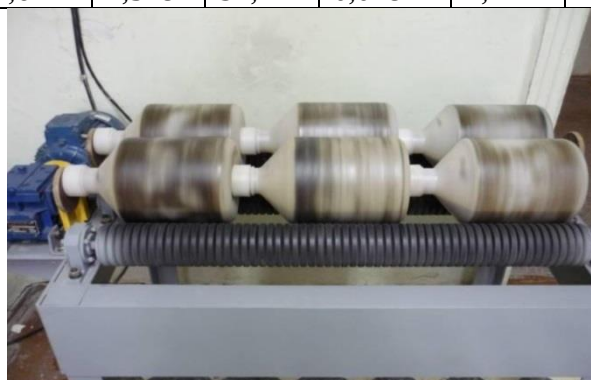


Рисунок 4.23 – Чаново-агитационное выщелачивания окисленной руды

Пробы продуктивных растворов отбирались каждые сутки после начала испытаний. В каждом опыте в течение четырех суток определялось значение рН растворов, которое поддерживались на уровне 1,2-1,5. При рН>1,5, в пульпу добавлялась концентрированная серная кислота, расход которой фикс-

сировался. Для определения содержания меди, железа общего и двухвалентного, рН и окислительно-восстановительного потенциала ежедневно отбирались пробы продуктового раствора объемом 20-30 см³.

После окончания испытаний пульпа фильтровалась. Был измерен итоговый объем растворов, отобраны пробы для определения рН, содержания меди, железа и концентрации серной кислоты. Твердые остатки выщелачивания были промыты водой, высушены и подвергнуты химическому анализу на содержание меди общей, кислоторастворимой и цианидорастворимой, а также железа.

Основные результаты тестов по чаново-агитационному выщелачиванию проб окисленной руды различной крупности приведены в табл.4.20, 4.21 и на рис.4.24, 4.25.

В ходе проведенных лабораторных исследований чаново-агитационного выщелачивания в течение 4 суток при варьировании крупности руды и концентрации серной кислоты установлено (табл.4.20, 4.21), что содержание последней в исходном растворе оказывает большее влияние на процесс выщелачивания меди из руды крупностью минус 20 мм. Увеличение концентрации кислоты в растворе с 10 до 50 г/дм³ приводит к росту извлечения меди на 18-20%.

При этом расход серной кислоты возрастает с 76,32 до 90,77 кг/т руды (удельный расход меди остается на одном уровне и составляет 3,9-6,0 кг/кг извлеченной меди). В случае выщелачивания пробы, крупностью минус 5 мм, извлечение увеличивается на 7-8% (с 83,5 до 91,3% при концентрации кислоты 10 и 50 г/дм³, соответственно). Максимальное извлечение было достигнуто при выщелачивании руды крупностью минус 5 мм раствором с концентрацией серной кислоты 50 г/дм³: 93,79% при расходе серной кислоты на выщелачивание 101,50 кг/т руды или 6,3 кг/кг извлеченной меди.

Проведенные исследования чаново-агитационного выщелачивания позволили установить оптимальный расход 36-60 кг/т и концентрацию растворителя 30 г/дм³, максимально возможное извлечение меди 85-93 % из окисленных руд, определить рациональную крупность выщелачиваемого материала -20 + 5 мм.

Для реализации кучного выщелачивания были проведены комплексные исследования в перколяционных колоннах, которые позволяют определить оптимальную крупность руды для укладки в кучу, оптимальную скорость и режим орошения, максимальное извлечение меди на руде данной крупности, а также уточнить расход серной кислоты на выщелачивание.

Таблица 4.20– Обобщенные результаты сернокислотного выщелачивания пробы окисленной руды карьеров Клубный и Больничный крупностью – 5 мм при воздействии кислоты концентрации 10г/дм³,30г/дм³, 50 г/дм³

Исходные параметры	Про- дол- жи- тель- ность, ч	pH	Сu, г/дм ³	Расход H ₂ SO ₄	Из- вле- чение Cu, %	Химический состав продуктивного рас- твора
опыт 1 – концентрация серной кислоты 10 г/дм ³						
масса руды- 0,8 кг объем воды 1594 см ³ объем H ₂ SO ₄ - 6 см ³ масса H ₂ SO ₄ – 9,74 г	4	5,32	0,71	12,18	8,77	Cu – 5,56 г/дм ³
	8	4,99	1,28	21,31	15,97	Fe ²⁺ - 0,01 г/дм ³
	24	5,37	2,26	45,68	16,11	Fe ³⁺ - 0,20 г/дм ³
	48	4,03	3,30	64,96	41,59	H ₂ SO ₄ – 0,71 г/дм ³
	72	1,74	4,06	83,24	51,74	Объем раствора – 1,60 дм ³
опыт 2 – концентрация серной кислоты 30 г/дм ³						
масса руды- 0,8 кг объем воды 1582 см ³ объем H ₂ SO ₄ - 18 см ³ масса H ₂ SO ₄ – 29,23г	4	1,07	6,80	36,54	83,95	Cu – 6,44 г/дм ³
	8	1,32	7,70	36,54	92,93	Fe ²⁺ - 0,01 г/дм ³
	24	4,17	6,60	56,84	84,48	Fe ³⁺ - 0,43 г/дм ³
	48	2,67	6,91	72,06	89,84	H ₂ SO ₄ – 1,87 г/дм ³
	72	1,45	6,00	80,19	80,20	Объем раствора – 1,28 дм ³
опыт 3 – концентрация серной кислоты 50 г/дм ³						
масса руды- 0,8 кг объем воды 1550 см ³ объем H ₂ SO ₄ - 50 см ³ масса H ₂ SO ₄ – 81,2 г	4	0,50	7,20	101,50	88,89	Cu – 5,45 г/дм ³
	8	0,62	7,30	101,50	91,79	Fe ²⁺ - 0,05 г/дм ³
	24	0,96	7,20	101,50	92,25	Fe ³⁺ - 0,77 г/дм ³
	48	1,60	7,19	102,31	93,79	H ₂ SO ₄ – 1,79 г/дм ³
	72	1,57	6,03	109,41	80,85	Объем раствора – 1,60 дм ³

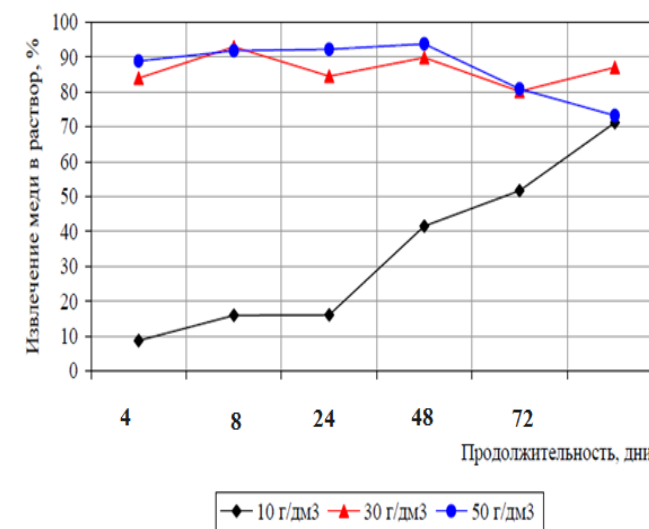


Рисунок 4.24 – Динамика чаново-агитационного выщелачивания руды карьеров Больничный и Клубный крупностью минус 5 мм серной кислотой различной концентрацией 10 г/дм³,30 г/дм³,50 г/дм³

Таблица 4.21 – Обобщенные результаты сернокислотного выщелачивания пробы окисленной руды карьеров Клубный и Больничный крупностью – 20 мм при воздействии кислоты концентрации 10г/дм³, 30г/дм³, 50 г/дм³

Исходные параметры	Про- дол- жи- тель- ность	pH	Сu, г/дм ³	Расход H ₂ SO ₄	Из- вле- чение Cu, %	Химический состав продуктивного рас- твора
опыт 1 – концентрация серной кислоты 10 г/дм ³						
масса руды- 0,8 кг объем воды 1594 см ³ объем H ₂ SO ₄ - 6 см ³ масса H ₂ SO ₄ – 9,74 г	4	5,35	0,70	12,18	8,64	Cu – 4,45г/дм ³
	8	4,87	1,20	21,31	14,95	Fe ²⁺ - 0,01 г/дм ³
	24	4,12	1,08	45,68	13,79	Fe ³⁺ - 0,17г/дм ³
	48	3,32	3,15	60,29	39,60	H ₂ SO ₄ – 0,89г/дм ³
	72	1,67	3,55	72,76	45,27	Объем раствора – 1,45дм ³
опыт 2 – концентрация серной кислоты 30 г/дм ³						
масса руды- 0,8 кг объем воды 1582 см ³ объем H ₂ SO ₄ - 18 см ³ масса H ₂ SO ₄ – 29,23г	4	0,87	6,80	36,54	83,95	Cu – 6,73г/дм ³
	8	1,00	6,80	36,54	85,52	Fe ²⁺ - 0,01 г/дм ³
	24	3,67	6,20	52,98	79,95	Fe ³⁺ - 0,17г/дм ³
	48	2,72	7,14	68,60	92,99	H ₂ SO ₄ – 0,54г/дм ³
	72	1,89	6,35	81,80	84,62	Объем раствора – 1,43дм ³
опыт 3 – концентрация серной кислоты 50 г/дм ³						
масса руды- 0,8 кг объем воды 1550 см ³ объем H ₂ SO ₄ - 50 см ³ масса H ₂ SO ₄ – 81,2	4	0,32	5,20	101,50	64,20	Cu – 5,59г/дм ³
	8	0,40	5,30	101,50	66,64	Fe ²⁺ - 0,001г/дм ³
	24	0,57	7,50	101,50	85,23	Fe ³⁺ - 1,23г/дм ³
	48	1,04	6,02	101,50	78,69	H ₂ SO ₄ – 5,8г/дм ³
	72	1,12	5,46	101,50	72,94	Объем раствора – 1,48дм ³

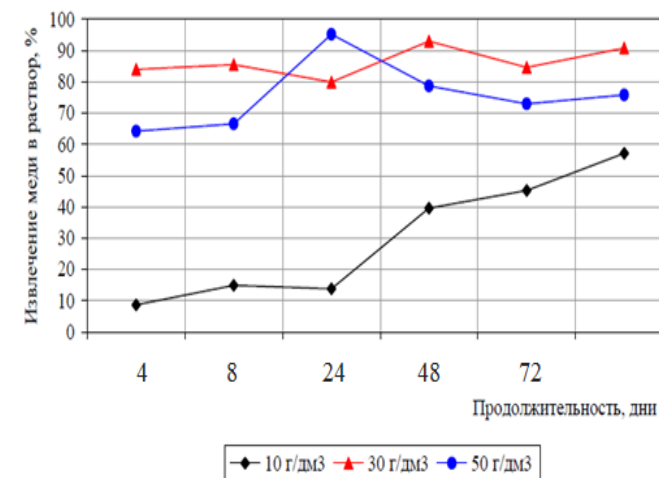


Рисунок 4.25 – Динамика чаново-агитационного выщелачивания руды карьеров Больничный и Клубный крупностью минус 20 мм серной кислотой различной концентрацией 10 г/дм³, 30 г/дм³, 50 г/дм³

Перед запуском тестов по выщелачиванию в перколяционных колоннах были проведены исследования по изучению возможности интенсификации процесса выщелачивания путем предварительной кислотной агломерации руды.

В связи с высоким содержанием в руде мелких классов (больше 35 % класса -5 мм), лабораторные опыты по предварительной кислотной агломерации руды проводились на материале крупностью минус 20 мм. Эксперименты с целью определения оптимальных параметров ведения процесса, проводились на навеске руды 5 кг в грануляторе барабанного типа (рисунок 4.26).

Согласно результатам лабораторных тестов, расход кислоты, подаваемой на агломерацию, составил 30 кг/т руды (50 % от ожидаемого ее расхода). Время агломерации составляло 20 мин. Влажность – 4-7 %. В качестве оптимальной влажности, обеспечивающей получение гранул хорошего качества, была установлена влажность 6% (рис. 4.27).



Рисунок 4.26 – Гранулятор барабанного типа



Рисунок 4.27 – Руда крупностью минус 20 мм после предварительной кислотной агломерации, загруженная на выщелачивание в лабораторную колонну

Исследования по наработке агломерированного материала для загрузки в колонну проводились на навеске руды 13 кг при влажности 6%. Агломерированная руда после загрузки в колонны была выдержана в течение 48 часов до начала орошения. Гранулометрический состав проб руды крупностью -20мм приведен в табл.4.19 (см. выше), для крупности минус 10 мм и агломерированной руды крупностью -20 мм для загрузки в колонны – в табл.4.22.

Анализ данных таблицы свидетельствует, что в дробленной руде класса – 10 мм средний медианный размер куска составляет 8 мм, а для агломерирован-

ной руды – 13 мм. Содержание в пробе мелких классов, влияние которых негативно сказывается на фильтрационных характеристиках, – незначительное: для руды минус 10 мм составляет 17-20 %, для агломерата – 1-5 %.

Таблица 4.22 – Результаты гранулометрического анализа дробленной руды класса – 10 мм и агломерированной руды класса – 20 мм

Класс крупности, мм	Выход, %	Класс крупности, мм	Выход, %
минус 10		агломерированная руда – 20 мм	
+10	4,9	+20	9,0
-10+5	50,6	-20+10	51,2
-5+2	24,1	-10+5	33,5
-2+1,25	3,6	-5+2	5,3
-1,25+0,63	5,9	-2	1,0
-0,63+0,315	4,5	Итого:	100
-0,315+0,160	3,0		
-0,160+0,071	1,8		
-0,071	1,6		
Итого:	100,0		

Испытания технологии перколяционного выщелачивания проводились в лабораторных колоннах диаметром 195 мм и высотой 1,78 м. Руда загружалась на перфорированное ложное днище. Подача раствора осуществлялась с помощью перистальтических дозирующих насосов марки «ЛАБ-НП-1-20М» (Россия) и Masterflex L/S (США), обеспечивающих необходимую скорость орошения массива ($6 \text{ дм}^3/\text{м}^2 \cdot \text{час}$). Высота слоя руды во всех колоннах была одинакова и составила 1,70 м. Основные условия экспериментов приведены в таблице 4.23.

Таблица 4.23 – Технологические свойства руды и агломерата при выщелачивании

Проба	Масса руды, кг	Влагодоступность руды, %	Удельный вес руды, г/см ³	Пористость слоя, %	Крупность руды	Средний диаметр куска, мм	Скорость орошения, $\text{дм}^3/\text{м}^2 \cdot \text{час}$
-20 мм	89,00	8,37	2,6919	34,84	95,7 % кл.-20 мм	12,63	6
-10 мм	96,56	8,38	2,6919	29,31	95,1 % кл.-10 мм	5,52	6
Агломерат	78,62	11,64	2,6919	42,44	91,0% кл. – 20 мм	12,63	6

Орошение выщелачивающим раствором было начато сразу после загрузки руды в колонны. С учетом накопленного опыта в области выщелачивания окисленных медных руд в колоннах, а также результатов тестов по выщелачиванию в бутылочных агитаторах, на орошение в начальный период испытаний (в течение 40 суток для руды крупностью минус 20 мм и 28 суток для руды крупностью минус 10 мм) подавался раствор с концентрацией серной

кислоты 40 г/дм³. В дальнейшем кислотность растворов снижали и поддерживали на уровне 30 г/дм³, далее – 20 г/дм³, затем 10 г/дм³, и в завершающей стадии выщелачивания – 6 г/дм³ серной кислоты. На протяжении всего периода испытаний по выщелачиванию агломерата в лабораторных колонных на орошение подавался раствор с концентрацией серной кислоты 10 г/дм³.

Испытания по выщелачиванию в лабораторных колоннах проводились в открытом цикле. Полученный за сутки в каждой из колонн продуктивный раствор направлялся на химический анализ на содержание меди, железа общего и двухвалентного, свободной серной кислоты; замерялся его объем, значение pH и окислительно-восстановительный потенциал, и далее – выводился из процесса (растворы со всех четырех колонн объединялись и направлялись в сборную емкость). На выщелачивание подавался свежеприготовленный раствор серной кислоты необходимой концентрации. Испытания по выщелачиванию проб руды карьеров Больничный и Клубный были завершены 22 сентября 2011 г (общая продолжительность эксперимента составила 75 суток).

После завершения подачи растворов на орошение, руда была осушена в течение 3 дней. После этого руду промывали водой при скорости орошения 20 дм³/(м²·час), и, далее – сушили, также в течение 3 дней. После завершения промывки были проведены тесты на проницаемость для определения критической степени промывки.

Тесты на проницаемость включали следующие операции: промывка водой была начата при скорости 100 дм³/(м²·час), затем интенсивность подачи воды в колонну была последовательно увеличена до 200, 300 дм³/(м²·час) при продолжительности подачи 30 минут. Для пробы руды крупностью минус 20 мм критическая степень промывки (скорость, при которой происходит затопление материала в колонне) была достигнута при скорости подачи воды 13500 дм³/(м²·час), для руды данной крупности, предварительно агломерированной с серной кислотой, – 13900 дм³/(м²·час). Для пробы крупностью минус 10 мм критическая скорость промывки была достигнута при скорости подачи воды 11900 дм³/(м²·час), что свидетельствует о хорошей проницаемости и является благоприятным фактором для переработки окисленных руд карьеров Клубный и Больничный способом кучного выщелачивания. Остатки руды после выщелачивания после разгрузки всех колонн были высушены и подвергнуты грохочению на те же классы, что и исходные пробы. Гранулометрический состав

руды крупностью минус 10 и минус 20, а также агломерата карьеров Больничный и Клубный после выщелачивания представлены в табл.4.24. Изменение гранулометрического состава проб в процессе выщелачивания проиллюстрировано рис.4.28.

Таблица 4.24 – Гранулометрический состав руды карьеров Больничный и Клубный крупностью минус 20, минус 10 мм и агломерированной крупностью минус 20, после выщелачивания в лабораторной колонне

Класс крупности, мм	Выход, %	Класс крупности, мм	Выход, %	Класс крупности, мм	Выход, %
минус 20		минус 10		агломерированная руда – 20 мм	
+20,0	6,1	+10	6,1	+20	5,2
-20,0+10,0	25,0	-10+5	49,6	-20+10	26,0
-10,0+5,0	33,7	-5+2	21,9	-10+5	29,9
-5,0+2,0	20,2	-2+1,25	4,6	-5+2	18,0
-2,0+1,0	1,5	-1,25+0,63	4,1	-2	20,9
-1,0+0,63	0,8	-0,63+0,315	3,9	Итого:	100
-0,63+0,315	5,0	-0,315+0,160	3,8		
-0,315+0,160	4,9	-0,160+0,071	2,8		
-0,160+0,074	1,1	-0,071	3,2		
-0,074	1,7	Итого:	100,0		
Итого:	100,0				

Результаты расширенного химического анализа объединенного продуктивного раствора выщелачивания окисленной медной руды карьеров Больничный и Клубный в лабораторных колоннах, отобранного после остановки орошения, приведены в таблице 4.25

Анализ приведенных на рисунке данных свидетельствует, что в процессе выщелачивания гранулометрический состав руды вплоть до крупности минус 10 мм меняется незначительно: выход мелких классов на 1-3% увеличивается при одновременном снижении выхода крупных классов. Пробы агломерата подверглись большему разрушению, чем дробленая руда, что видно по высокому приросту мелких классов крупности до 38 %.

Результаты расширенного химического анализа объединенного продуктивного раствора выщелачивания окисленной медной руды различной крупности карьеров Больничный и Клубный в лабораторных колоннах и агломерированной руды показывают, что содержание меди по окончании эксперимента снизилось до 0,43 г/дм³ для руды и до 0,64 г/дм³ для агломерата. Низкое содержание примесей, таких как Fe - 0,35-0,86%, Ca - 0,32-0,39%, Al – 0,099-0,18% , Zn – 0,0023-0,0046 %, As– 0,010-0,045 % в продуктивных растворах не будет отрицательно влиять на последующую гидрометаллургическую переработку.

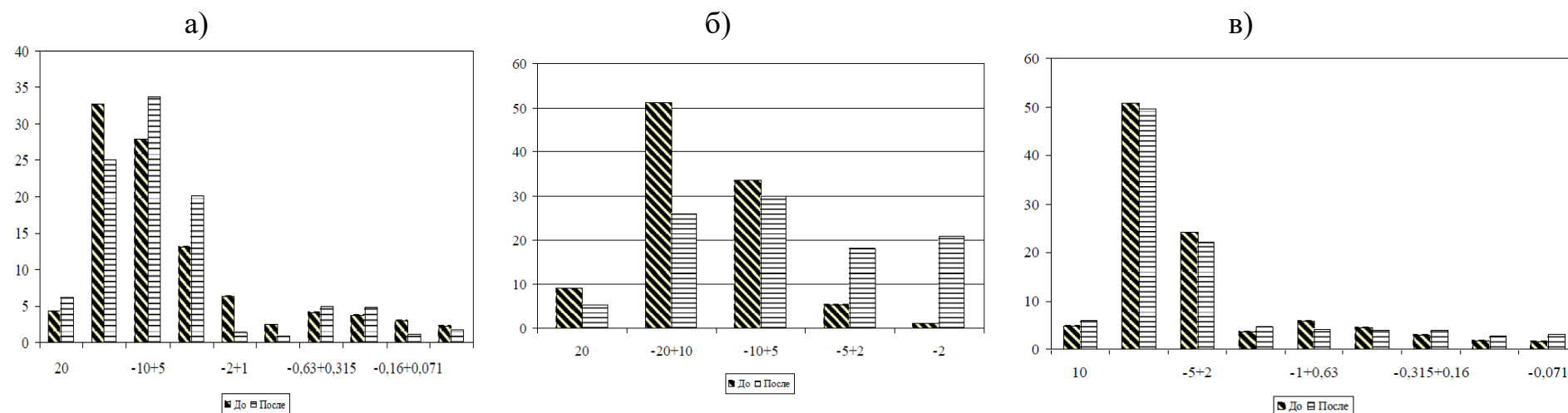


Рисунок 4.28 – Изменение гранулометрического состава проб в процессе перколяционного выщелачивания руды карьеров Больничный и Клубный крупностью: минус 20 мм (а), минус 10 мм (б), агломерата(в)

Таблица 4.25– Результаты расширенного химического анализа объединенного продуктивного раствора выщелачивания медной руды различной крупности карьеров Больничный и Клубный в лабораторных колоннах и агломерированной руды

Раствор выщелачивания	Содержание, г/дм ³												
	Cu	Fe	Mg	Ca	Al	Mn	Zn	Na	K	Sn	Si	As	Sb
руда	0,43	0,35	0,076	0,39	0,099	0,01	0,0023	0,016	<0,01	<0,001	0,13	0,010	<0,001
агломерат	0,64	0,86	0,14	0,32	0,18	0,02	0,0046	0,015	0,011	<0,001	0,17	0,045	<0,001

Основные результаты проведенных испытаний в течение 75 суток по выщелачиванию медной руды карьеров Больничный и Клубный крупностью минус 20, 10 и агломерат минус 20 мм в лабораторных перколяционных колоннах приведены на рис.4.28, 4.29. В таблице 4.26 приведены основные показатели, полученные в результате проведения испытаний по выщелачиванию медной руды карьеров Больничный и Клубный различной крупности в лабораторных перколяционных колоннах. Следует отметить, что приведенные на рисунках значения степени извлечения меди в раствор рассчитаны по результатам текущих анализов растворов выщелачивания.

Как видно из данных, приведенных на рисунке 4.28 в течение первого месяца выщелачивание меди из неагломерированной руды протекало наиболее интенсивно, и в раствор перешло 53-58% меди в зависимости от крупности руды, ежесуточный прирост составлял 2-3%. В дальнейшем скорость выщелачивания заметно упала и за последующие 20-25 суток ежесуточный прирост извлечения меди снизился до 0,3%.

На заключительном этапе выщелачивания ежесуточный прирост извлечения не превышал 0,1-0,3%. Процесс выщелачивания меди из агломерированной руды характеризуется более коротким периодом наибольшей интенсивности: до 30% меди было извлечено за первую неделю выщелачивания (ежесуточный прирост составлял 3,7-10,8%). В дальнейшем скорость выщелачивания снизилась: ежесуточный прирост составил 0,5-1,8%. Максимальная степень извлечения меди в раствор при выщелачивании в лабораторных колоннах была достигнута на пробе агломерированной руды крупностью минус 20 мм: 87,9% при расходе кислоты 82,0 кг/т руды или 6,1 кг/кг извлеченной меди. Разница в степени извлечения меди в раствор в процессе выщелачивания между пробами руды крупностью минус 10 мм и минус 20 мм составила 3,3%, при расходе кислоты 1,9 кг/т руды. С учетом ежесуточного прироста по извлечению меди в раствор 0,4-0,6% можно ожидать, что при дополнительном выщелачивании в течение двух недель степень извлечения меди составит не менее 90%.

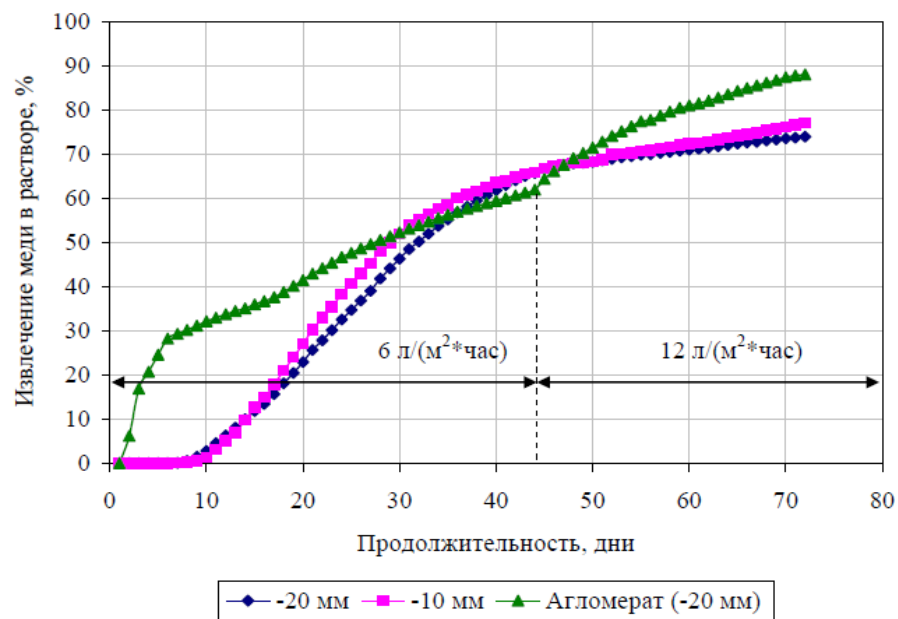


Рисунок 4.28 – Зависимость степени извлечения меди в раствор выщелачивания руды различной крупности и агломерированной руды карьеров Больничный и Клубный от продолжительности (по результатам текущих анализов)

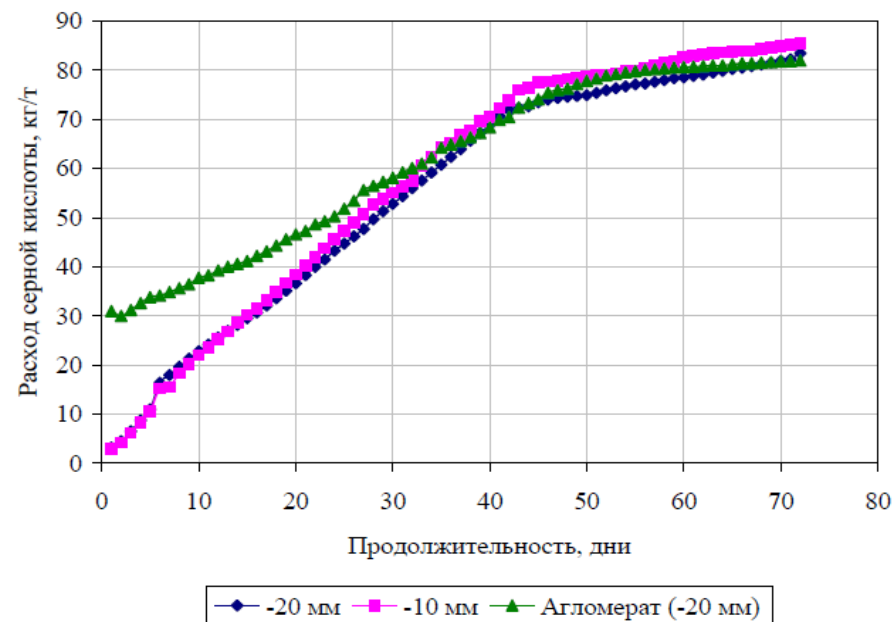


Рисунок 4.29 – Зависимость расхода серной кислоты на выщелачивание руды различной крупности и агломерированной руды карьеров Больничный и Клубный (по результатам текущих анализов)

Таблица 4.26 – Основные показатели выщелачивания руды карьеров Больничный и Клубный различной крупности в лабораторных перколяционных колоннах при продолжительности выщелачивания 75 суток.

Крупность руды	Скорость орошения, дм ³ /(м ² ·час)	Содержание меди в исходной пробе, %		Содержание меди в кеке, %	Выход кека, %	Извлечение меди (по расчетному исходному содержанию), %	Расход кислоты	
		хим. анализ	расчетное (раствор+кек)				кг/т руды	кг/кг*меди
-20 мм	6,0	1,52	1,52	0,41	96,7	73,9	83,5	7,4
-10 мм	6,0	1,53	1,52	0,36	96,3	77,2	85,4	7,3
агломерат	6,0	1,52	1,52	0,19	96,9	87,9**	82,0	6,1

Примечание: * – с учетом регенерации серной кислоты в процессе экстракции меди из продуктового раствора ** - в связи со сроками испытаний, выщелачивание не закончено (прирост составляет 0,4-0,6%)

В результате проведенных исследований рекомендована технологическая схема переработки окисленных руд кучным выщелачиванием (рис.4.30): дробление, грохочение до крупности -20+5 мм, затем окомкование в барабанных окомкователях.

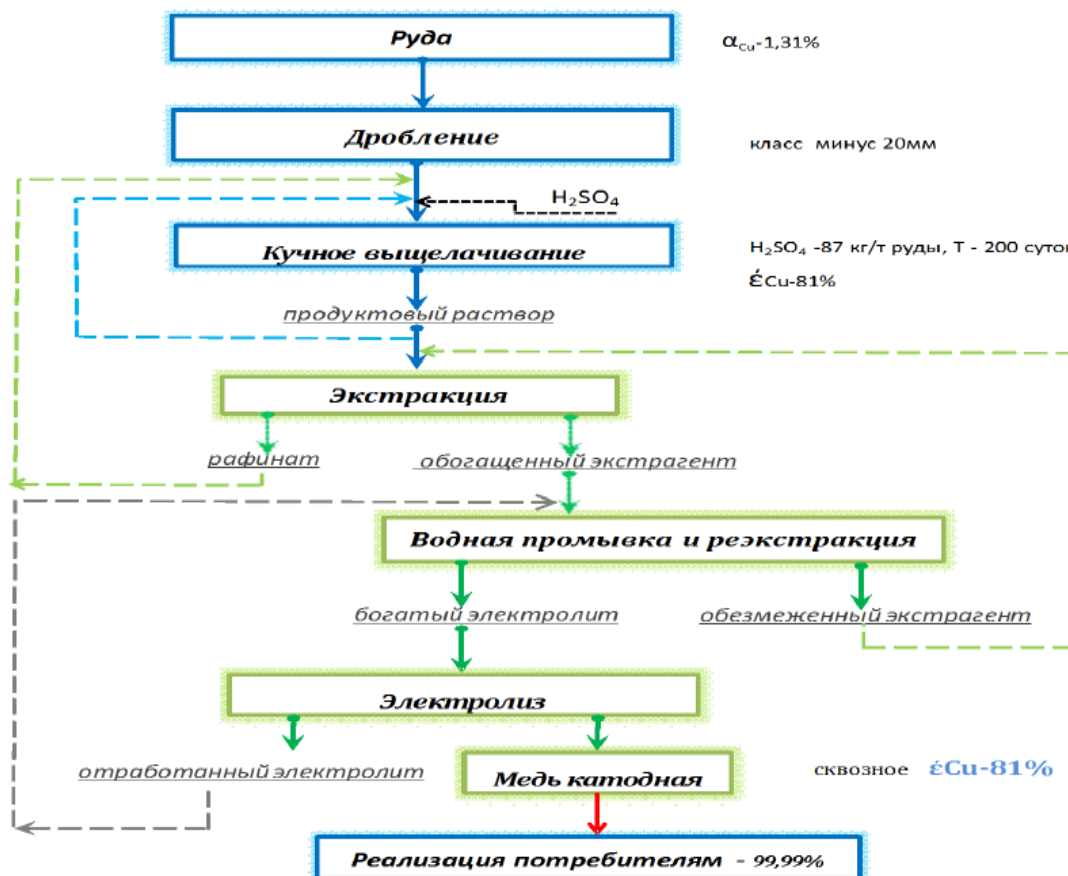


Рисунок 4.30 – Технологическая схема комплексной переработки окисленных руд Жезказганского месторождения

После тщательной подготовки сырья складирование в кучу штабелеукладчиками и кучное выщелачивание при среднем расходе кислоты 60-80 кг/т. Вторичная переработка предусматривает двухстадийную экстракцию раствора выщелачивания с возвратом рафината на последующие операции выщелачивания, резэкстракцию обогащенной органической фазы и электролитическое осаждение меди из медного электролита. Завершающим этапом является очистка и утилизация избытка рафината.

Таким образом, предлагаемая технологическая схема комплексной переработки окисленных руд Жезказганского месторождения позволит вовлечь их в эффективную эксплуатацию с получением готового конечного продукта со сквозным извлечением 81 % и содержанием катодной меди 99,99 %.

Помимо окисленных и смешанных руд, на предприятиях Жезказганского региона в недрах имеется большое количество забалансовых сульфидных руд, переработка которых позволит расширить минерально-сырьевую базу Жезказганского горно-металлургического комплекса.

4.5. Результаты исследований процессов переработки бедных сульфидных руд комбинированными технологиями

Учитывая мировой практический опыт извлечения меди из бедных сульфидных руд, промпродуктов и концентратов, основное внимание при поиске рентабельной технологии переработке сульфидных руд Жезказганского месторождения было уделено технологическим схемам, основанным на применении различных методов выщелачивания и гидрометаллургической переработки. Данные методы позволяют вовлекать в переработку бедные, забалансовые руды с низким содержанием ценных компонентов при относительно малых эксплуатационных и капитальных затратах.

Анализ мирового опыта по переработке бедных сульфидных руд позволил сделать вывод, что наиболее перспективной является комбинированная флотационно-гидрометаллургическая технология, включающая флотационное обогащение руды и последующее выщелачивание чернового концентрата. Низкие требования к качеству концентрата позволили снизить затраты на флотацию руды при относительно небольшом выходе чернового концентрата 5-8 % и при высоких показателях извлечения меди. В дальнейшем черновой направляется на низкотемпературный обжиг, после чего на выщелачивание и гидрометаллургическую переработку. Первичная переработка методом флотации позволяет сократить объем гидрометаллургической переработки и снизить затраты на получение товарной меди высокого качества. Определяющими факторами эффективности разработанных технологий являются максимально возможное извлечение меди в раствор при наименьшей продолжительности выщелачивания.

Поэтому с целью вовлечения бедных сульфидных руд Жезказганского месторождения в промышленную эксплуатацию были проведены лабораторные и полупромышленные испытания на пробе руды в количестве 12 700 кг с содержанием меди 0,51%. Полный химический и фазовый состав забалансовой руды приведен в таблицах 4.27 и 4.28.

Таблица 4.27 – Химический состав технологической пробы бедных сульфидных руд

Компонент	Содержание, %	Компонент	Содержание, %
Медь	0,51	Железо	2,89
Свинец	0,079	Серебро, г/т	11,18
Молибден, г/т	3	Сера	0,434
Кадмий	<0,002	Al ₂ O ₃	10,95
SiO ₂	65,04	Стронций, г/т	125
Кальций	3,21	Марганец	0,124
Титан	0,267	Мышьяк	0,002
Хром	0,012	Кобальт	0,001
Барий	0,050	Цинк	0,058
Калий	1,2	Натрий	2,3

Таблица 4.28 – Фазовый анализ технологической пробы бедных сульфидных руд

Типы соединений	Содержание, %	
	абс.	отн.
Первичные сульфиды меди	0,075	14,71
Вторичные сульфиды меди	0,39	76,47
Кислородосодержащие соединения	0,045	8,82
Сумма	0,51	100,00

Анализ данных фазового состава показал, что медьсодержащие минералы представлены большей частью вторичными (76,5%) и первичными сульфидами (14,7%). Кислородосодержащих соединений в пробе имеется незначительное количество. Результаты полного химического анализа свидетельствуют о низком содержании ценных компонентов в руде (меди – 0,51%, серебра – 11,18 г/т). Однако, для флотационно-гидрометаллургической технологии переработки эти показатели являются вполне приемлемыми для получения высоких показателей извлечения ценных компонентов.

Для получения чернового концентрата было проведено флотационное обогащение. Для технологических испытаний забалансовую сульфидную медную руду предварительно подвергли трёхстадийному дроблению в открытом цикле до крупности материала 0- 8 мм. Исходный материал усреднён методом переброски с кольца на конус три раза для опытно-промышленных испытаний, отобрана технологическая проба массой 12700 кг. Схема подготовки пробы к технологическим испытаниям представлена на рисунке 4.31.

Полупромышленные испытания флотационного обогащения проводились на полупромышленной Исходная проба й: двумя шаровыми мельницами МШР 900 × 900 для измельчения руды; двумя гидроциклонами; двумя сгустителями; четырьмя флотационными камерами непрерывной работы 200

л – ФМ-02; насосными установками, питателями реагентов, сборником для хвостов и дренажных вод.

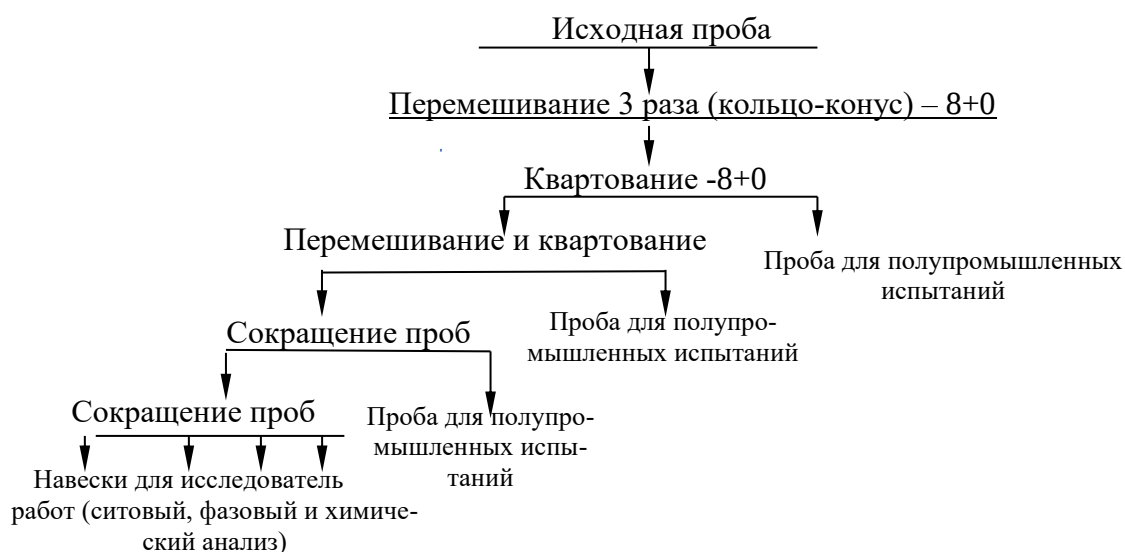


Рисунок 4.31 – Схема подготовки пробы к технологическим испытаниям

Для эффективного протекания первичной переработки использовали стандартные реагенты, которые применяются при флотации сульфидных руд: собиратель ксантогенат, негашеная известь, пенообразователь МИБК. Ксантогенат, являющийся основным реагентом-собирателем для флотации сульфидных минералов, при расходе 80 г/т добавляли в основную флотацию и 5 г/т в контрольную флотацию. В качестве регулятора рН среды применялась негашеная известь в количестве 2 кг/т. Вспениватель МИБК добавлялся в основную флотацию. Перечень и расход реагентов в ходе проведения полупромышленных испытаний методом флотации приведен в таблице 4.29.

Таблица 4.29 – Реагентный режим для испытаний по флотации бедных сульфидных руд

Наименование операции	Назначение реагента	Наименование реагента	Расход реагента
На II стадию измельчения	Регулятор среды	Известь пушонка	2 кг/т
Основная флотация	Собиратель	Ксантогенат	80 г/т
Основная флотация	Вспениватель	МИБК	40 г/т
Контрольная флотация	Собиратель	Ксантогенат	5 г/т

Технологическая схема включала в себя: классификацию песков гидроциклонов, направляемых на измельчение, а слив гидроциклона крупностью 87% класса –0,071мм - на основную флотацию. Пенный продукт снимался и поступал в приемный чан, а камерный продукт отправлялся на контрольную флотацию. После контрольной флотации пенный продукт снова направлялся в голову основной флотации, камерный продукт собирался отдельно. Схема

флотации на полупромышленной установке по предложенной схеме показана на рис.4.32.

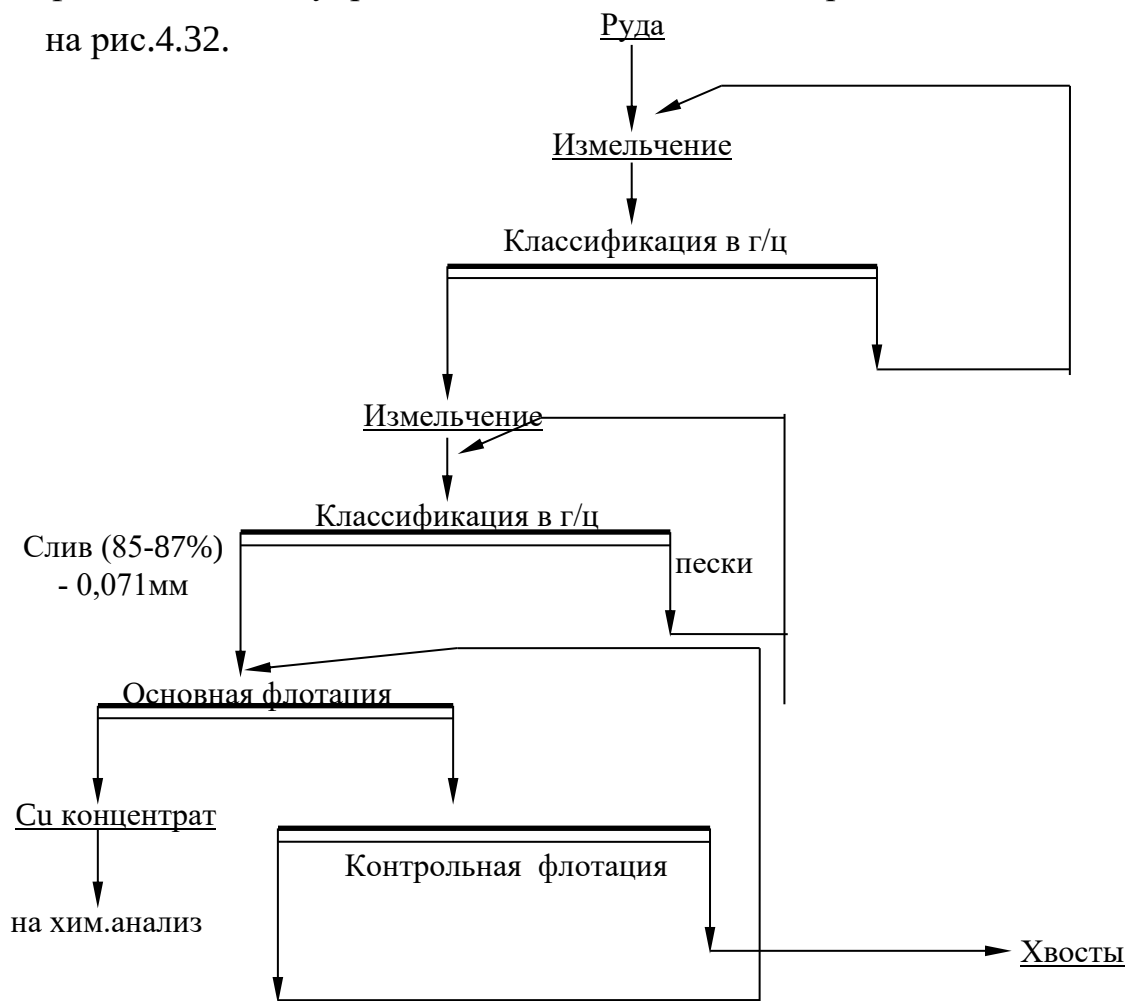


Рисунок 4.32 – Схема проведения опытно-промышленных испытаний

В общей сложности в ходе опытно-промышленных испытаний для получения чернового концентрата было переработано 12 700 кг руды с исходным содержанием 0,51% меди. Выход медного чернового концентрата составил 1 279 кг, или 10,07% от исходной массы руды. Результаты проведенной флотации для получения чернового концентрата приведены в таблице 4.30.

Для осуществления выщелачивания сульфидного медьсодержащего сырья требуются подготовительные химические превращения, позволяющие перевести нерастворимые сульфиды меди в растворимые химические соединения.

Таблица 4.30 - Результаты флотации бедной сульфидной руды для получения чернового концентрата

№	Наименование продукта	Выход, %	Содержание		Извлечение	
			Си, %	Ag, г/т	Си, %	Ag, %
1	Концентрат флотации	10,07	4,73	100	93,4	90,1
2	Хвосты флотации	89,93	0,037	1,23	6,6	9,9
	Итого	100,0	0,51	11,18	100,0	100,0

Содержание основных компонентов в полученном черновом концентрате приведено в таблице 4.31 [128].

Таблица 4.31 – Содержания основных компонентов, в черновом концентрате полученном после флотационной переработки бедной сульфидной руды

Компонент	Содержание, %	Компонент	Содержание, %
Медь	4,73	Железо	4,6
Свинец	0,5	Серебро, г/т	100
Рений, г/т	4,9	Сера	6,7
Никель	0,00045	Al ₂ O ₃	10,3
SiO ₂	60	MgO	0,6
CaO	5,1	Марганец	0,124
TiO ₂	0,7	Мышьяк	<0,001
Хром	0,022	Кобальт	0,00095
Барий	0,08	Цинк	0,4
K ₂ O	1,9	Na ₂ O	2,3

Подготовка сульфидного медьсодержащего сырья к выщелачиванию может осуществляться термическим способом (обжиг, спекание), предварительно перед процессом выщелачивания. Известно, что для извлечения меди и серебра из малосернистого сырья, каким является черновой концентрат, полученный из бедных сульфидных руд Жезказганского месторождения, наиболее эффективным методом активизации является хлорирующий обжиг [129]. Хлорирование осуществляется за счет добавляемой к обжигаемому материалу поваренной соли или другого содержащего хлор реагента, например, сильвинита – природной смеси хлорида калия и натрия [130]. В работе [131] рассмотрен механизм реакций, сопровождающих низкотемпературный обжиг сульфидного медного концентрата с хлоридами калия.

В рамках диссертационного исследования были проведены исследования по предварительной оптимизации параметров технологии хлорирующего обжига для переработки концентрата, получаемого после первоначальной переработки первичных руд путем шихтования чернового концентрата с хлоридом натрия в количестве 10 % от массы концентрата, с последующей грануляцией моношихты и хлорирующим обжигом полученных гранул в шахтной печи [132].

Шихта подвергалась окомкованию на укрупнено-лабораторном грануляторе с диаметром чаши 1,2 м, высота борта 15 см при скорости вращения 20

об/мин с подачей связующего разбрызгиванием. Лабораторными исследованиями установлено, что в качестве связующего наиболее эффективно использовать раствор хлорида натрия в количестве 3% (в пересчете на 100% хлорид натрия) от массы концентрата. Оптимальный размер гранул +5-10 мм. Фракции гранул необходимого размера отсеивались на ситах. Максимальная относительная убыль массы гранул (W_{105}) диаметром +5-10 мм в процессе их сушки при температуре 105⁰С, проводимой до прекращения изменения массы гранул, составляет 8 %. Насыпная масса влажных гранул составила 1,135 г/см³. Принципиальная технологическая схема получения окатышей из концентрата, приведена на рисунке 4.33.

Специально для реализации технологии переработки бедных сульфидных руд Жезказганского месторождения была разработана шахтная печь с каскадом наклонных решеток оригинальной конструкции, обеспечивающей сушку, обжиг и охлаждение гранулированного материала с использованием тепла обжиговых газов и тепла охлаждаемого огарка для сушки гранул.



Рисунок 4.33 – Технологическая схема грануляции чернового концентрата

Схема конструкции полупромышленной шахтной печи представлена на рисунке 4.34. Принципиальная технологическая схема обжига представлена на рисунке 4.35. Шахтная печь непрерывного действия с прямоугольным горизонтальным сечением размером 0,25 х 1,00 м и высотой 2,68 м состоит из 4 секций, в каждой из которой под углом 40⁰ расположены наклонные газораспределительные беспровальные решетки [133]. Первая секция предназначена для сушки гранул, вторая и третья – для обжига, четвертая – для охлаждения выходящего из печи огарка. Печь оборудована: электрическим вентилятором

с калорифером для подачи воздуха в зону обжига с расходом воздуха до 250 $\text{нм}^3/\text{ч}$ и температурой подогрева до 600 $^{\circ}\text{C}$; дымососом производительностью порядка 1200 $\text{нм}^3/\text{ч}$; лотковым разгрузчиком; а также средствами контроля и регулирования температуры в зонах сушки и обжига, скорости разгрузки.

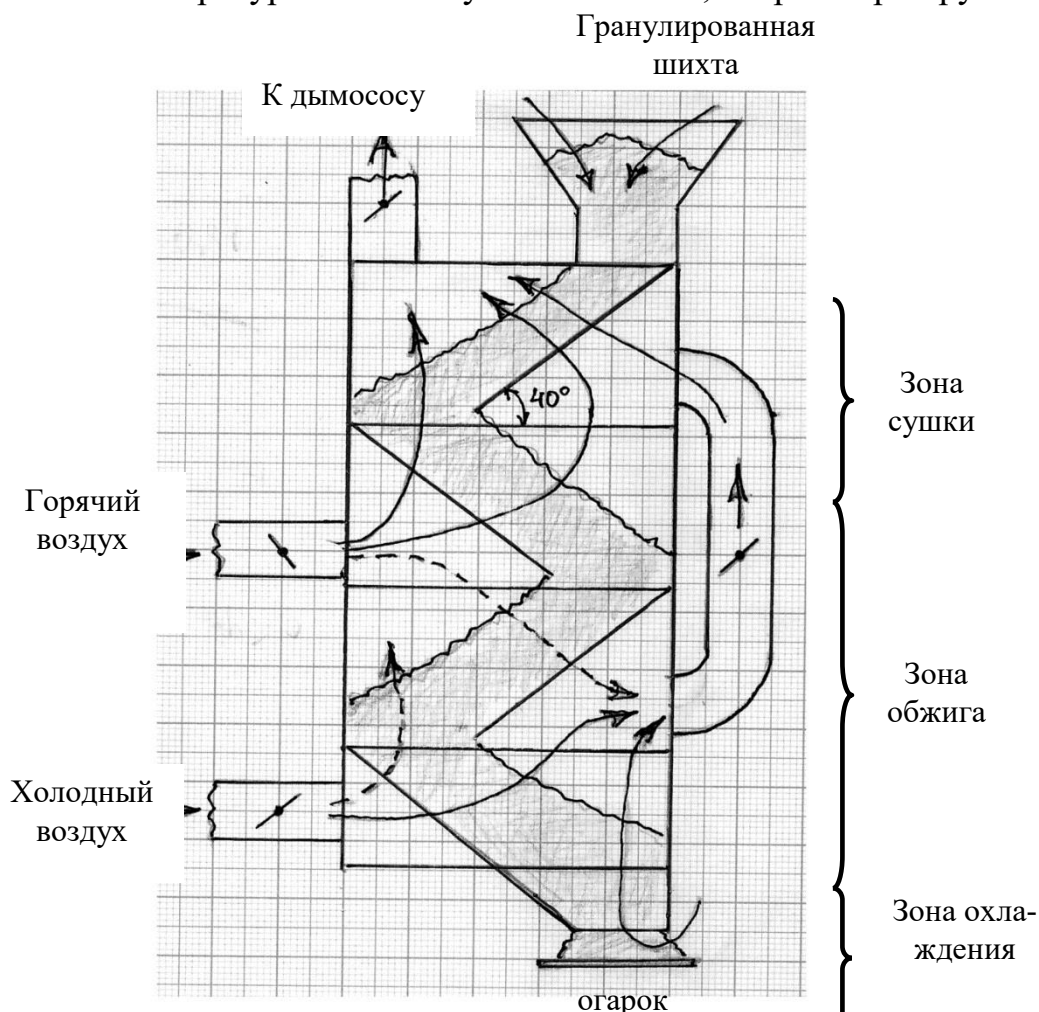


Рисунок 4.34 – Схема конструкции шахтной печи с каскадом наклонных решеток для хлорирующего обжига черновых медных сульфидных концентратов.

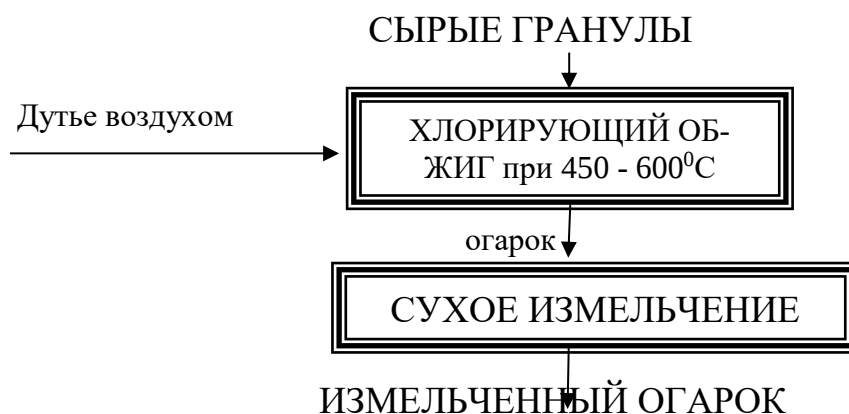


Рисунок 4.35 – Принципиальная технологическая схема хлорирующего обжига гранул концентрата с материальными потоками

Для инициирования и поддержания процесса обжига предусмотрена подача нагретого воздуха между второй и третьей решетками с помощью электрокалорифера и дутьевого вентилятора. Вытяжка сушильных и обжиговых газов осуществляется дымососом. В целом шахтная печь находится под разряжением не менее 5 мм вод.ст. во избежание выхода газов в цеховую атмосферу через узлы загрузки и разгрузки. Загрузка гранул размером +5-10 мм производится в верхнюю часть печи через загрузочную воронку. Контроль температуры в слое осуществляется при помощи специальной двуточечной термопары. Нижняя термопара контролировала температуру в фурменном поясе, при этом начальная максимальная температура составляет 550⁰С. Движение слоя в печи происходило непрерывно с периодически кратковременными выгрузками каждые 15-20 мин.

Высота слоя на решетках полностью имитирует высоту слоя в промышленной печи и составляет 300-350 мм в зонах обжига и охлаждения, а в зоне сушки - 200 мм. Этим определена возможность установления проектных показателей для промышленной печи через удельную производительность q , т/(м²·сутки) при оптимальной продолжительности сушки, обжига и охлаждения, а также установлены тяго-дутьевые характеристики, включая удельный расход, потери напора в слое и допустимую скорость газа в расчете на свободное сечение шахты, которыми определяются нормальная фильтрация через плотный слой и условия пылеуноса.

В результате проведенных испытаний, после выведения установки на оптимальный режим, и переработки в этом режиме 420 кг шихты чернового медного концентрата с 10 % хлорида натрия в виде гранул размером -8+12 мм с влажностью 7 % и насыпной массой 1222 кг/м³ установлено:

- движение слоя в печи происходит непрерывно с периодическими кратковременными ускорениями каждые 15-20 мин, как это требуется для нормального самоопускания материала в шахтных печах непрерывного действия;
- такой режим опускания слоя сохраняется при максимальной скорости разгрузки 2,5 л/мин = 3,055 кг/мин = 183,3 кг/час, чему соответствует выработка всего материала за $420/183,3 = 2,3$ часа. Этого достаточно для стабилизации следующих режимных параметров:

- средней температуры в зоне обжига около 550°C с периодическими колебаниями от 450 до 700°C , допустимыми для обеспечения полноты хлорирования без спекания гранул между собой;
- средней температуры на границе зон сушки и обжига (на стыке первой и второй газораспределительных решеток) на уровне 350°C с варьированием температуры в пределах от 150 до 500°C . В зависимости от значения температуры производят регулирование тяго-дутьевых параметров и скорости разгрузки: температуры дутья поддерживается в среднем на уровне 200°C с колебаниями до 400°C в зависимости от температуры окружающего воздуха; расход дутья в среднем составляет $100 \text{ м}^3/\text{ч}$ с колебаниями от 50 до $150 \text{ м}^3/\text{ч}$; разрежение в отводном газоходе изменяется в пределах от 10 до 75 мм вод.ст. при активном растрескивании гранул в зоне сушки с образованием мелочи, затрудняющей фильтрацию газа через обжигаемый слой шихты и вызывающей дополнительные потери напора; расход отходящих газов составил $550\text{--}600 \text{ м}^3/\text{ч}$; температура отходящих газов - от 80 до 120°C ; температура в обводном газоходе изменялась от 100 до 300°C ; температура огарка на выходе из печи составила от 100 до 250°C .
- в отходящих газах качественно установлено присутствие сернистого ангидрида и пыли. Количественные характеристики этих показателей не определялись, ввиду отсутствия пылеулавливающей аппаратуры и газоанализаторов;
- коррозии конструктивных элементов печи из нержавеющей стали не зафиксировано.

На основании полученных данных определены показатели для проектирования опытно-промышленной шахтной печи:

- удельная производительность на свободное поперечное сечение шахты $q = 733,2 \text{ кг}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч}) = 17600 \text{ кг}/(\text{м}^2 \cdot \text{сут}) = 17,6 \text{ т}/(\text{м}^2 \cdot \text{сут})$ при степени перехода меди из огарка в раствор 98% ;
- удельный расход дутья при средней температуре 200°C $0,546 \text{ тыс. м}^3/\text{т}$ в пределах от $0,273$ до $0,819 \text{ тыс. м}^3/\text{т}$;
- удельный расход отходящих газов $3,13 \text{ тыс. м}^3/\text{т}$ в пределах от $2,99$ до $3,27 \text{ тыс. м}^3/\text{т}$ при разрежении в отводном газоходе $10\text{--}75 \text{ мм вод.ст.}$ и температуре $80\text{--}120^{\circ}\text{C}$;

Следует отметить, что для проектирования промышленной печи большое значение имеет высота шахты, которая определяется по геометрическим соображениям для четырех решеточной печи в зависимости от размера шахты в длину (l) и угла наклона (α) решетки:

$$H = 4ltg\alpha \quad (4.1)$$

Угол наклона решеток не должен быть избыточно большим. Важно его минимизировать, чтобы сократить высоту производственных помещений, которая должна дополнительно обеспечивать работу узлов загрузки и разгрузки. Угол наклона решеток определяется сыпучестью материала. В полупромышленных испытаниях сыпучесть была наихудшей по двум основным причинам. Во-первых, использовалась довольно крупная фракция гранул 8-12 мм, которая отличается наибольшим растрескиванием при удалении влаги. В реальных условиях работы промышленных грануляторов на подобных материалах средний размер гранул составляет 7-8 мм с достаточно большим содержанием мелких фракций, которые растрескиваются гораздо меньше и сохраняют свою округлую форму. Во-вторых, скорость движения слоя вдоль решеток будет в 5-7 раз быстрее, чем в полупромышленной печи, что также улучшит сыпучесть материала по решеткам. Кроме того, оптимальный угол наклона решетки позволяет снизить число полупогруженных в слой перегородок, препятствующих «проскоку» гранул по верхней части слоя в конец решетки, и обеспечивает их равномерную термическую обработку.

По результатам испытания пилотной установки был рекомендован угол наклона промышленной шахтной печи равный 35° . Данное решение позволит сэкономить габаритный размер технологического помещения по высоте на 20%. Опытно-промышленная печь была приближена к конструкции промышленной печи, а компоновка печей по общему числу и габаритам рассмотрена в различных вариантах при заданном общем объеме производства черновых медносульфидных концентратов, получаемых из бедных сульфидных руд. Содержание основных элементов в огарке приведено в табл.4.32.

В результате проведенных исследований рекомендована комбинированная флотационно-гидрометаллургическая технология переработки бедной сульфидной руды Жезказганского региона, включающая следующие основные операции:

Таблица 4.32 – Химический состав огарка, полученного в ходе опытно-промышленных испытаний

Компонент	Содержание, %	Компонент	Содержание, %
Медь	4,18	Железо	4,0
Свинец	0,45	Серебро, г/т	88
Рений, г/т	4,3	S	5,9
Никель	0,0004	Al ₂ O ₃	9,1
SiO ₂	53	MgO	0,53
CaO	4,5	Марганец	0,11
TiO ₂	0,6	Мышьяк	<0,001
Хром	0,02	Кобальт	0,00085
Барий	0,07	Цинк	0,4
K ₂ O	1,7	Na	6,2
Хлор	7,0		

- первичной переработки – дробление; мокрое измельчение; основная и контрольная флотация; сгущение, фильтрация и сушка черного концентрата;
- по вторичной переработки – шихтование концентрата с хлоридами и грануляция; хлорирующий обжиг в шахтной печи; измельчение и выщелачивание серебра солевым раствором в агитаторах с высокоскоростной дискозубчатой мешалкой; сгущение, фильтрация пульпы после выщелачивания и промывка кека на фильтре;
- гидрометаллургической переработки – сорбция серебра из продуктивного солевого раствора в сорбционных колоннах с неподвижным слоем сорбента на анионообменной смоле с возвратом рафината на последующие операции солевого выщелачивания; водная промывка насыщенного сорбента; десорбция серебра аммиачной водой; отгонка аммиака и осаждение оксида серебра; фильтрация оксида серебра и его переработка в ДМЦ; выщелачивание меди и рения раствором серной кислоты из кека, фильтрация пульпы после выщелачивания и промывка кека на фильтре; сорбция меди в сорбционных колоннах с неподвижным слоем сорбента на катионообменной смоле с последующей подачей рафината на операцию сорбции рения; водная промывка насыщенного сорбента; десорбция меди отработанным электролитом; электролитическое осаждение меди из медного электролита; сорбция рения в сорбционных колоннах с неподвижным слоем сорбента на анионообменной смоле

с последующей подачей рафината на операцию сернокислого выщелачивания (75 % от объема).

В результате комплексной флотационно-гидрометаллургической переработки бедных, забалансовых сульфидных руд Жезказганского месторождения в едином экологически сбалансированном геотехнологическом цикле, включающем все этапы добычи, первичную и вторичную переработку с замкнутым циклом оборота жидких растворов и утилизацией твердых отходов получена конечная товарная продукция высокого качества: медь катодная, марка не ниже Мок; серебро в слитках - марка Ср 99,99%; рений в перренате аммония - марка АР-0, АР-1 [134]. Сквозное расчетное извлечение меди из руды в катодную медь - 91,0%. Сквозное расчетное извлечение серебра из руды в металлическое серебро - 86,9 %. Сквозное расчетное извлечение рения из руды в перренат аммония - 47,4%.

Выводы по 4 главе

1. Разработан новый научно-методический подход к комплексному эффективному освоению запасов бедных сульфидных, обрушенных, смешанных и окисленных руд Жезказганского месторождения. При этом основополагающей идеей являлось вовлечение всех видов георесурсов в эффективную эксплуатацию за счет достижения максимально возможного извлечения ценных компонентов, содержащихся в них, сочетанием технологических процессов полного геотехнологического цикла (добыча → первичная переработка методами обогащения или выщелачивания → вторичная переработка (гидрометаллургия – извлечение металла из продуктивных растворов) → выщелачивание промпродукта флотации с минимизацией отрицательного воздействия на природную среду в соответствии с принципами экологически сбалансированного комплексного освоения месторождений).

2. Проведено изучение вещественного состава и физико-механических свойств бедных сульфидных, смешанных и окисленных руд Жезказганского месторождения, включающее комплексный метод исследований: химический, минералогический, фазовый, рентгеноструктурный анализы, сканирующая электронная микроскопия, инфракрасную спектроскопию, лабораторные и полупромышленные испытания. Исследованиями установлено:

- руды карьера Больничный и Клубный относятся к окисленному типу. Содержание меди, представленной кислородсодержащими соединениями, составляет 95,0-98,0% отн., во вторичных сульфидах – 2-4%. Основными рудными минералами руды являются малахит и хризоколла, что указывает на возможность переработки руд только по гидрометаллургической схеме с применением различных способов выщелачивания (кучного или агитационного);
- доказано, что в смешанных рудах Жезказганского региона содержание окисленных минералов меди, представленных малахитом, азурином, хризоколлой и оксидами, составляет 53% отн., сульфидных, представленных халькозином, ковеллином, борнитом, халькопиритом – 47% отн. Нахождение меди в руде как в окисленной, так и сульфидной форме благоприятно для переработки руды по флотационно-гидрометаллургической схеме;
- в забалансовых сульфидных рудах установлено преобладающее наличие в основной массе вторичных и первичных сульфидов с тонким, взаимным проращением рудных минералов между собой и с минералами пустой породы.

3. Разработаны технологии переработки каждого сорта руды:

- для окисленных руд, в связи с низким извлечением меди во флотационный концентрат, была предложена технология прямого выщелачивания руды карьеров Больничный и Клубный, которая доказала свою эффективность. Сквозное извлечение меди по предлагаемой технологии составило 81 % и с содержанием катодной меди 99,99 %. Также предложен способ агитационного выщелачивания окисленной руды карьеров Клубный – Больничный измельченной до 70 % кл. минус 0,071 мм. Оптимальными условиями признаны: Ж:Т=3:1; начальная концентрация кислоты – 40 г/л; продолжительность 4 часа; температура – 20-25 °С. При переработке руды в оптимальных условиях извлечение меди на стадии выщелачивания составило 93,2 %, на стадии переработки растворов выщелачивания – 99,5 %. Сквозное извлечение меди составило 92,7 %;
- для смешанных руд Жезказганского месторождения предложена новая флотационно-гидрометаллургическая технология, включающая выщелачивание окисленных медных минералов одновременно с сульфидным медным концентратом путем введения выщелачивающего реагента - сульфата аммония непосредственно в цикл обогащения руды на стадию измельчения. Добавление сульфата аммония в процесс измельчения позволяет извлечь в жидкую фазу

до 40 % меди, содержащейся в руде, в виде окисленных минералов. Получен кондиционный концентрат с содержанием меди 34,41% при извлечении 47,32% и продуктивный раствор с содержанием меди 0,9 г/л при извлечении 40,02%. Суммарное извлечение меди составило – 87,37 %;

– разработана технология переработки бедных руд Жезказганского месторождения (в том числе руд из зон обрушения) флотационно-гидрометаллургическим методом, включающим флотацию с получением чернового концентрата, грануляцию чернового концентрата с хлоридом натрия, затем хлорирующий обжиг и выщелачивание. Продуктивные растворы выщелачивания подаются на сорбцию для извлечения меди, серебра, рения. Конечными продуктами технологии являются: медь катодная, марка не ниже Мок; серебро в слитках - марка Ср 99,99%; рений в перренате аммония - марка АР-0, АР-1. Достигнуты показатели сквозного извлечения меди из руды в катодную медь - 91,0%, серебра из руды в металлическое серебро - 86,9 %, рения из руды в перренат аммония - 47,4%.

5. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ ПЕРЕРАБОТКИ РУД ЖЕЗКАЗГАНСКОГО ГМК

5.1 Оценка объемов и вещественного состава текущих и лежалых хвостов обогащения Жезказганского ГМК с позиции расширения минерально-сырьевой базы

Для вовлечения в эффективную переработку лежалых хвостов обогащения технологически и экономически эффективными способами были проведены комплексные геолого-технологические исследования сырья техногенных объектов, в результате которых была получена всесторонняя информация о качестве и количестве накопленных техногенных минеральных ресурсов, особенностях распределения в них полезных компонентов и примесей, и иных данных, в полной мере характеризующих техногенное образование, как объект реализации перспективной геотехнологии [135].

Сформированное хвостохранилище Жезказганской обогатительной фабрики (ЖОФ) расположено в Карагандинской области в 6 км к юго-востоку от г. Жезказган. В северо-западном направлении на расстоянии 200м проходит республиканская автодорога Жезказган-Караганда, в 4,2 км западнее нахо-

дится станция Жезказган и Жезказганская обогатительная фабрика на расстоянии 4,1 км. Хвостохранилище расположено на подпойменной террасе р. Кенгир, частично на склоне речной долины (рис. 5.1).

Законсервированное хвостохранилище Жезказганских обогатительных фабрик (ЖОФ) №1, 2 представляет собой намывное хвостохранилище равнинного типа, с периметром по пионерной дамбе - 12,5 км, поверху - 10,8 км, максимальной высотой 69,5 м. Дамбы отвалообразования возводились из песков пляжной зоны с обсыпкой дресвяным грунтом. Конечная максимальная отметка дамбы обвалования составляет 427,5 м. Пионерная дамба хвостохранилища выполнена из суглинков. Экранирование ложа отсутствует, так как верхний слой грунтов основания представлен суглинками толщиной от 3 - 5 до 15-20 м.



Рисунок 5.1 – Общий вид на хвостохранилище №1 ЖОФ в плане

По северному борту законсервированного хвостохранилища проложен действующий магистральный пульповод до нового хвостохранилища. Дамбы обвалования хвостохранилища возводились из песков пляжной зоны, высотой 3 - 4,5 м, с обсыпкой дресвяным и скальным грунтом. Складирование хвостов производилось в период с 1964 по 2007 гг. За указанный период в хвостохранилище накоплено 852 813,51 тыс. тонн хвостов со средним содержанием меди 0,128 %, серебра - 2,46 г/т.

Для изучения лежалых хвостов возникла необходимость в отборе представительной пробы, посредством проведения буровых работ.

Для проведения исследовательских работ из рядовых проб, с учетом вариаций по содержанию меди и гранулометрическому составу, а также по территориальному признаку, были скомпонованы несколько групповых технологических проб, характеризующих верхнюю часть хвостохранилища – от поверхности до глубины 30 м (с учетом перспективы отработки на ближайшие 20 лет).

Таблица 5.1 – Гранулометрический состав лежалых хвостов ЖОФ по экспериментальным скважинам

№ скважины	Глубина скважины, м	Содержание меди, %	Гранулометрический состав, %							-0,071 + 0 мм	Примечание
			-2+0,5 мм	-0,5+0,2 мм	-0,2+0,1 мм	-0,1 + 0,071 мм	-0,071 + 0,045 мм	-0,045+0 мм	Итого		
1	64	0,129	0,08	1,33	19,25	12,07	24,33	42,94	100,0	67,3	Западный участок
2	62	0,11	0,20	4,40	12,65	7,51	17,17	58,07	100,0	75,2	Западный участок
3	66	0,13	0,10	1,91	20,81	12,14	22,61	42,43	100,0	65,0	Северный участок
4	62	0,127	0,10	2,11	18,49	8,07	22,55	48,68	100,0	71,2	Северный участок
6	58	0,16	0,42	1,76	17,12	8,40	16,46	55,80	100,0	72,3	Северный участок
10	60	0,14	0,52	6,72	22,24	9,78	18,80	41,94	100,0	60,7	Северный участок
12	51	0,15	0,56	13,17	37,06	10,10	14,64	24,47	100,0	39,1	Северный участок
15	50	0,12	0,16	2,84	17,92	9,57	20,33	49,18	100,0	69,5	Северный участок
5	66	0,15	0,20	8,97	34,93	8,97	18,33	28,60	100,0	46,9	Южный участок
7	66	0,11	0,01	0,65	13,98	7,86	24,15	53,35	100,0	77,5	Южный участок
11	72	0,17	0,27	11,47	31,91	9,67	17,36	29,32	100,0	46,7	Южный участок
17	72	0,17	0,98	13,12	30,20	8,26	17,26	30,18	100,0	47,4	Южный участок
16	60	0,12	0,07	2,01	20,14	8,73	22,01	47,04	100,0	69,1	Восточный участок
18	60	0,15	0,61	8,67	24,49	8,78	19,50	37,95	100,0	57,4	Восточный участок
19	70	0,15	0,35	5,34	27,73	11,29	20,68	34,61	100,0	55,3	Восточный участок
8	58	0,13	0,49	1,26	12,57	7,09	17,45	61,15	100,0	78,6	Центральный участок (прудковья зона)
9	64	0,11	0,10	0,44	11,54	7,40	21,30	59,23	100,0	80,5	Центральный участок (прудковья зона)
13	68	0,13	0,10	2,34	16,62	8,98	18,82	53,14	100,0	72,0	Центральный участок (прудковья зона)
14	62	0,11	0,19	0,33	9,11	6,08	21,19	63,10	100,0	84,3	Центральный участок (прудковья зона)
Среднее значение		0,1346	0,29	4,73	21,10	9,00	19,78	44,68	100	64,5	

Были отобраны пробы северного, южного, центрального участков и общая усредненная проба. Анализ гранулометрического состава лежалых хвостов ЖОФ свидетельствует о:

- преимущественном распространении в массиве хвостохранилища мелких фракций: в среднем по хвостохранилищу выход класса -0,071 мм составляет 64,5% (в том числе класс – 0,045 мм – 44,68%);
- гранулометрический состав хвостов закономерно меняется от периферии к центру хвостохранилища, что обусловлено характером намыва хвостов: в краевых скважинах (№№ 5, 11, 12, 17) преобладает песковая фракция - содержание класса -0,071 мм составляет менее 50% (в том числе класс -0,045 мм менее 30%), а в центральных скважинах, расположенных вблизи прудковой зоны (№№ 2, 6, 7, 8, 9, 13, 14), преобладает шламовая фракция - содержание класса -0,071 мм составляет более 70,0 % (в том числе класс -0,045 мм более 50%).

Таблица 5.2 - Сводная таблица гранулометрического состава лежалых хвостов ЖОФ по участкам хвостохранилища и по глубине

Глубина, м	Содержание меди расчетное, %	Гранулометрический состав, %							-0,071 + 0 мм
		-2+0,5 мм	-0,5+0,2 мм	-0,2+0,1 мм	-0,1 + 0,071 мм	-0,071 + 0,045 мм	-0,045+0 мм	Итого	
Северный участок									
0-30	0,15	0,48	6,75	25,43	9,80	17,79	39,74	100,0	57,54
ниже 30	0,12	0,15	3,21	15,65	7,97	19,04	53,96	100,0	73,0
Западный участок									
0-30	0,14	0,15	2,88	26,61	12,34	21,76	36,26	100,0	58,01
ниже 30	0,12	0,04	0,56	14,50	11,91	24,93	48,06	100,0	73,0
Южный участок									
0-30	0,170	0,76	15,38	33,34	7,70	15,80	27,03	100,0	42,83
ниже 30	0,13	0,08	3,52	23,57	9,40	21,83	41,59	100,0	63,4
Центральный участок									
0-30	0,118	0,42	0,94	13,68	8,09	21,66	55,21	100,0	76,86
ниже 30	0,12	0,02	1,20	11,46	6,81	18,00	62,52	100,0	80,5
Восточный участок									
0-30	0,17	0,70	10,38	34,53	9,80	18,62	25,97	100,00	44,58
ниже 30	0,11	0,02	0,76	14,60	9,24	22,56	52,82	100,00	75,4
ИТОГО									
0-30	0,149	0,53	7,51	26,18	9,27	18,73	37,78	100,00	56,51
ниже 30	0,126	0,11	2,81	17,73	8,92	20,72	49,71	100,00	70,43

Анализ приведенных в табл. 5.2 данных о гранулометрическом составе хвостов по вертикали (по данным рядовых проб по скважинам) свидетельствует о снижении крупности хвостов от поверхности к почве хвостохрани-

лища. Так, в интервале 0 – 30 м содержание класса -0,071 мм составляет в среднем 56,51 %, а в интервале глубже 30 м содержание класса -0,071 мм составляет в среднем уже 70,43 %.

Исследования указали на то, что лежалые хвосты ЖОФ представлены преимущественно малосвязными грунтами типа супесей, обладающими слабо выраженными силами сцепления, за исключением глубинных слоев в зоне центрального прудка, где, очевидно, сосредоточены связные уплотненные (тугопластичные) грунты типа суглинка.

По пределу прочности на одноосное сжатие уложенные хвосты ЖОФ в зависимости от расположения относительно вторичных дамб и глубины залегания следует рассматривать как техногенные грунты четырех типов: малопрочные ($15 > [\sigma_{сж}] > 5$ МПа), пониженной прочности ($5 > [\sigma_{сж}] > 3$ МПа), низкой прочности ($3 > [\sigma_{сж}] > 1$ МПа) и весьма низкой прочности ($[\sigma_{сж}] < 1$ МПа). Причем, прочность по мере продвижения к зоне центрального прудка уменьшается. Не исключено снижение прочности грунта (хвостов) при заглублении ниже корки естественной сушки (глубже 1,5 - 3 м от дневной поверхности). В результате долговременной консолидации тонкодисперсных хвостов в зоне центрального прудка прочность грунтов с глубиной может расти.

На площади законсервированного хвостохранилища следует выделить три зоны с принципиально различными грунтами техногенного происхождения, представленными уложенными хвостами:

1. Периферийная зона (периметр хвостохранилища) - многоярусные дамбы обвалования из обломочной породы шириной (по ярусам намыва) порядка 7 м.

2. Пляжная зона - пляж из «песков» крупностью 0,1 - 1,5 мм, намытый вдоль внутреннего периметра дамб обвалования шириной 200 - 300 м. В состав песков входит высокоабразивный шлак Жезказганской ТЭЦ.

3. Центральная зона – тонкодисперсные хвосты, преимущественно сложенные пелито-алевритовыми фракциями (класс $< 0,074$ мм с небольшим количеством класса - 0,1 мм), намытые в основном вмещающем объеме хвостохранилища с центральным ядром из пелитовой (глинистой) фракции.

По реологическим свойствам и консистенции хвосты ЖОФ, уложенные в пределах законсервированного хвостохранилища, подразделены на следующие группы (без учета дамб обвалования, сложенных из обломочной породы):

- сыпучие зернистые хвосты в пределах намытого многоярусного пляжа в количестве порядка 200 млн. м³ или 20%-25% от суммарного объема уложенных хвостов;

- текучепластичные с переходом в мягкопластичную консистенцию пелитовые (глинистые) переувлажненные хвосты в центральной прудковой области хвостохранилища №1, в количестве около 100-125 млн. м³ или 10%-15% от суммарного объема уложенных хвостов;

- пластичные (отчасти тугопластичные) пелито-алевритовые (пылевато-глинистые), слегка увлажненные хвосты за пределами намытого многоярусного пляжа, в количестве – порядка 550 млн. м³ или 2/3 от суммарного объема уложенных в хвостохранилище хвостов.

В соответствии с представленными классификациями уложенные хвосты ЖОФ по сложности разработки следует отнести ко II группе.

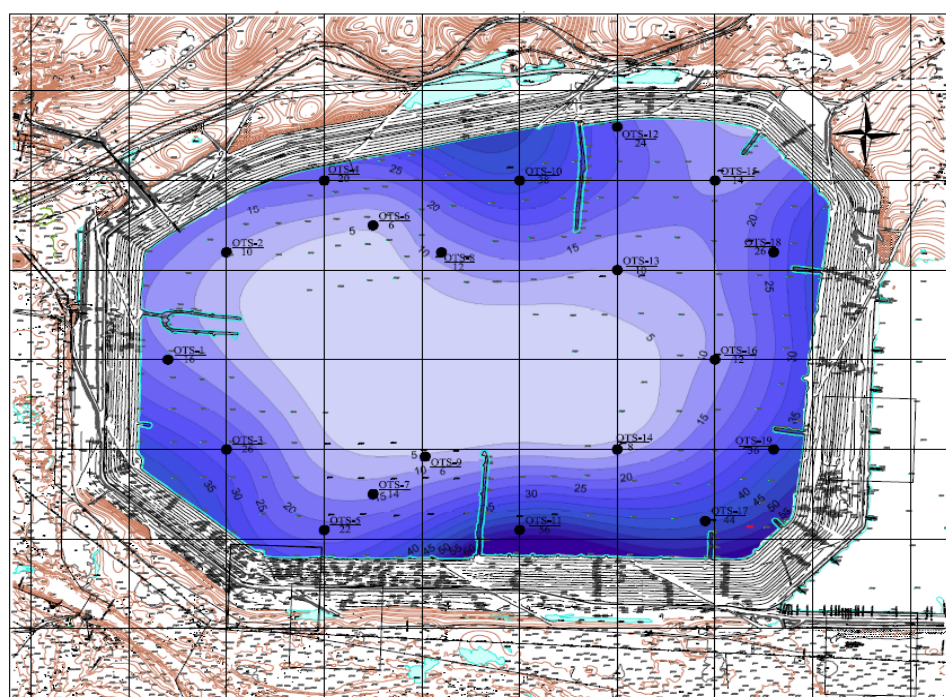
Для оценки состояния массива хвостохранилища и выбора способа добычи хвостов для каждой рядовой пробы хвостов по каждой скважине была определена массовая влажность и построена схема изоглубин водоносного горизонта, представленная на рис.5.3. Сводные показатели влажности лежалых хвостов представлены в табл.5.3.

Таблица 5.3 – Сводные показатели влажности лежалых хвостов

Показатель влажности	Количество проб	Среднее значение влажности, %	Соотношение в %
Всего	586	13,79	100,0
> 15 %	254	17,95	43,3
<i>в т.ч. > 20 %</i>	25	26,30	4,27
< 15 %	332	10,61	56,7
<i>в т.ч. < 10 %</i>	121	5,70	20,65
в т.ч. до глубины 30 м	280	11,70	
> 15	83	17,31	29,6
<i>в т.ч. > 20</i>	8	25,41	2,9
< 15	197	9,34	70,4
<i>в т.ч. < 10</i>	109	5,69	38,9
в т.ч. глубже 30 м	306	15,70	
> 15	171	18,26	55,9
<i>в т.ч. > 20</i>	17	26,72	5,6
< 15	135	12,46	44,1
<i>в т.ч. < 10</i>	12	5,79	3,9

Анализ приведенных данных позволяет сделать следующие выводы по влажности лежалых хвостов законсервированного хвостохранилища:

1. Лежалые хвосты законсервированного хвостохранилища ЖОФ № 1, 2 характеризуются средней влажностью – 13,79 %, при минимальном показателе - 0,4%, максимальном – 36,4%;
2. Влажность хвостов неравномерно распределяется как по горизонтали, так и по вертикали:
 - наиболее увлажненными являются хвосты центральной части хвостохранилища, примыкающие к «прудовой зоне» (скважины №№ 8, 9, 13, 14), где средняя влажность по скважинам составляет - 18,2%;



Условные обозначения:



Горизонталь с высотой отметкой

Пробуренные скважины:



– № скважины
– глубина кровли водоносного горизонта (плывуна)

Шкала изоглубин, м:

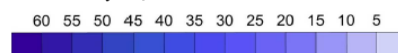


Рисунок 5.3 – Схема изоглубин водоносного горизонта (по данным первичной документации)

- верхняя часть хвостохранилища, от поверхности до глубины 30 м, характеризуется средней влажностью 11,7%, при этом участки с влажностью менее 15% составляют 70,4% от общего объема опробования (в т.ч. с влажностью менее 10% - 38,9%).
- нижняя часть хвостохранилища, от 30 м и ниже, характеризуется средней влажностью - 15,7%, при этом участки с влажностью более 15% составляют 55,9% от общего объема опробования;

– наиболее контрастно выражено изменение влажности по вертикали в скважинах, расположенных в периферийной части хвостохранилища (№№ 3, 5, 11, 12, 17, 18, 19). Верхняя часть хвостохранилища в районе периферийных скважин является наиболее подсушенной, где средняя влажность составляет - 6,4%.

Для эффективной переработки лежалых хвостов обогащения был изучен их химический состав по массиву всего хвостохранилища. Первоначально изучалось распределение меди по классам крупности на усредненной пробе исходных хвостов (табл.5.4).

Таблица 5.4 - Гранулометрический состав и распределение меди в общей усредненной пробе исходных хвостов (0 – 30 м)

Класс	Выход, %	Содержание Cu, %	Распределение Cu, %
-2+0,5	1,61	0,14	1,51
-0,5+0,2	9,32	0,26	15,68
-0,2+0,1	29,24	0,14	25,51
-0,1+0,071	9,38	0,12	7,02
-0,071+0,045	14,48	0,11	9,93
-0,045+0	35,97	0,17	40,35
Исходные хвосты	100,0	0,155	100,0

Наибольшее содержание меди отмечено в классе крупности -0,5+0,2 и некоторое повышение содержания наблюдается в шламовой фракции. Из таблицы 5.4 видно, что 49,55 % исходного материала находится в классе крупности + 0,071 мм и 50,45 % в классе крупности - 0,071 мм. Для дальнейшей переработки хвостов по комбинированной флотационно-гидрометаллургической схеме целесообразно их измельчать для раскрытия сростков минералов меди. По исходным данным были также построены графические зависимости содержания меди от крупности хвостов в групповых технологических пробах с северного, южного и центрального участков (рис. 5.4).

Анализ графиков показывает общее снижение содержания меди с уменьшением крупности, однако для всех проб характерно некоторое повышение его содержания в самом тонком классе -0,045 + 0 мм. Также было определено содержание основных полезных компонентов общей усредненной пробы исходных хвостов на законсервированном хвостохранилище в интервале глубин 0 - 30 м (таблица 5.5).

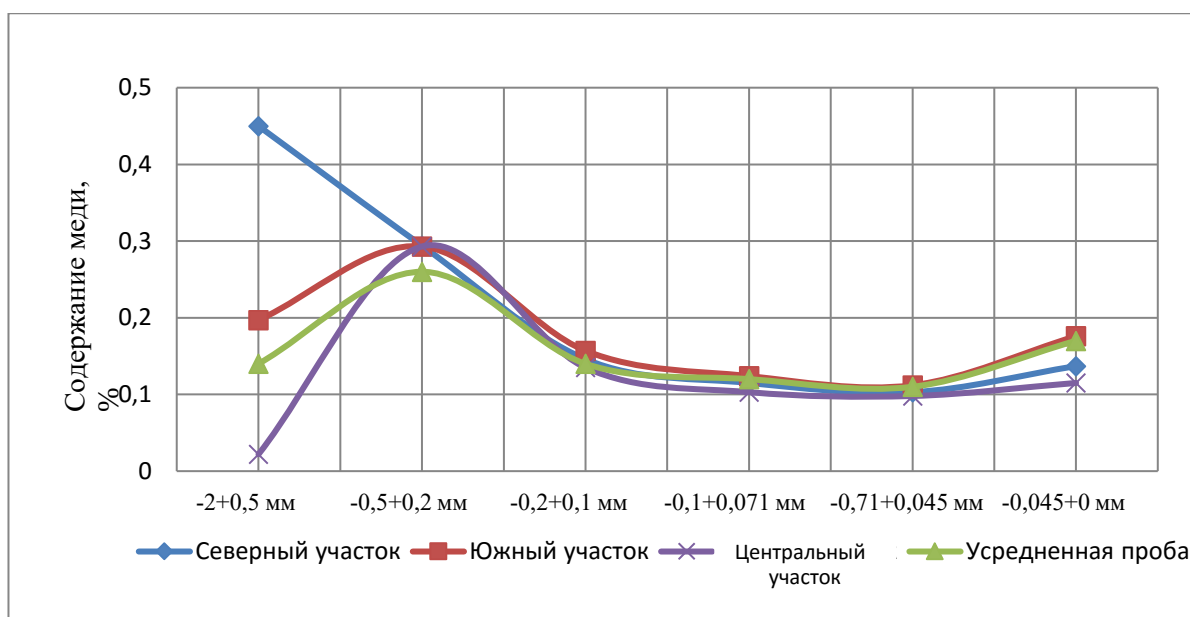


Рисунок 5.4 – Графические зависимости содержания меди от крупности хвостов на различных участках хвостохранилища

Таблица 5.5 – Общий химический состав лежалых хвостов обогащения по глубине хвостохранилища в интервале глубин 0 - 30 м

Компонент	Содержание, %	Компонент	Содержание
Cu	0,155	Zn	0,11
Pb	0,09	Fe	2,34
Re, г/т	0,15	Ag, г/т	3,68

Наряду с медью (среднее содержание 0,155%), из основных полезных компонентов в исходном материале в промышленных концентрациях присутствуют: серебро – 3,68 г/т, рений – 0,15 г/т и железо - 2,34%. Для оценки минеральных форм нахождения меди в хвостохранилище был изучен фазовый состав исходных хвостов общей усреднённой пробы и участков хвостохранилища, представленный, соответственно, в табл. 5.5 и 5.6.

Таблица 5.5 – Фазовый состав общей усредненной пробы исходных хвостов законсервированного хвостохранилища на глубине от поверхности 0 – 30 м по формам соединения меди.

Наименование соединений	Содержание, %	
	абсолютное	относительное
Окисленные соединения	0,048	31,29
Вторичные сульфиды	0,081	52,38
Первичные сульфиды	0,025	16,33
Итого	0,155	100,00

Анализ данных таблицы 5.5 свидетельствует о том, что медь представлена, в основном, вторичными сульфидами – 52,38 % (отн.) и окисленными соединениями - 31,29 % (отн.). Первичных сульфидов в пробе - 16,33% по относительному содержанию.

Таблица 5.6 - Фазовый состав исходных хвостов по участкам хвостохранилища на глубине от поверхности 0 – 30 м по формам соединения меди

№ п/п	Интервал опробования	Место отбора пробы	Компоненты				Фазовый состав Cu, %			
			Cu, %	Fe, %	Ag, г/т	Re, г/т	Окисленная		Сульфидная	
							абсолютн.	относит.	абсолютн.	относит.
1	0 - 30	Северный участок	0,13	2,26	2,73	0,13	0,036	27,69	0,094	72,31
2	0 - 30	Южный участок	0,170	2,25	3,46	0,36	0,054	31,92	0,116	68,08
3	0 - 30	Центральный участок	0,110	2,41	2,25	0,47	0,025	22,73	0,085	77,27
4	0 - 30	Общая усредненная проба	0,155	2,34	3,68	0,15	0,048	31,29	0,107	68,71

Анализ полученных данных по определению химического состава лежащих хвостов ЖОФ позволил сделать следующие выводы:

- среднее содержание меди по данным опробования пробуренных скважин составило 0,135 %, серебра – 2,36 г/т, что вполне сопоставимо с паспортными данными (Cu – 0,128 %, Ag – 2.46 г/т);
- содержание меди в целом по хвостохранилищу распределяется довольно равномерно, с некоторым обеднением Центрального участка, по сравнению с краевыми частями (по данным рядовых проб): западный участок – 0,12%; северный участок – 0,138%; южный участок – 0,17%; восточный участок – 0,139%; центральный участок – 0,118%. Наиболее обогащен ценными компонентами южный участок хвостохранилища;
- анализ распределения содержания меди по вертикали показывает, что по всем участкам, как и в целом по хвостохранилищу, в верхней части (0 – 30 м от поверхности) хвосты имеют более высокое содержание меди, чем на глубине более 30 м:

- 0 – 30 м – среднее содержание Cu – 0,155 %;
- > 30 м – среднее содержание Cu – 0,126 %.

Полученные результаты опробования и изучения вещественного состава, структурных характеристик техногенных отходов позволили заключить, что:

- лежалые хвосты ЖОФ представлены преимущественно малосвязными грунтами типа супесей, обладающими слабо выраженными силами сцепления, за исключением глубинных слоев в зоне центрального прудка, где очевидно, сосредоточены связные уплотненные (тугопластичные) грунты типа суглинка;
- хвостохранилища ЖОФ состоят из разнородного тонкодисперсного материала, представленного в основном вторичными сульфидами, размерами от 0,001 до

1 мм. Средний медианный размер частиц текущих хвостов - 0,022 мм. Микроскопические исследования показали, что хвосты представлены на 80 % сростками минеральных зерен, и только 20% минералов находятся в свободных зернах.

Относительное равномерное содержание ценных компонентов по всему телу хвостохранилища, а также наличие уже измельченного материала, не требующего специальной рудоподготовки, определяют эффективность вовлечения лежалых хвостов обогащения в промышленную эксплуатацию. Учитывая, что переработка хвостов традиционными методами обогащения неэффективна, ввиду малого содержания ценных компонентов и низких технологических показателей, предпочтительны для такого типа сырья комбинированные схемы флотации, выщелачивания и гидрометаллургии. Поэтому были проведены детальные исследования технологии добычи и переработки этого техногенного сырья малой ценности и сложного вещественного состава.

5.2. Обоснование технологии добычи лежалых хвостов обогащения руд Жезказганской обогатительной фабрики

Комплексное вовлечение в отработку всех видов медьсодержащего сырья Жезказганского региона предполагает использование в качестве сырья лежалых хвостов обогащения руд из законсервированного хвостохранилища Жезказганских обогатительных фабрик № 1 и 2

Законсервированное хвостохранилище Жезказганских обогатительных фабрик № 1 и 2 ТОО «Корпорация Казахмыс» эксплуатировалось с 1964 года, с годовой проектной мощностью фабрики по переработке руды 22 млн.тонн и выходом хвостов около 20,9 млн.тонн в год, согласно проекту генерального проектировщика ЗАО «Механобр Инжиниринг». Каждые пять лет генеральным проектировщиком выполнялись рабочие проекты по эксплуатации хвостового хозяйства обогатительных фабрик.

После передачи предприятия в 1995 году под управление фирмы «Samsung», годовая производительность была увеличена до 25 млн. тонн руды. Выход хвостов составил 23,8 млн.тонн – в год. В 1999-2003 годах суточная переработка руды на Жезказганской фабрике достигала 75,0 тыс.тонн, что обеспечивало годовую производительность 27 млн.тонн рудной массы.

К 2004 году максимальная высота ограждающей дамбы превысила 69 м, а годовая интенсивность намыва увеличилась с 1,5 до 2,0-2,25 м в год. Из-за

большой высоты ограждающей дамбы и высокого, особенно в период проведения намывных работ, положения кривой депрессии возросла потенциальная опасность развития гидродинамической аварии из-за непредвиденных обстоятельств или производственных упущений. В 2000 году было принято решение о строительстве нового хвостохранилища №2, которое в начале 2008 года было успешно введено в эксплуатацию. Старое хвостохранилище было законсервировано.

С июля 2010 года на законсервированном хвостохранилище проводились рекультивационные работы. Проектные объёмы скального грунта для создания защитного экрана составляют 2144,2 тыс.м³ (715 га), фактическое выполнение экрана по состоянию на 01.08.2013г. – 80%. Объём растительного грунта на рекультивацию хвостохранилища, согласно проекту, - 720,0 тыс.м³, фактическое выполнение на 1.08.2013г - 0%. Скальный грунт на рекультивацию хвостохранилища доставляется из карьера «Скальный», расстояние транспортировки – 8,2 км. В настоящее время отсыпка скальным грунтом завершена. Общая площадь по основанию сооружения законсервированного хвостохранилища Жезказганских обогатительных фабрик №1, 2 – 10,1 км², периметр по оси пионерной дамбы – около 12,5 км, по верху – 10,6км. Наибольшая высота намывных отложений – около 75 метров. Параметры хвостохранилища: длина – 3580м, ширина – 2320м, площадь – 8,372км², площадь отстойного пруда – 2,02км².

Главным приоритетом в поиске оптимальных технических решений для разработки техногенного сырья законсервированного хвостохранилища является рациональная и надежная добыча и доставка лежалых хвостов до обогатительной фабрики, обеспечивающая работоспособность оборудования при температуре воздуха до минус 30°С; высокую надежность круглогодичного и круглосуточного режима работы; минимизацию эксплуатационных затрат, в частности, расхода энергоносителей; минимизацию единиц технологического оборудования; размещение хвостов после повторного обогащения в действующем хвостохранилище.

Для оптимизации технических возможностей освоения законсервированного хвостохранилища Жезказганских обогатительных фабрик №1, 2 выполнен анализ возможных вариантов добычи и транспортировки лежалых хвостов до пункта вторичного обогащения.

I. «Сухая» добыча хвостов осуществляется землеройными машинами с последующей транспортировкой к месту обогащения:

- ✓ зимой - сыпучих/несмерзающихся хвостов;
- ✓ летом - тугопластичных хвостов в центральной зоне хвостохранилища №1.

II. «Мокрая» разработка хвостов средствами гидромеханизации включает:

- ✓ подводное разрыхление хвостов гидравлическим или механическо-гидравлическим способом;
- ✓ подачу пульпы до приёмного колодца;
- ✓ напорную подачу пульпы к месту обогащения.

III. Комбинированный способ разработки:

- ✓ 1-я стадия: «сухая» добыча хвостов землеройными машинами;
- ✓ 2-я стадия: транспортировка сухих хвостов к РРУ (*растворно-распределительный узел*);
- ✓ 3-я стадия:
 - распульповка сухих хвостов оборотной водой или жидкими, вновь образующимися хвостами ЖОФ №1,2;
 - гидротранспорт пульпы от РРУ к месту обогащения.

IV. Добыча лежалых хвостов методом самообрушения и доставка транспортными средствами к месту обогащения.

Разработаны три принципиальные технологические схемы «сухой» разработки хвостохранилища [136].

1. Технологическая схема «сухой» добычи лежалых хвостов, предусматривающая извлечение хвостов из ложа хвостохранилища с применением одноковшового экскаватора типа ЭКГ с ковшом емкостью до 5 м³ и конструктивные параметры горнотехнической системы представлены на рис. 5.5. Данный вариант характеризуется апробированной технологией выемки грунта, относительной экономичностью и отсутствием необходимости приобретения новых технических средств, в связи с их наличием на предприятии. Производственная мощность по сырью обеспечивается работой нескольких забоев,

транспортировка сырья до перерабатывающего комплекса осуществляется автосамосвалами.

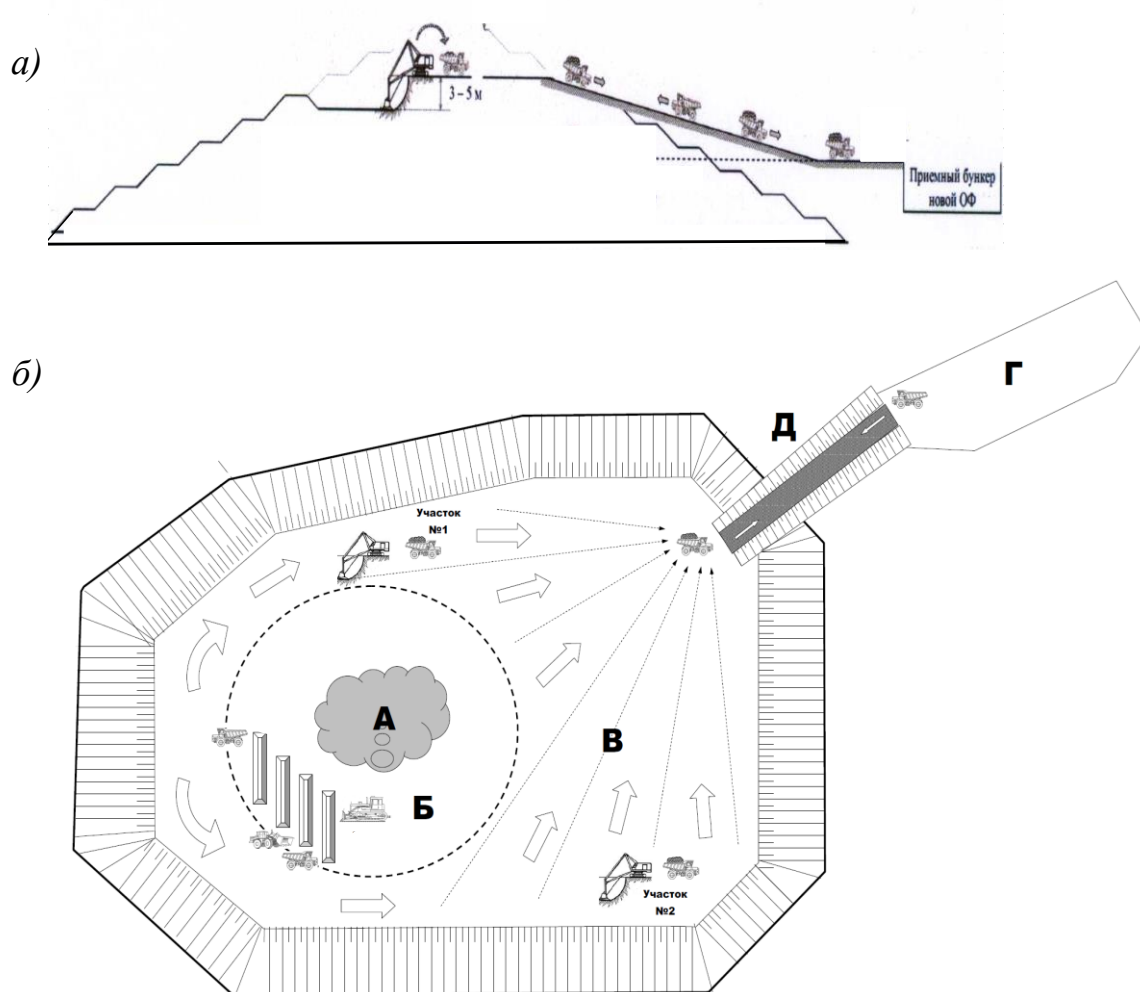


Рисунок 5.5 – Схема сухого способа разработки техногенного сырья, предусматривающего добычу хвостов из ложа хвостохранилища с применением одноковшового экскаватора: А - зона центрального прудка хвостохранилища; Б - зона перемещения переувлажненных хвостов в бурты бульдозером для подсушки и погрузки ковшовым погрузчиком; В – зона добычи сухих хвостов одноковшовым экскаватором; Г - промплощадка новой обогатительной фабрики с приемным бункером для сухих хвостов; Д – съездной пандус из грунта дамб обвалования для транспортировки сухих хвостов автосамосвалами под уклон 10° (уклон пандуса понижается в ходе эксплуатации раз в 2 - 3 года).

При необходимости непосредственно в ложе хвостохранилища организуется перегрузочный (усреднительный) склад. Однако, длинный рабочий цикл требует относительно большего количества техники, а также связан с необходимостью организации параллельной работы нескольких экскаваторов.

2. В качестве альтернативного варианта была рассмотрена схема сухой добычи лежалых хвостов, предусматривающая применение многоковшовых

экскаваторов и конвейерного транспорта. Добыча лежащих хвостов осуществляется многоковшовым цепным экскаватором с погрузкой лежащих хвостов в непрерывном цикле на передвижные ленточные конвейеры №1 и №2. Перегрузка хвостов производится на телескопический ленточный конвейер №3, в дальнейшем транспортировка осуществляется по стационарному ленточному конвейеру №4 до новой обогатительной фабрики (рис. 5.6). Анализ модификаций исполнения экскаваторов показал, что многоковшовые экскаваторы имеют значительно большие ограничения по сравнению с одноковшовыми. Многоковшовые экскаваторы могут работать только в грунтах, не имеющих крупных минеральных включений, в то время как одноковшовые могут работать во всяких грунтах, включая скальные породы. Кроме того, многоковшовые экскаваторы зимой могут работать только в определенных условиях, в том числе при отсутствии промерзания разрабатываемых грунтов и мерзляков.

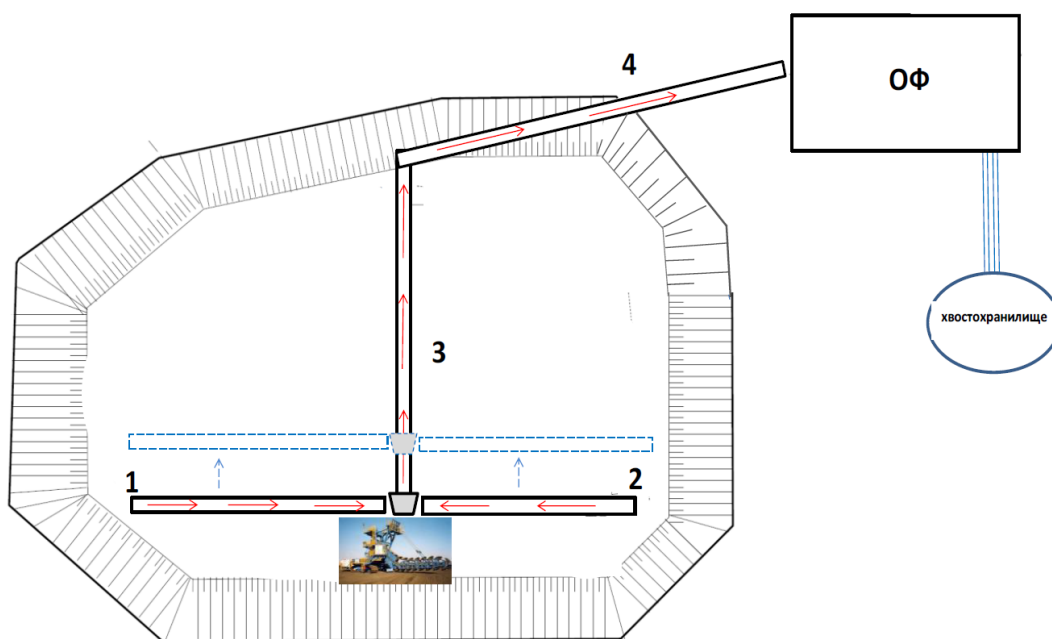


Рисунок 5.6 - Схема сухого способа разработки, предусматривающая освоение хвостохранилища с применением многоковшового цепного экскаватора: - передвижных конвейеров – 1-2; телескопического конвейера – 3; стационарного конвейера – 4.

Вместе с тем, эти условия могут быть обеспечены при корректном обосновании технологии разработки техногенного месторождения, представленного хвостами обогащения руд Жезказганского месторождения. Следует отметить, что ограничения области применения многоковшовых экскаваторов,

налагаемые характером грунта, в значительной степени условны и могут быть сняты при применении различных модификаций экскаваторов.

3. Другая технологическая система, предусматривающая применение карьерных комбайнов, представлена на рис.5.7.

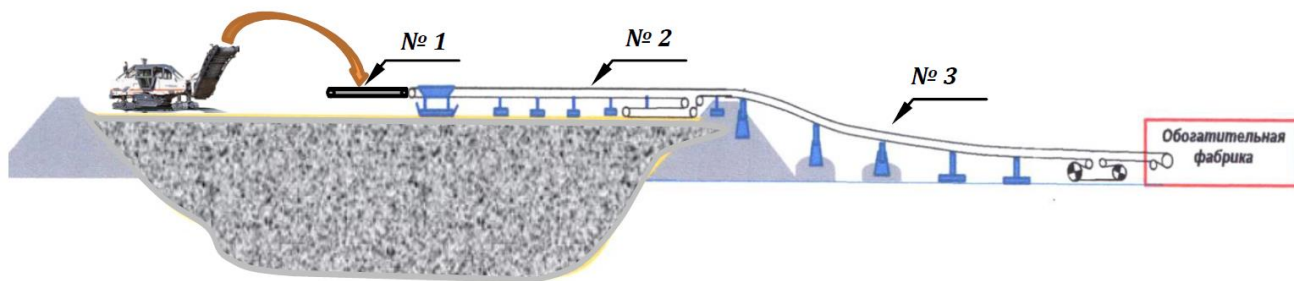


Рисунок 5.7 – Схема сухого способа разработки техногенного образования, предусматривающая применение карьерных комбайнов

Добыча лежалых хвостов осуществляется карьерным комбайном с погрузкой лежалых хвостов в непрерывном цикле на телескопический ленточный конвейер №1, затем производится перегрузка на транспортный конвейер №2; погруженные хвосты транспортируются до обогатительной фабрики конвейерным транспортом №3. Основным преимуществом данной технологической схемы является непрерывная разработка хвостовых отложений карьерным комбайном с высокой производительностью. Можно утверждать, что для обеспечения потребности в техногенном минеральном сырье, даже при самых высоких производственных мощностях необходимо иметь в работе всего 1 комбайн, параметры которого должны обосновываться проектными расчетами в соответствии с потребностью в техногенном минеральном сырье. Кроме того, необходим резерв в размере как минимум 1 единицы данного вида техники. Таким образом, большая производительность – одно из основных преимуществ применения такой карьерной техники, а низкий коэффициент использования во времени этой высокопроизводительной техники – главный недостаток данной технологической схемы.

Вместе с тем, комбайны обладают значительной массой - около 200 тонн, при нагрузке на задние тележки в 109 тыс. кг, а на передние 83 тыс. кг. Площадь одной тележки составляет примерно 2,35 м², тогда максимальная нагрузка на 1 м² грунта от комбайна составляет 23, 2 тонны, что, с учетом расчетной минимальной необходимой плотности 1,4 т/м³ разрабатываемого

грунта, создает большие проблемы для использования комбайнов. Необходимо разрабатывать специальные мероприятия, чтобы исключить процессы погружения комбайнов вглубь грунта.

Следует отметить, что применения «сухого» способа добычи и транспортировки лежалых хвостов к месту повторного обогащения может препятствовать наличие прудка в центре западной части хвостохранилища (рис.3.23), в примыкании к которому залегают обводненные текущие, вязкотекучие и пластичные хвосты с низкими прочностными характеристиками и отсутствием несущей способности. Необходимо учитывать, что со временем в зоне прудка произойдет глубокая просушка разрабатываемых хвостов в слое до 2-3 м с полным испарением, как удерживаемой воды, так и выпадаемых на поверхность хвостохранилища атмосферных осадков. Подсушка хвостов может быть интенсифицирована без значимых затрат посредством буртования хвостов бульдозерами.

На начальной стадии работ (первые 2-3 года) срезка хвостов может осуществляться в слое до 2,0-3,0 м на ранее подсушенной площади хвостохранилища. Подобные темпы срезки хвостов вполне приемлемы, чтобы обеспечить подсушку обнажаемого горизонта консолидированных хвостов.

«Мокрый» способ добычи в условиях разработки обводненных участков законсервированного и нового хвостохранилищ ЖОФ предусматривает использование плавающего земснаряда, либо погружных насосов. Эти технологические схемы являются конкурирующими с «сухим» способом разработки техногенного месторождения. Анализ применимости «мокрого» способа добычи с учетом горнотехнических условий и физико-механических свойств лежалых хвостов выявил следующие возможные варианты его реализации.

1. Послойная разработка хвостохранилища земснарядом с цепным рыхлителем, удаление крупнообломочной породы на баржу по мере ее выемки, с транспортировкой на выделенный сектор хвостохранилища.

Послойная разработка хвостов имеет недостатки, препятствующие ее применению для разработки лежалых хвостов, заключающиеся в следующем:

- с целью поддержания рабочего уровня воды для работы земснаряда большой производительности (глубина не менее 5 м) выемка хвостов должна осуществляться на значительном расстоянии от дамбы обвалования (не менее ширины пляжа 300 м) с защитным отступом от пляжа из тонких хвостов шириной порядка 100 м. Таким образом, до 30% объема хвостов, уложенных

вдоль внешнего периметра хвостохранилища, «мокрым» способом извлечь невозможно, поэтому необходимо будет удалять остаток хвостов «сухим» способом разработки, что в целом существенно усложняет технологию;

- высокая испаряющая способность акватории ведет к существенным потерям технической воды в аридной зоне Жезказгана;
- невозможность поддержания большой глубины на всей площади хвостохранилища ведет к быстрому переохлаждению акватории;
- существенным ограничением «мокрой» технологической схемы выемки хвостов является невозможность обеспечения разработки хвостов по всей площади слоя (яруса намыва) в зимнее время из-за наличия ледового покрытия. Зимой, во избежание остановки процесса разработки хвостов, потребуются переход к локальному подводному забою.

Кроме того, работа цепного рыхлителя в зимнее время на практике не отработана, что не позволяет рассматривать данный тип рыхлителя высоконадежным и базовым средством разработки лежалых хвостов законсервированного хвостохранилища Жезказганской обогатительной фабрики. Таким образом, вариант послойной разработки хвостов признан технически реализованным, но не вполне пригодным для применения в конкретных климатических и технических условиях.

2. Разработка хвостов в локализованном котловане глубокого заложения (до 60 м от уровня воды), в который осуществляется смыв лежалых хвостов по типу овражной эрозии или искусственного селя посредством нагнетания воды в пласт до гидроразрыва или обрушения со всей дневной поверхности хвостохранилища. Крупнообломочная порода при этом отлагается по дну искусственных русел-оврагов, не доходя до места разработки дисперсных хвостов в котловане с переменным уровнем воды. Предварительные расчеты показали, что эффективность данной технологии применительно к условиям законсервированного хвостохранилища ЖОФ весьма низка, поэтому данный способ был исключен из рассмотрения при технико-экономической оценке.

3. Глубоководная (до 40-60 м) разработка хвостов в динамически смещаемом котловане по всей площади хвостохранилища. Это – наиболее приемлемый для условий законсервированного хвостохранилища Жезказганской обогатительной фабрики вариант извлечения хвостов. Глубоководная разработка хвостохранилища в динамически смещаемом котловане, ввиду большой глубины хвостохранилища (мощность уложенных дисперсных хвостов достигает

70 м), создает возможность разрабатывать лежалые хвосты в забое на локальной площади с использованием землесосной драги с вертикальным опуском грунтозаборного насоса высокой производительности. При этом минимизируются работы по перемещению земснаряда, что особо важно в зимний период, и достигается уход от извлечения, транспортировки и измельчения крупнообломочной породы. Кроме того, обеспечивается накопление глубинных вод повышенной температуры на зимний период и появляется возможность подпитки котлована хвостами, посредством водной эрозии плато и формирующихся на нем откосов с применением малых средств гидромеханизации – гидромониторов.

Технологическая схема «мокрого» способа разработки лежалых хвостов до приемного колодца на северо-восточном склоне хвостохранилища предусмотрена двумя высокопроизводительными типовыми землесосными земснарядами (рис.5.8). Добыча хвостов осуществляется на глубине от 5 до 16 м относительно уровня поверхности воды с возможностью понижения зеркала в ходе откачки пульпы с приостановкой обратного водоснабжения. При этом, минимизация перемещения землесосных земснарядов обеспечивается посредством применения овражной и селевой эрозии уложенных хвостов. Напорный гидротранспорт пульпы осуществляется только в пределах плато хвостохранилища. На северо-восточной оконечности плато со стороны новой обогатительной фабрики возводится грунтовая дамба для прокладки самотечного коллектора со сроком эксплуатации 15 – 20 лет. Уклон акведука и установка коллектора изменяется раз в два-три года за счет понижения его верхней точки с разбором дамб обвалования в месте примыкания к акведуку.

При реализации данного способа следует учитывать возможность намораживания и переохлаждения оборотной воды на хвостохранилище, нехватку теплой (выше + 2° С) воды для водоснабжения рабочей площадки в зимнее время. При этом высокопрочный ледостав и глубокое промораживание акватории котлована способствует прекращению передвижения земснаряда при полной глубинной выработке хвостов под его днищем при отсутствии возможности пополнения котлована оплывающими хвостами.

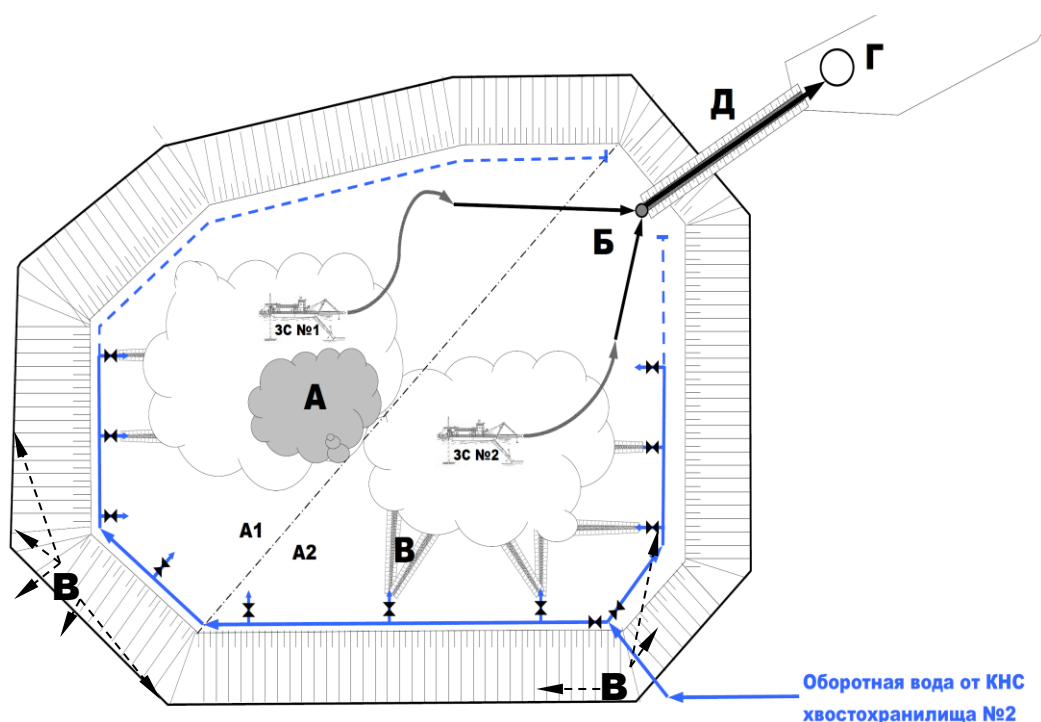


Рисунок 5.8 – Схема «мокрого» способа разработки хвостохранилища: **А** – зона центрального прудка хвостохранилища – стартовая позиция для гидромеханизированной добычи и транспортировки хвостов; **Б** – рабочая зона землесосного земснаряда с грунтовыми погружными насосами глубокого погружения (до 60м); **В** – овражная и селевая эрозия поверхности хвостохранилища потоком оборотной воды производится в целях подпитки «твердым» рабочего котлована в зимний период; **Г** – промплощадка новой обогатительной фабрики с приемным резервуаром (- 2 ед.) для пульпы; **Д** – акведук для самотечного коллектора; **РРУ** – растворо-распределительный узел для приготовления концентрированной пульпы с дальнейшей транспортировкой пульпы по самотечный коллектору; **Е** – пляж – зона сухой добычи хвостов землеройными машинами

Кроме того, в случае контакта свободного объема воды с пляжем, высока вероятность быстрого понижения уровня воды в котловане, и необходимо постоянно компенсировать ее потери из системы оборотного водоснабжения в объеме, сопоставимом с объемом воды, потребляемой в процессе распулповки и транспортирования хвостов к месту последующей переработки. Кроме того, в этом случае отсутствует возможность разработки бортов старого поля хвостохранилища с использованием только земснарядов без применения экскавации, что снижает итоговый полезный объем добычи техногенного сырья примерно в два раза.

Конкурирующим способом добычи лежалых хвостов обогащения руд является подземный с применением системы с самообрушением. Ввиду того,

что хвосты находятся не в связанном (сплошном), а в измельченном состоянии, горно-капитальные и горно-подготовительные работы заключаются в проведении горных выработок в скальном массиве коренных пород под хвостохранилищем для создания горизонта выпуска, доставки и транспортировки хвостов.

Суть метода заключается в контролируемом обрушении массива хвостов под собственным весом. Обрушение хвостов осуществляется без принудительного взрывания, а путём создания подсечки – формирования на горизонте выпуска горизонтального обнажения необходимых размеров. Выпуск обрушенных хвостов ведётся через горные выработки в основании блока (см рис. 5.9). Система разработки с самообрушением характеризуется низкими затратами и высокой производительностью. Производственная мощность ограничивается лишь интенсивностью выпуска.

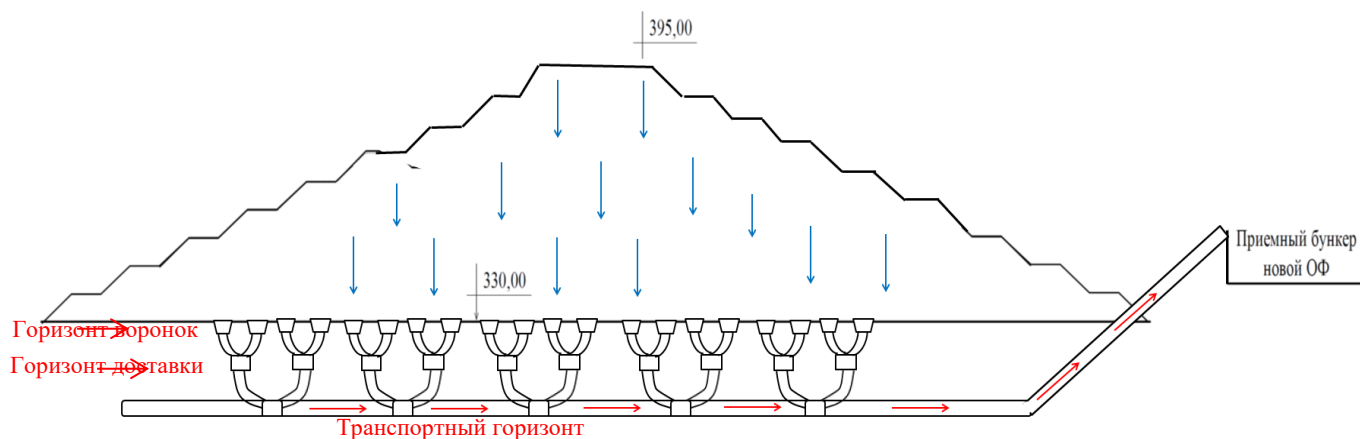


Рисунок 5.9 – Принципиальная схема разработки лежащих хвостов ЖОФ подземным способом системой с самообрушением.

Существенным недостатком данного способа разработки является высокая вероятность закупоривания дучек и, как следствие, полное прекращение работ. Кроме того, применимость данного способа возможна при влажности хвостов не более 6% на всю глубину хвостохранилища. При реализации данной технологии следует учитывать, что площадка хвостохранилища расположена на подпойменной террасе р.Кенгир и частично на склоне речной долины, в связи с чем в весенне-летний период может быть частично обводнена.

Возможны также комбинированные способы добычи хвостов (рис. 5.10), предусматривающие одновременное использование разработки хвостов сухим и мокрым способами.

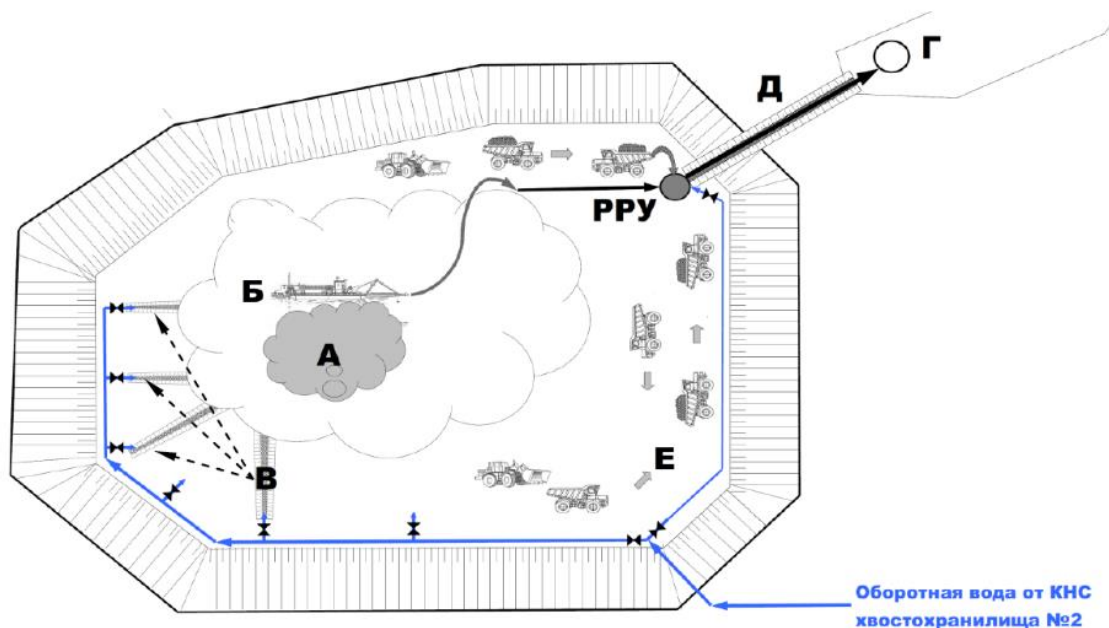


Рисунок 5.10 – Схема способа разработки хвостохранилища, предусматривающая сочетание «мокрого» и «сухого» способов: **А** - зона центрального прудка хвостохранилища - стартовая позиция для гидромеханизированной добычи и транспортировки хвостов; **Б** – рабочая зона землесосного земснаряда с грунтовыми погружными насосами глубокого погружения (до 60м); **В** – овражная и селевая эрозия поверхности хвостохранилища потоком оборотной воды, производится в целях подпитки «твердым» рабочего котлована в зимний период; **Г** - промплощадка новой обогатительной фабрики с приемным резервуаром (- 2 ед.) для пульпы; **Д** – акведук для самотечного коллектора; **РРУ** - растворно-распределительный узел для приготовления концентрированной пульпы с дальнейшей транспортировкой пульпы по самотечный коллектору; **Е** - пляж - зона сухой добычи хвостов землеройными машинами

Их сочетание может повысить эффективность разработки техногенного образования ввиду:

- снижения количества работающих земснарядов и погружных насосов;
- возможности разработки бортов законсервированного хвостохранилища одновременно с добычей хвостов из затопленной части;
- существенного уменьшения необходимого количества воды для разбавления отложившихся, осевших на дно хвостохранилища, хвостов.

Для выбора предпочтительного способа добычи и транспортировки лежалых хвостов выполнен анализ удельных затрат на разработку хвостохранилища по вышерассмотренным технологическим схемам с заданным объемом хвостов – 15,0 млн.т/год (табл.5.7).

Таблица 5.7 – Удельные затраты на разработку лежалых хвостов хвостохранилища по предложенным технологическим схемам

№ п/п	Способ разработки	Процесс	Вид оборудования	Объем, тыс.т	Удельные затраты, \$/т
1	Способ «сухой» добычи хвостов с применением одноковшовых экскаваторов (рис.5.5)	Погрузка	Экскаватор одноковшовый, V = 4м³	15000	2,04
		Погрузка	Погрузчик ковшовый, V = 8м³	15000	0,80
		Транспортировка до обогатительной фабрики	Автосамосвал БелАЗ, г/п 40т, расстояние L=3,6км	15000	1,08
		Итого			3,92
2	Способ «сухой» добычи хвостов с применением многоковшового цепного экскаватора и ленточных передвижных, телескопических и сборного наклонного конвейера (рис. 5.6)	Погрузка	Экскаватор цепной многоковшовый	15000	0,15
		Транспортировка до обогатительной фабрики	Конвейеры ленточные передвижные №1, 2, расстояние L = 2,8 км	15000	0,13
			Конвейер ленточный телескопический №3, расстояние L = 2,2 км	15000	
			Конвейер ленточный наклонный №4, расстояние L = 2,7 км	15000	
		Итого			0,28
3	Способ «сухой» добычи хвостов с применением карьерных комбайнов (рис. 5.7)	Погрузка	Комбайн карьерный, ширина барабана 4,2м	15000	0,44
		Транспортировка до обогатительной фабрики	Конвейер ленточный, расстояние L = 3,2 км	15000	0,13
		Итого			0,57
4	Способ «мокрой» добычи хвостов с применением земснаряда с цепным рыхлителем и гидротранспортированием (рис.5.8)	Погрузка и транспортировка от забоя до бункера приемного колодца	Земснаряд-гидротранспорт, расстояние L = 1,5 км	15000	0,57
		Транспортировка от бункера до обогатительной фабрики	Коллектор стальной самотечный, расстояние L = 1,7 км	15000	0,30
		Итого			0,87
5	Способ комбинированной добычи хвостов с применением земснаряда, гидротранспорта, колесных погрузчиков и автосамосвалов (рис.5.10)	Погрузка и транспортировка от забоя до бункера	35% - земснаряд- гидротранспорт, расстояние L = 1,5 км	5250	0,20
		Погрузка	65% - погрузчик CAT-980, V = 5,6м³	9750	0,27
		Транспортировка от забоя до бункера	Автосамосвал Shaanxi, грузоподъемность 40т, расстояние L = 1,5 км	9750	0,28
		Транспортировка от бункера до обогатительной фабрики	Коллектор стальной самотечный, расстояние L = 1,7 км	15000	0,30

В пользу сухого способа разработки хвостов свидетельствуют данные физико-механических свойств, определенные на стадии геологических изысканий. Для оценки коэффициента фильтрации, включая определение гранулометрического состава и прочностных характеристик отложенных хвостов, использованы данные по 5 технологическим пробам, состоящим из смеси проб геологических изысканий, отобранных при проходке скважин. Результаты расчетов по определению физико-механических характеристик приведены в таблице 5.8.

Таблица 5.8 – Физико-механические характеристики хвостовых отложений при влажности 5%.

№	Наименование образцов грунта	Ж-ФМ-1	Ж-ФМ-2	Ж-ФМ-3	Ж-ФМ-4	Ж-ФМ-5
1	Номера скважин, из которых взяты образцы хвостов	15, 16, 17, 18, 19	15, 16, 17, 18, 19	8, 9, 13, 14	8, 9, 13, 14	1, 2, 3
2	Глубина отбора проб для образца, м	0 - 30	30 - 60	0 - 30	30 - 60	0 - 30
3	Плановое расположение скважин	Восточная часть		Прудковая зона		Западная часть
4	Количество частиц в хвостах крупностью менее 0,074 мм, %	40	60	66	70	55
5	Содержание глинистых частиц (менее 5 мкм), %	8,5	14,1	17,0	21,0	12,0
6	Наименование грунтов в соответствии с таблицей 5 [137]	Супесь тяжелая	Суглинок легкий	Суглинок средний пылеватый	Суглинок тяжелый пылеватый	Суглинок легкий пылеватый
7	Коэффициент пористости взятых проб смеси грунтов в соответствии с изысканиями	0,76	0,74	0,78	0,76	0,76
8	Коэффициент фильтрации в соответствии со справочными данными, см/с	10^{-5}	10^{-7}	10^{-7}	10^{-8}	10^{-7}
9	Коэффициент фильтрации по данным лабораторных исследований, см/с	$1,1 \cdot 10^{-4}$	$4,6 \cdot 10^{-5}$	$2,5 \cdot 10^{-5}$	$1,3 \cdot 10^{-5}$	$4 \cdot 10^{-5}$

Для расчетов фильтрации и уплотнения хвостов прудковой зоны используется компрессионные кривые на рисунке 5.11.

Зависимость коэффициента сжимаемости от вертикального давления для прудковой зоны приведена на рисунке 5.12. В прудковых зонах при изменении коэффициента пористости от 2,8 до 0,65 коэффициент фильтрации соответственно принимает значения $4 \cdot 10^{-6} \div 7 \cdot 10^{-8}$, то есть характеризует данные хвосты как глинистые.

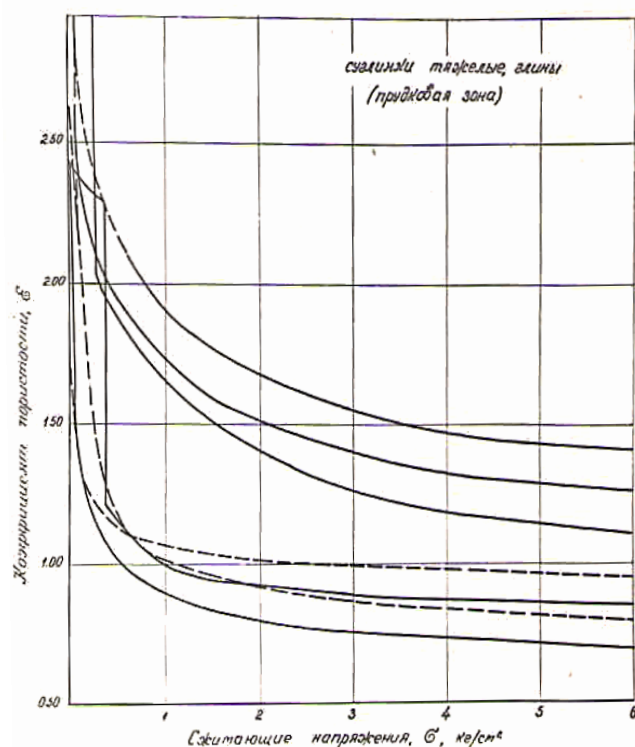


Рисунок 5.11 – Компрессионные кривые грунтов хвостохранилищ для супеси: 1- Агарак, 2 - Гай, 3- Меднеули, 4- Алмалык МОФ, 5- Алмалык СОФ, 6- Тырныауз, 1- Краснореченск.

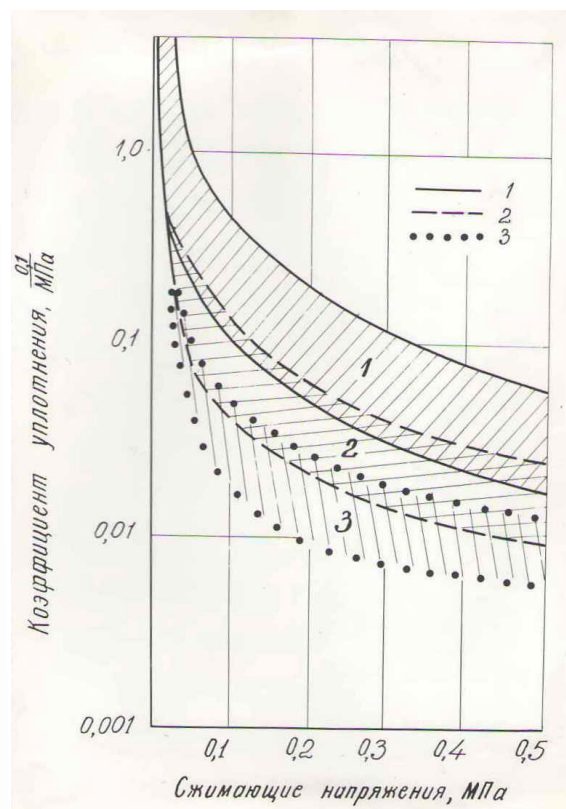


Рисунок 5.12 – Зависимость коэффициента сжимаемости (а) от вертикального давления (σ) для различных зон хвостохранилищ: 1- пески, 2- супеси, суглинки легкие (пляжная зона), 3- суглинки тяжелые, глины (прудковая зона)

Для расчетов принимаем коэффициент фильтрации хвостов прудковой зоны равным $2 \cdot 10^{-6}$ см/сек. При этом для остальной части поля хвостохранилища, с учетом выполненных изысканий, коэффициент фильтрации изменяется до 10^{-4} см/сек. В соответствии с зонированием законсервированного хвостохранилища по величинам коэффициента фильтрации определено расчетное положение кривой депрессии, показывающее положение уровня фильтрационных вод на текущий момент.

Сравнение вышеперечисленных данных с параметрами, полученными в результате оценки геологических исследований хвостохранилища Жезказганской ОФ по физико-механическим характеристикам образцов, позволяет сделать следующие выводы:

1. Плотность хвостов в сухом состоянии, для исследуемых образцов законсервированного хвостохранилища, составляет 1,51-1,55 т/м³.

2. Угол внутреннего трения, определенный при составлении материалов геологических изысканий, изменяется от $31-37^\circ$, что характеризует хвостовые отложения как прочные, при удельном сцеплении от 0,010 до 0,033 МПа;

3. Компрессионные испытания, выполненные при составлении материалов геологических изысканий, показали практически одинаковое изменение коэффициента пористости в зависимости от вертикальной нагрузки для всех образцов - от 0,6 до 0,79 при нагрузке в диапазоне 0-0,3 МПа/см³;

4. Для выполнения расчетов интенсивности осушения хвостов законсервированного хвостохранилища принят коэффициент фильтрации прудковой зоны равным $2 \cdot 10^{-6}$ см/сек для центрального участка (прудковой зоны), а для района вблизи прудковой зоны (участок от границы прудковой зоны до середины участка между границей прудковой зоны и дамбой обвалования) - 10^{-5} см/сек, а для остальной части хвостохранилища 10^{-4} см/сек (расстояние от середины участка между границей прудковой зоны и дамбой обвалования и дамбой обвалования). Результатом дополнительных исследований физико-механических свойств, проведенных Заказчиком с целью определения коэффициента фильтрации технологических проб, показали, что вышеприведенный вывод по размеру коэффициента фильтрации и его расположению даже несколько занижены, что, в свою очередь, обеспечивает запас надежности выбранного метода разработки хвостов.

5. Около 60% всего объема лежалых хвостов, на данный момент, характеризуются влажностью менее 20%, при этом около 70% поверхностного слоя до 10 м глубиной характеризуются влажностью до 15%.

6. Сравнивая положения кривых депрессии на начало 2006 года, в 2014 году и расчетную кривую депрессии на начало 2015 года можно утверждать, что интенсивность обезвоживания лежалых хвостов естественным путем достаточна для проведения работ непосредственно на лежалых хвостах в том числе в прудковой зоне. Интенсивность понижения кривой депрессии в прудковой зоне хвостов составляет до 1,0 м/год, что является минимальным значением для всего законсервированного хвостохранилища. Зона массива хвостов в непосредственной близости к бортам осушена практически полностью.

7. Приведенные данные характеризуют исследуемый материал как достаточно уплотненный и пригодный для "сухого" способа разработки.

5.3 Исследование процессов переработки лежалых хвостов обогащения Жезказганских медных руд

Решение одной из поставленных задач настоящей диссертации – снижение накопленных объемов отходов предприятий и вовлечение их в промышленное использование, может быть основано на комбинации процессов первичной и вторичной переработки бедных руд и техногенного сырья в едином технологическом цикле. Учитывая положительный опыт разработки технологии переработки бедных сульфидных руд Жезказганского месторождения с применением комбинированной флотационно-гидрометаллургической схемы, нами была исследована возможность применения аналогичной технологии переработки для техногенного медьсодержащего сырья.

Лабораторные исследования по разработке технологии были проведены на представительной пробе лежалых хвостов Жезказганской обогатительной фабрики. Результаты химического анализа исходного материала приведены в таблице 5.9.

Таблица 5.9 – Химический состав исходных хвостов ЖОФ, %

Cu	Fe	Ca	Si	Al	Zn	Ag, г/т	Ti	S	Mn	Cr	Pb
0,12	2,90	2,92	28,94	6,21	0,067	2,13	0,31	0,36	0,13	0,017	0,082

Полученные результаты химического состава лежалых хвостов обогащения, показали, что в представительной пробе содержание меди очень низкое, порядка 0,12%, также как и содержание серебра – около 2,13 г/т. Для определения форм нахождения меди в пробе лежалых хвостов был проведен фазовый анализ. Результаты представлены в таблице 5.10.

Таблица 5.10 - Фазовый состав пробы лежалых хвостов ЖОФ по формам соединения меди

Наименование соединений	Содержание, %	
	Абс.	Отн.
Окисленные соединения	0,03	23,08
Вторичные сульфиды	0,09	69,23
Первичные сульфиды	<0,01	7,69
Итого	0,13	100,0

Анализ данных таблицы свидетельствует, что медь представлена в основном вторичными сульфидными 69,23 %, также присутствуют окисленные минералы – 23,08% и первичные сульфиды – 7,69 %.

Материал пробы хвостов отправлялся на первичную переработку, которая включала в себя (рис. 5.13): мокрое измельчение лежалых хвостов до со-

держания класса 0,071 мм 85-87%; основную флотацию; классификацию хвостов основной флотации в гидроциклоне с доизмельчением песковой фракции до 95% класса – 0,071 мм; контрольную флотацию измельченной песковой фракции; сгущение, фильтрацию и сушку объединенного чернового концентрата.

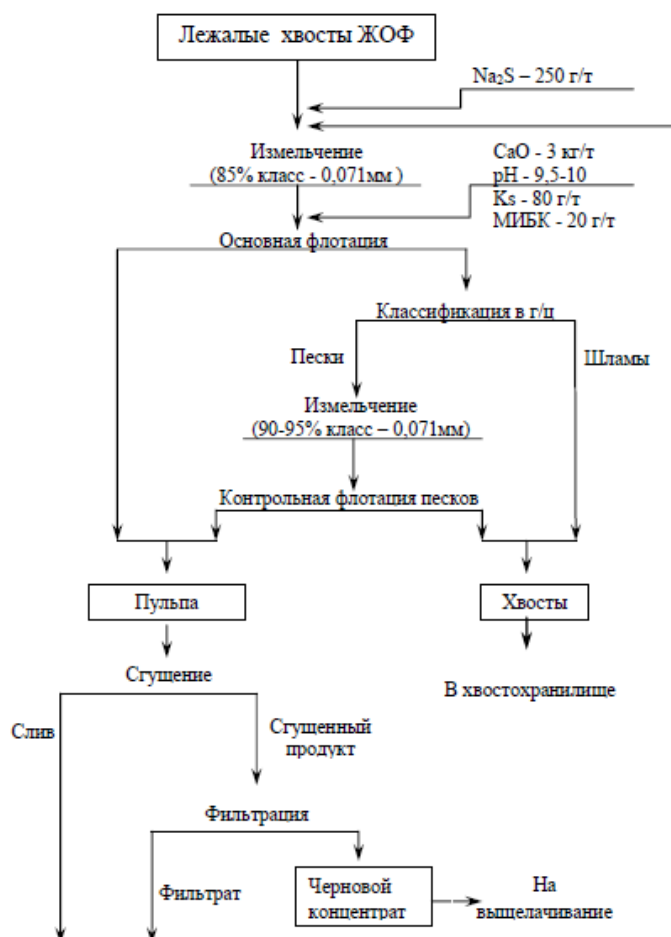


Рисунок 5.13 – Технологическая схема флотации лежалых хвостов обогащения

Реагентный режим флотации подбирался специально с учетом химического и минерального состава, степени окисленности руды, содержания вторичных сульфидов в пробе. Наиболее рациональным оказался следующий режим: добавление сернистого натрия в количестве 250 г/т в процесс измельчения для активизации поверхности вторичных сульфидов меди и сульфидизации окисленных медных минералов; применение в основной флотации основного собирателя ксантогената бутилового при расходе 80 г/т для выделения первичных, активированных вторичных и сульфидизированных окисленных минералов с добавлением вспенивателя МИБК в количестве 20 г/т и известкового молока - 3 кг/т для создания щелочной среды (pH=9,5-10).

Полученные технологические показатели первичной переработки лежа-
лых хвостов обогащения флотационным методом представлены в табл. 5.11.

Таблица 5.11 – Сводные показатели флотационных опытов

№	Наименование продукта	Выход		Содержание, %		Извлечение, %	
		кг	%	Cu, %	Ag, г/т	Cu, %	Ag, %
1	Концентрат основной флота- ции	166,60	8,54	0,71		50,53	
2	Концентрат контрольной пес- ковой флотации	23,40	1,20	1,60		16,03	
3	Общий медный концентрат	190,0	9,74	0,82	21,0	66,56	70,53
4	Слив классификации хвостов (шламы)	924,26	47,40	0,062		24,49	
5	Хвосты песковой флотации	835,74	42,86	0,025		8,95	
6	Общие отвалы хвосты	1760,0	90,26	0,044	0,946	33,44	29,47
7	Исходная проба хвостов	1950,0	100,0	0,12	2,9	100,0	
Условия для проведения флотации на опытно – промышленной установке: Расход реагентов: Измельчение I стадия - известь -3 кг/т; Na ₂ S – 250 г/т. На основную флотацию - KS – 80 г/т, МИБК – 20 г/т; На контрольную песковую флотацию - KS – 60 г/т; МИБК – 10 г/т.							

Результатом обогащения явился черновой концентрат с суммарным из-
влечением меди и серебра, соответственно, 66,56% и 70,53% при выходе кон-
центрата 9,74%. При этом качество объединенного концентрата составило: со-
держание меди - 0,82%, серебра – 21,0 г/т.

Содержание основных компонентов в черновом концентрате представ-
лено в табл.5.12. Для определения эффективности измельчения и раскрытия
минеральных сростков был выполнен гранулометрический анализ черного
медного концентрата. Результаты представлены в табл. 5.13.

Таблица 5.12 – Содержание основных компонентов в черновом концентрате

№	Наименование компонентов	Содержание, %
1	Cu	0,82
2	Fe	4,69
3	Ca	3,55
5	Mg	0,786
6	K	1,48
7	SiO ₂	61,05
8	Ag, г/т	21,8

Таблица 5.13 – Гранулометрический состав чернового медного концентрата

Класс крупности, мм	Выход, %
+0,071	2,0
-0,071+0,045	2,2
-0,045+0,020	14,0
-0,020	81,8
Итого:	100,0

Результаты фазового анализа чернового медного концентрата на формы нахождения меди и железа показаны в таблице 5.14

Таблица 5.14 – Результаты фазового анализа чернового медного концентрата

Наименование	Содержание, %	
	абс.	отн.
Железо		
В форме кислородсодержащих соединений	4,17	88,9
В форме сульфидов	0,52	11,1
Сумма:	4,69	100,0
Медь		
В форме сульфатов	<0,01	-
В форме кислородсодержащих соединений	0,05	6,6
В форме вторичных сульфидов	0,63	76,9
В форме первичных сульфидов	0,135	16,5
Сумма:	0,82	100,0

Фазовый анализ подтвердил, что основными формами нахождения меди в черновом медном концентрате являются вторичные сульфиды. В них содержится меди 76,9% отн. от общего содержания меди в пробе. В виде первичных сульфидов находится только 16,5% отн. меди. Окисленными формами минералов медь представлена на 6,6% отн. (в виде различных кислородсодержащих соединений). Основными формами нахождения железа являются кислородсодержащие соединения, в них содержится Fe 88,9% отн. от его общего содержания в пробе; 11,1% отн. железа представлено сульфидами. Повышенное значение вторичных сульфидов меди и наличие в пробе кислородсодержащих соединений позволяет судить о возможности эффективной переработки чернового медного концентрата, полученного из лежалых хвостов обогащения, в гидрометаллургическом переделе.

Также был выполнен минералогический анализ чернового медного концентрата на микроскопе Olympus BX 51. Исследования распределения минералов в продукте проводились с применением программы «Минерал+С7». Результаты исследований приведены в таблице 5.15, изображение поверхности аншлифов медного продукта под микроскопом приведены на рисунках 5.14-5.16.

Согласно данным минералогического анализа, представленным в табл.5.15, в составе чернового медного концентрата присутствуют минералы: халькопирит, халькозин, борнит, ковеллин, сфалерит, галенит, пирит, магнетит. Нерудные минералы выполнены кварцем и полевыми шпатами. Рудные

минералы образуют сростки, в основном с нерудными минералами, реже - между собой.

Таблица 5.15 – Результаты минералогического анализа черного медного концентрата – продукта обогащения лежалых хвостов обогащения руд

Наименование пробы	Минералы	Размеры зёрен, мкм		Размеры зёрен в сростках, мкм	% зёрен		Минералы в сростках
		свободные	преобладающие		свободные	сростки	
Грубый медный концентрат	халькопирит	1-30	4-20	1-10	90-95	1-5	нерудные, редко борнит
	халькозин	2-22	4-15	4-30	80-85	15	нерудные
	сфалерит	2-20	4-16	5-30	90-95	1-5	нерудные, вкл. пирита
	борнит	5-40	5-20	1-16	90-95	1-5	нерудные
	ковеллин	1-5	1-5	2-5	95	5	нерудные, халькозин
	галенит	2-24	3-5	1-5	97-98	2-3	нерудные
	пирит	1-15	2-8	2-4	95-98	2-5	нерудные
	нерудные	5-45	-	6-20, ед-60	-	-	Халькопирит, халькозин, борнит, сфалерит, галенит, пирит

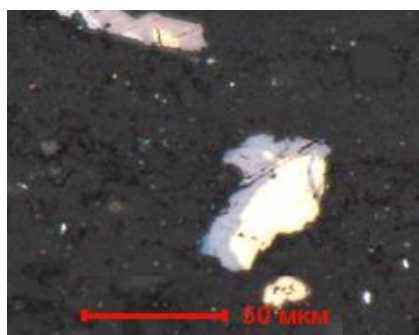


Рисунок 5.14 – Аншлиф. Замещение халькопирита халькозином, борнитом

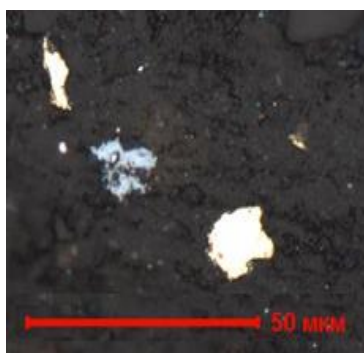


Рисунок 5.15 – Аншлиф. Зерна халькопирита (желтое), халькозина (голубое)



Рисунок 5.16 – Аншлиф. Зерна халькозина (голубое), борнита с включениями халькопирита

Минералогическим анализом установлено, что в грубом медном концентрате рудные минералы представлены в основном халькозином и единичными зернами борнита, которые содержатся в количестве 6-10 %. Размер свободных зерен около 15-20 микрон, они составляют половину массы рудных минералов. Другая половина – сростки, представляющие из себя мелкие (8-15 микрон) включения рудных минералов в измененные полевые шпаты, карбонаты, серициты и хлориты.

Изучением вещественного состава черного медного концентрата, полученного при флотационном обогащении лежалых хвостов обогащения Жезказганкой обогатительной фабрики, было выявлено: массовая доля меди составила 0,82%, серебра – 21,8 г/т; содержание тонких классов крупности – 81% класса -20 мкм; большое количество в пробе вторичных и первичных сульфидов, соответственно, 76,9 и 16,5%; наличие свободных зерен порядка 90-95%.

Полученные показатели использовались для проведения лабораторных испытаний по прямому чаново-агитационному выщелачиванию, которые указали на целесообразность применения физико-химической геотехнологии для переработки данного типа сырья. Выщелачивание проводили при комнатной температуре 25 °С в течение 10 часов в лабораторных чанах. Для окисления сульфидов добавлялся кислород под напором, который помимо окисления, перемешивал концентрат. Расход серной кислоты варьировался и составлял от 15 до 50 г/л. Для эффективности взаимодействия растворителя и твердой фазы применяли высокие показатели разжиженности (Ж:Т) от 6,5 до 15. В ходе лабораторных испытаний вели контроль таких показателей, как извлечение меди и железа в раствор, содержание меди и железа в кеке, расход и концентрацию серной кислоты. Результаты исследования процессов чаново-агитационного выщелачивания представлены в табл.5.16.

Таблица 5.16 – Результаты тестов по чаново-агитационному выщелачиванию черного медного концентрата

№ опы-та	Условия выщелачивания				Ж:Т	Выход кека, %	Содержание в кеке, %		Извлечение в раствор, %		Расход кислоты, кг/т
	Т, °С	τ, час	Начальное содержание H ₂ SO ₄ , г/л	O ₂			Cu	Fe	Cu	Fe	
1	25	2	50	1,0	6:1	89,7	0,72	1,84	19,8	10,1	234,0
2	25	6	15	1,0	15:1	87,5	0,57	3,12	37,0	14,1	118,2
3	25	2	20	0,5	10:1	92,8	0,54	3,52	36,3	11,1	173,0
4	25	4	37	0,5	10:1	91,1	0,43	2,72	50,5	20,1	215,0
5	25	6	37	0,5	10:1	88,5	0,36	2,72	59,3	21,7	211,0
6	25	8	37	0,5	10:1	87,8	0,33	2,68	63,7	23,2	223,0
7	25	10	37	0,5	10:1	87,0	0,32	2,64	65,2	24,5	204,0
8	25	12	37	0,5	10:1	86,7	0,317	2,6	65,6	25,6	213,0

Анализ данных таблицы 5.16 свидетельствует об относительно невысоких показателях извлечения меди в продуктивный раствор –до 65,6%. Для определения возможности и снижения потерь меди было выполнено изучение вещественного состава кека выщелачивания.

Результаты фазового химического анализа остатка от выщелачивания на формы нахождения меди представлены в таблице 5.17. Согласно данным фазового анализа основными формами нахождения меди в кеке выщелачивания являются первичные сульфиды, в частности, халькопирит. В них содержится 79,6% отн. от общего содержания меди в пробе. В виде вторичных сульфидов представлено 20,4% отн. от общего содержания меди в пробе. Кислородсодержащие соединения и сульфаты в пробе кека не обнаружены. Это свидетельствует о необходимости предварительного окисления первичных и вторичных сульфидов для повышения эффективности выщелачивания путем добавления соответствующих окислителей или обжига хвостов [138].

Таблица 5.17 – Результаты фазового анализа кека выщелачивания черного медного концентрата

Наименование	Содержание, %	
	абс.	отн.
Медь		
В форме сульфатов	<0,01	-
В форме кислородсодержащих соединений	<0,01	-
В форме вторичных сульфидов	0,06	20,4
В форме первичных сульфидов (халькопирит)	0,25	79,6
Сумма:	0,317	100,0

Также был выполнен минералогический анализ кека выщелачивания на микроскопе Olympus BX 51. Согласно данным минералогического анализа, остатки от выщелачивания медного продукта – тонкодисперсные. Значительная часть пробы представлена частицами <1 мкм. Изображение поверхности аншлифов отходов выщелачивания черного медного концентрата под микроскопом приведены на рисунках 5.17-5.19.

Микроскопическим анализом кека (увеличение до 20-50 мкм) выявлено значительное количество в пробе сульфидов меди, в частности халькопирита и халькозина. В результате химического воздействия, при окислительном выщелачивании произошло разъединение зерен, при котором наблюдалось разрушение четких границ. Однако, низкая эффективность воздействия на упорные вторичные и первичные сульфиды, не позволили получить высокие технологические показатели чаново-агитационного выщелачивания для извлечения металлов.

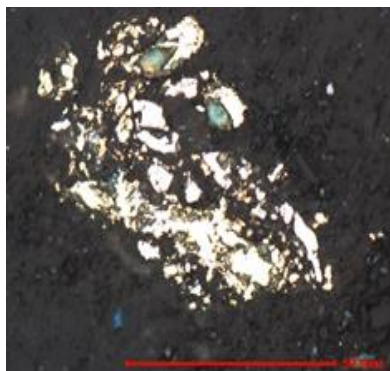


Рисунок 5.17 – Аншлиф. Скопление зерен пирита, халькопирита. Сrostок халькопирита и пирита

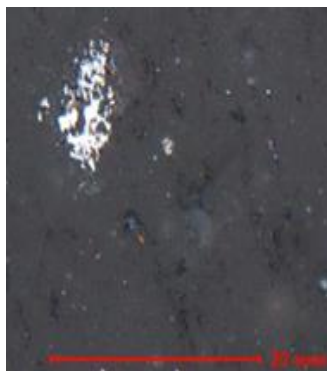


Рисунок 5.18 – Аншлиф. Разъеденные зерна халькозина

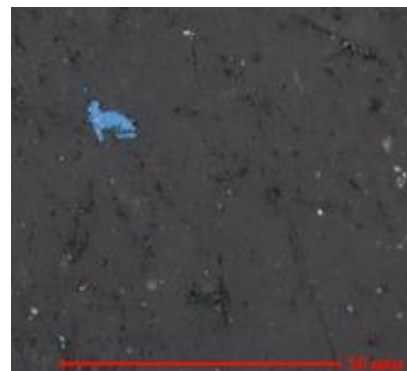


Рисунок 5.19 – Аншлиф. Разъеденные зерна ковеллина

Таким образом, в результате выполненных исследований сделан вывод:

- при обогащении флотацией лежалых хвостов обогащения медных руд Жезказганского месторождения получен черновой медный концентрат с содержанием меди 0,82%, серебра 21,8 г/т, который для повышения извлечения металлов был направлен на дополнительные исследования минерального, химического и фазового состава;

- анализом вещественного состава было выявлено, что черновой медный концентрат представлен тонким классом крупности до 98% класса – 71 мкм, и характеризуется значительным количеством вторичных и первичных сульфидов;

- основная масса минералов в кеке выщелачивания чернового медного концентрата представлена упорными первичными сульфидами – халькопиритом, причем, содержание его в кеке (79,8%) значительно выше, чем в исходной пробе хвостов (7%);

- низкое содержание ценных компонентов, наличие значительного количества вторичных сульфидов и окисленных минералов не позволяют эффективно перерабатывать лежалые хвосты традиционными методами обогащения, а предопределяет применение физико-химической геотехнологии.

Полученные результаты свидетельствуют о целесообразности переработки лежалых хвостов методами выщелачивания после предварительного обогащения с получением чернового медного концентрата. Однако, проведенные лабораторные испытания метода прямого чаново-агитационного выщелачивания выявили

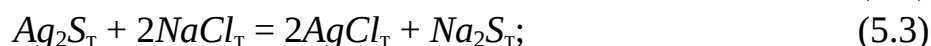
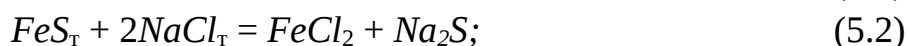
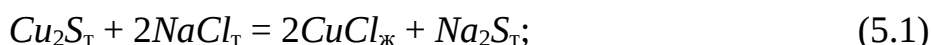
низкие показатели извлечения меди на стадии гидрометаллургической переработки – менее 65%. Также изучение вещественного состава кека выщелачивания подтвердило неэффективность применения технологий выщелачивания для упорного медьсодержащего концентрата из лежалых хвостов обогащения. При оценке положительного опыта переработки упорных, труднообогатимых сульфидных руд Жезказганского месторождения, полученный черновой концентрат, состоящий из упорных сульфидов, было предложено предварительно подвергнуть хлорирующему обжигу.

5.4 Оценка возможности повышения эффективности выщелачивания гидрометаллургического предела продуктов переработки текущих и лежалых хвостов обогащения медных руд

После первичной переработки лежалых хвостов обогащением до чернового медного концентрата в исследовательских испытаниях материал направлялся на вторичную переработку: окисление перед выщелачиванием и гидрометаллургический передел. По аналогии с бедными сульфидными рудами, предварительно применялся хлорирующий обжиг чернового концентрата, который включал в себя следующие операции: окомкование с хлоридом натрия, сушку окатышей, обжиг в печи и последующее выщелачивание огарка серной кислотой.

Хлорирующий обжиг применяли для перевода ценных компонентов из сульфидов и оксидов, нерастворимых в воде, в состояние растворимых хлоридов. Хлорирование осуществлялось за счет добавляемой к обжигаемому материалу поваренной соли или другого, содержащего хлор реагента, например, сильвинита – природной смеси хлорида натрия и калия [139]. Хлорирующий обжиг применяется для извлечения меди и серебра из малосернистого сырья.

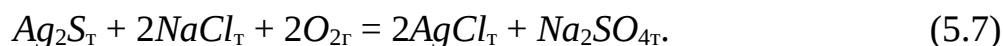
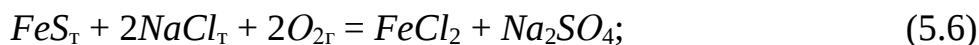
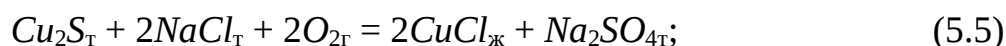
Механизм реакций, сопровождающих низкотемпературный обжиг сульфидного медного концентрата с хлоридами натрия:



Образующийся при хлорировании сульфид натрия окисляется кислородом воздуха до сульфата с выделением тепла в результате экзотермической реакции:



Таким образом, суммарные реакции, протекающие в процессе хлорирующего обжига, происходят по реакциям (5.5-5.7):



С учетом атомной массы меди 63,6 г и молекулярной массы $NaCl$ 57,5 г, в соответствии с реакцией (5.1), стехиометрический расход $NaCl$ на каждый атом меди будет равным $57,5/63,6 = 0,904$, или 0,904% на каждый процент содержания меди в концентрате.

По реакции (5.2), с учетом атомной массы железа 55,9 г, стехиометрический расход хлорида натрия составит $2 \cdot 57,5/55,9 = 2,06$ или 2,06% на каждый процент содержания железа. В свою очередь, если принять соотношение содержания железа к меди в медном черновом концентрате постоянным, то, взяв за основу это соотношение в изученном концентрате, т.е. $4,69/0,82 = 5,72$, получим общий стехиометрический расход хлорида натрия в пересчете на содержание меди в концентрате:

$$\beta_{NaCl} = (0,904 + 2,06 \cdot 5,72)\beta_{Cu} = 12,687\beta_{Cu}, \quad (5.8)$$

где β_{NaCl} – стехиометрический (необходимый) расход хлорида натрия, в % к концентрату; β_{Cu} – содержание меди в концентрате, %.

Расчет по этой формуле дает величину $\beta_{NaCl} = 12,687 \cdot 0,82 = 10,4\%$, в связи с чем шихтование черногового концентрата с галитом проводили из расчета добавления 7% хлорида натрия при шихтовании и 3% его через водный раствор при грануляции.

Затем концентрат подвергался окомкованию на укрупнено-лабораторном грануляторе с диаметром чаши 1,2 м, высотой борта 15 см при скорости вращения 20 об/мин с подачей связующего разбрызгиванием. В качестве связующего использовали 3% раствор хлорида натрия. Фракции гранул размером +5-10 мм отсеивали на ситах.

При подготовке гранул большое значение имеет получение материала, прочностные характеристики которого позволяют выдерживать нагрузки, возникающие при транспортировании и перегрузках, а также при переработке в

обжиговой печи. Это позволяет выбрать предпочтительный проектный вариант транспортирования или определить требования по прочности комков для уже выбранной системы подачи гранул в агрегат. Избыточное содержание мелочи ухудшает газопроницаемость слоя и приводит к повышенному пылеуносу и механическим потерям исходных материалов.

Для определения выхода целых гранул в каждом независимом опыте путем фиксирования нагрузки отбирали по 25 окатышей. Полученные результаты статической и динамической (ударной) прочности гранул приведены в таблицах (5.18, 5.19) .

Статическая прочность, она же выход целых гранул (в долях единицы), рассчитывалась по вероятностной формуле энергостохастической прочности :

$$P_c = 0,5 \left(\frac{2m_a g}{\pi d p_c} \right)^6 ; \quad (5.9)$$

$$P_y = 0,5 \left(\frac{2m g h}{\pi d^2 \rho_y} \right)^6 , \quad (5.10)$$

где P_c – выход целых гранул при статической нагрузке (доли единицы), – прикладываемая сила нагрузки, Н; g – ускорение силы тяжести, м/с²; – размер (диаметр) гранулы, м, – эффективное поверхностное натяжение при статической нагрузке, Н/м=Дж/м², P_y – выход целых гранул при падении (ударная прочность), д.е.; h – высота падения гранулы, м; ρ_y – энергия поверхности разрушения гранулы при ударной нагрузке, Дж/м².

Для определения поверхностного натяжения при воздействии статической нагрузки использовали формулу, обратную (5.9):

$$P_c = \frac{2m_a g}{\pi d} \left| \frac{\ln 0,5}{\ln P_c^2} \right|^{1/6} ; \quad (5.11)$$

Следует отметить, что гранула имеет сопротивляемость разрушению от статической нагрузки выше, чем от ударной, которая, как правило, оказывается более критической при разрушении. Поэтому эти характеристики определялись в отдельных экспериментах. С этой целью использовалась формула (5.11) в обращенной относительно ρ_y форме

$$P_c = \frac{2d h g}{\pi} \left| \frac{\ln 0,5}{\ln P_y^2} \right|^{1/6} , \quad (5.12)$$

Для проверки адекватности использовали коэффициент нелинейной множественной корреляции R и его значимость t_R , которые выражаются:

$$R = \sqrt{1 - \frac{(n-1) \sum_{i=1}^n (y_{ai} - y_{pi})^2}{(n-k-1) \sum_{i=1}^n (y_{ai} - \overline{y_{a,cp}})^2}}; \quad (5.13)$$

$$t_g = \frac{R \cdot \sqrt{n-k-1}}{1-R} > 2 \quad (5.14)$$

где $y_{a,i}$ – экспериментальное значение прочности; $y_{p,i}$ – расчетное значение прочности гранул; $y_{a,cp}$ – среднее экспериментальное значение прочности гранул; n – число независимых (не повторных) экспериментальных данных; k – число учитываемых факторов; $(n-1)$ – число степеней свободы дисперсии воспроизводимости; $(n-k-1)$ – число степеней свободы дисперсии адекватности.

Формулы (5.11), (5.12) основаны на вероятностном характере разрушения под действием любых нагрузок (статических, ударных, термических), в результате чего вероятность разрушения связана с долей разрушенного материала, а вероятность сохранности – с долей оставшегося целым. Физическая сущность энергостохастической прочности непосредственно связана с энергией вновь образованной поверхности разрушенного материала, измеряемой в Дж/м², либо в тождественно равной удельной линейной силе поверхностного натяжения, имеющей размерность Н/м. Этой энергии соответствует энергия нагрузки, и их соотношением определяется увеличение или уменьшение выхода разрушенных или целых кусков.

Полученные результаты представлены в таблицах 5.18 и 5.19.

Таблица 5.18 – Результаты опытов по определению характеристик эффективного поверхностного натяжения ρ_c , Н/м, или энергии поверхности разрушения, Дж/м², и статической прочности сырых гранул P_c

m_g , кг	P_c	P_c , %	ρ_c , Дж/м ²	$P_c(1)$
0,5	0,96	96	626,73	0,9985
0,895	0,84	84	880,733	0,9537
1,148	0,68	68	989,692	0,8098
1,922	0,4	40	1434,41	0,0096
2,317	0,16	16	1540,55	0

Силовое воздействие нагрузки определяется величиной силовой нагрузки. В качестве силовой нагрузки использовались грузы массой $m_g=0,5 \div 2,3$ кг. Средние значения статической и динамической прочности гра-

нул составили 1094,42 Дж/м² и 214,6 Дж/м², соответственно. Достаточно высоко значимые коэффициенты корреляции для статической и динамической прочности гранул составили $R=0,86$, $t_R=9,3>2$ и $R=0,78$, $t_R=3,2>2$, и, соответственно, дают право использования полученных энергостохастических моделей прочности гранул для расчета допустимой высоты бункеров при загрузке и хранении гранул различной крупности из черновых медных концентратов.

Таблица 5.19 - Результаты опытов и расчетов по определению характеристик эффективного поверхностного натяжения ρ_y , Н/м, или энергии поверхности разрушения, Дж/м², и динамической прочности сырых гранул P_y (д.е.)

h, м	P_y , д.е	P_y , %	ρ_y , Дж/м ²	P_y , д.е	P_y , %
3	0,88	88	211,72	0,88	88
4	0,32	32	196,04	0,51	51
5	0,24	24	236,03	0,08	8

В таблице 5.20 приведены результаты оценки сохранности гранул при статической нагрузке в бункерах в зависимости от высоты слоя и размера гранул. По данным таблицы 5.20 видно, что класс +5-10 мм (средний – 7,5 мм), гранулированный на насыщенном растворе хлорида натрия, выдерживает без разрушения высоту слоя до 9 м.

Что касается более крупных гранул, то они явно разрушаются, начиная уже с высоты слоя 3 м, а при высоте 6 м самые крупные гранулы практически не сохраняются.

Таблица 5.20 – Сохранность гранул при статической нагрузке в зависимости от их диаметра и высоты слоя, д.е

Средний размер, мм	d, м	P_c при h_c										
		1	2	3	3,5	4	5	6	6,5	7	8	9
5	0,005	1	1	1	1	1	1	1	0,9999	0,9999	0,9998	0,9996
7,5	0,0075	1	1	1	1	1	0,9999	0,9996	0,9993	0,9989	0,9976	0,9951
10	0,010	1	1	1	0,9999	0,9998	0,9992	0,9976	0,9961	0,9939	0,9866	0,9729
12	0,012	1	1	0,9999	0,9997	0,9994	0,9976	0,9928	0,9884	0,982	0,9604	0,9213
15	0,015	1	1	0,9996	0,9989	0,9976	0,9909	0,9729	0,9566	0,9331	0,8571	0,7316

Возможно, это следует рассматривать как положительный фактор, поскольку при раздавливании образуются осколки, соизмеримые с оптимальной

фракцией гранул, и специальных измельчающих устройств для крупных окатышей не потребуется. Это должно более четко проявиться при падении гранул разного размера с различных высот, в первую очередь, при загрузке бункеров, так как энергетическая прочность при ударе меньше, чем при статической нагрузке.

В таблице 5.21 приведены результаты расчетов по сохранности гранул при ударной нагрузке.

Таблица 5.21 – Зависимость сохранности влажных гранул от их диаметра и высоты падения по формуле (5.11) с переводом в д.е.

$d, \text{ м}$	$P_c \text{ (д.е.) при } h_c, \text{ м}$					
	1	2	3	4	5	6
0,005	1	0,9991	0,9897	0,9435	0,8011	0,5157
0,0075	0,9998	0,9897	0,8888	0,5157	0,08	0,0005
0,010	0,9991	0,9435	0,5157	0,0242	0	0
0,012	0,9973	0,8406	0,1384	0	0	0
0,015	0,9897	0,5157	0,0005	0	0	0

Тщательно подготовленные окатыши направляли на обжиг, который проводили в лабораторной печи шахтного типа [133]. Изучено влияние температуры, продолжительности обжига на извлечение меди и серебра в раствор (табл.5.22). Максимальная относительная убыль массы гранул (W_{105}), диаметром +5-10мм (среднее 8 мм) в процессе их сушки при 105°C, которую проводили до прекращения изменения массы гранул, составила 9,79%.

Таблица 5.22 - Влияние температуры обжига (при расходе NaCl 25% от массы концентрата) на их характеристики обожженных гранул

$t, ^\circ\text{C}$	Выход кека, %	$\beta_{Ag},$ г/т в огарке	$\beta_{Ag},$ г/т в кеке	$\varepsilon_{Ag}, \%$	$\beta_{Cu}, \%, \text{ в}$ огарке, %	$\beta_{Cu}, \%, \text{ в}$ кеке	$\varepsilon_{Cu}, \%$
300	43,5	17,4	2,74	93,15	0,66	0,786	48,22
400	42,5	17,4	0,43	98,94	0,66	0,143	90,82
450	35,9	17,4	0,50	98,96	0,66	0,023	98,76
500	35,9	17,4	0,73	98,5	0,66	0,023	98,76
600	40	17,4	0,45	98,96	0,66	0,024	98,54
700	43,5	17,4	0,50	98,75	0,66	0,027	98,2

Насыпная масса влажных гранул составила 1,135 г/см³. Полученные энергостохастические модели прочности гранул, использованные для расчета

допустимой высоты бункеров при загрузке и хранении гранул различной крупности из черновых медных концентратов, в ходе моделирования показали, что класс +5-10 мм (в среднем - 7,5 мм), гранулированный на насыщенном растворе хлорида натрия, выдерживает высоту слоя до 9 м [140]. Анализируя результаты таблицы 5.20, установлено, что наилучшие показатели получены при температуре обжига 450 °С, что вполне сопоставимо с данными литературных источников.

Помимо температуры, было изучено влияние продолжительности обжига при расходе NaCl - 25% от массы концентрата при температуре 450 °С. Результаты экспериментов представлены в таблице 5.23.

Таблица 5.23 – Влияние продолжительности обжига чернового медного концентрата на извлечение серебра и меди в раствор выщелачивания

Время обжига, мин	Выход кека, %	β_{Ag} , г/т в огарке	β_{Ag} , г/т в кеке	ε_{Ag} , %	β_{Cu} в огарке, %	β_{Cu} , %, в кеке	ε_{Cu} , %
30	48	17,4	0,63	98,26	0,66	0,075	94,58
45	45	17,4	0,62	98,39	0,66	0,072	95,1
60	42,5	17,4	0,43	98,96	0,66	0,011	99,3
120	42	17,4	0,25	99,4	0,66	0,008	99,47

Анализ представленных данных показывает, что продолжительность обжига 30 минут вполне достаточна. Однако, для полного окисления сульфидов температура процесса в эксперименте была увеличена до одного часа.

В результате исследований процесса обжига установлено, что достаточно высокая степень извлечения меди и серебра в раствор достигается после обжига чернового медного концентрата при $t = 450 - 500$ °С в течение одного часа. Химический состав обожженного флотационного концентрата (огарка) представлен в таблице 5.24.

Таблица 5.24 – Химический состав обожженного чернового медного концентрата, %

Cu	Fe	Pb	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Zn	Ag, г/т	Ca	Na	Cl	K
0,73	5,38	0,11	55,02	7,40	0,12	20,2	3,3	12	15	1,05

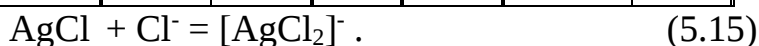
Выщелачивание измельченного огарка (таблица 5.22) проводилось с перемешиванием механической мешалкой в термостатированной ячейке при следующих условиях: температура $t = 85$ °С; продолжительность опыта $\tau = 120$ минут; постоянное отношение жидкого к твердому Ж:Т=4:1; варьировались:

расход NaCl (галит) от 3 до 15% от массы огарка с добавлением его в серно-кислый раствор, концентрация серной кислоты $C_{H_2SO_4}$ от 40 до 150 г/л; контролировалось извлечение меди, серебра, железо в раствор [141, 142].

По окончанию выщелачивания пульпа сгущалась. Нижний слив сгущённой пульпы фильтровался на пресс – фильтре. Промывка кека на фильтре проводилась в две стадии [143]. Промывная вода первой стадии, как и продуктивный раствор выщелачивания, направлялась на сорбционное извлечение меди и серебра. Условия и результаты проведенных испытаний представлены в таблице 5.25, из которой видно, что расход NaCl не влияет на извлечение меди и железа, а извлечение серебра напрямую зависит от расхода галита, что, очевидно, связано с растворимостью хлоридов серебра в водном растворе по реакции [144]:

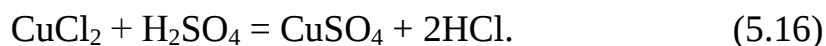
Таблица 5.25 - Влияние расхода галита и серной кислоты при выщелачивании огарка на извлечение меди, серебра и железа в раствор

Изучаемый фактор		Выход кека, %	$\beta_{Cu}, \%$ в кеке	$\varepsilon_{Cu},$ %	$\beta_{Fe},$ г/т, в кеке	$\varepsilon_{Fe},$ %	$\beta_{Ag}, \text{г/т},$ в кеке	$\varepsilon_{Ag},$ %
$\gamma_{NaCl}, \%$ ($\tau - 120$ мин; $C_{H_2SO_4} - 100$ г/л; $t - 80$ °C; Ж:Т=4:1)	3	70,6	0,038	96,32	1,50	80,31	12,2	57,36
	8	71,2	0,036	96,49	1,51	80,02	1,18	95,84
	10	67,9	0,037	96,56	1,49	81,19	0,78	97,38
	15	68,1	0,04	96,27	1,51	72,98	0,77	97,40
$C_{H_2SO_4}$ г/л ($\tau - 120$ мин; $\gamma_{NaCl} - 10\%$, $t - 80$ °C; Ж:Т=4:1)	40	73,4	0,078	92,16	2,37	67,66	0,80	97,09
	80	70,8	0,043	95,83	2,05	73,02	0,79	97,23
	100	67,9	0,037	96,56	1,49	81,19	0,78	97,38
	150	68,1	0,036	96,64	1,35	82,91	0,67	97,74



Нерастворимый в воде хлорид серебра в присутствии избытка хлор-ионов переходит в комплексный хлор-анион серебра, хорошо растворимый в воде.

При выщелачивании раствором серной кислоты протекает реакция растворения хлорида меди:



В результате сернокислого выщелачивания получен продуктивный раствор, состав которого приведен в таблице 5.26. Как видно из таблицы 5.26, низкое содержание меди в растворе и высокий фон примесей, особенно железа, не позволяют подвергать электролизу раствор выщелачивания с целью

получения кондиционной катодной меди. Данный раствор необходимо очистить от примесей и сконцентрировать по меди.

Таблица 5.26 – Химический состав раствора выщелачивания обожженного чернового медного концентрата, г/л

Cu	Fe	H ₂ SO ₄	Zn	Ag, мг/л
2,12	12,47	43,28	0,27	5,87

Наиболее оптимальными для извлечения меди и серебра из продуктивного раствора являются ионообменные методы, позволяющие селективно извлекать ценные компоненты. В работе были исследованы сорбционные методы извлечения меди и серебра из раствора, которые проводились на смоле Lewatit Monoplus TP 220 со скоростью подачи раствора - 6 уд. объемов в час. Доказано, что предпочтительная емкость ионита по меди при сорбции должна составлять 56 г/литр смолы, при этом сорбция серебра проходит наиболее полно и не достигает проскоковых концентраций [145, 146].

В связи с тем, что ионит Lewatit Monoplus TP 220 сорбирует медь и серебро из сильноокислых растворов, то десорбция меди и серебра возможна только щелочными десорбентами, в частности, аммиачной водой.

Сквозное извлечение меди из хвостов в катодную медь составило 64,21%, сквозное извлечение серебра в слитки – 67,02 %. Попутное извлечение рения в перренат аммония – 47,96 % и сквозное извлечение железа в железный купорос составляет 16,0 % [147]. Полученные показатели и попутное извлечение серебра и рения свидетельствуют о возможности эффективной разработки лежащих хвостов обогащения Жезказганской обогатительной фабрики для компенсации выбывающих балансовых запасов действующий рудников.

Выводы по 5 главе

Результаты проведенных исследований процессов добычи и переработки техногенного сырья физико-химическими технологиями позволяют сделать следующие выводы:

1. Запасы техногенного сырья (хвостов обогащения) являются важнейшим источником восполнения сырьевой базы Жезказганского месторождения.
 2. Изучение физико-механические свойств хвостов позволило сделать вывод о возможности применения «сухого» способа добычи хвостов».
- Наиболее экономичной схемой «сухой» добычи и транспортировки хвостов является схема, включающая добычу лежащих хвостов многоковшовым

цепным экскаватором и транспортировку хвостов от забоя до новой обогатительной фабрики конвейерным транспортом, как наиболее производительная и низкзатратная. Вместе с тем, указанная схема является наименее изученной, следовательно, несет определенные риски.

3. Применение физико-химических технологий переработки техногенного сырья позволяет получать высокие показатели извлечения ценных компонентов и достигнуть низкой себестоимости за счет:

- первичной переработки техногенного методом флотации с получением чернового концентрата, что позволяет снизить затраты на обогащение и повысить показатели извлечения ценных компонентов в черновой концентрат;
- проведения хлорирующего обжига чернового концентрата в автогенном режиме за счет окисления присутствующей в нем серы;
- высокая комплексность использования сырья позволяет наряду с основными компонентами медью и серебром, попутно извлекать рений, железо и золото в товарные продукты;
- вторичные хвосты технологии могут быть использованы как материал для гидрозакладки пустот подземных выработок с целью стабилизации геомеханической ситуации, а также как дешевый строительный материал.

4. Глубокая переработка техногенного сырья с применением физико-химических технологий и утилизацией отходов позволяет утверждать о создании экологически сбалансированной системы.

6. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ И ОЦЕНКА ИХ СОЦИАЛЬНОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ

6.1. Алгоритм выбора рациональной стратегии комплексного освоения Жезказганского месторождения

Задача восполнения минерально-сырьевой базы представляется приоритетной для Жезказганского региона. ПО «ЖЦМ» является регионообразующим предприятием, поэтому возможное сокращение объемов производства может привести к резкому сокращению рабочих мест, что окажет негативное влияние на дальнейшие судьбы многих десятков тысяч работников и жителей городов и населенных пунктов всего региона.

Попытка решить задачу экстенсивным путем, т.е. расширение сырьевой базы за счет строительства новых рудников, в связи с перманентным кризисным состоянием мировой экономики и падением цен на металлы на мировых биржах, оказалась неудачной. Поэтому автором диссертации предложен альтернативный – интенсивный путь решения проблемы региона [148], который предусматривает восполнение сырьевой базы за счет:

- добычи запасов, ранее не вовлекавшихся в производство:
 - забалансовых и бедных сульфидных руд;
 - упорных окисленных и смешанных труднообогатимых руд;
 - обрушенных руд;
- переработки сульфидных отходов обогатительного производства.

Таким образом, в качестве основного резерва восполнения сырьевой базы ПО «ЖЦМ» должны рассматриваться не только балансовые и забалансовые запасы действующих рудников, но и накопленное за длительный период эксплуатации Жезказганского месторождения техногенное сырье [149]. Кроме того, восполнение сырьевой базы возможно за счет запасов, ранее не вовлекавшихся в эксплуатацию: упорных и труднообогатимых смешанных и окисленных руд, а также запасов, списанных ранее в потери и временно-неактивных запасов, расположенных преимущественно в зонах охранных целиков горнопромышленных объектов.

Научно-исследовательские изыскания по разработке эффективных технологий добычи и переработки вышеуказанных запасов, представленные в главах 2-5 диссертации, показали, что перспективная стратегия освоения Жезказганского месторождения на современном этапе развития горных работ должна базироваться не на решении сиюминутных потребностей предприятия, а на проектировании устойчивой экологически сбалансированной горно-технической системы, обеспечивающей эффективную добычу и переработку всех оставшихся природных и техногенных минеральных ресурсов. В основе этой горнотехнической системы должен лежать полный цикл комплексного освоения недр [2, 76], который предусматривает не только добычу и обогащение руд, но и глубокую переработку физико-химическими геотехнологиями ранее некондиционного природного и техногенного сырья (некондиционных руд, складированных до настоящего времени в отвалах; отходов обогащения и др.) с

обязательной утилизацией всех вновь образующихся отходов в выработанных пространствах карьеров и подземных рудников.

Проектирование геотехнологий, основанное на принципах устойчивого развития, предусматривает обеспечение экономичности, технологичности, ресурсосбережения и поддержания экологической и социальной стабильности в регионе функционирования градообразующего предприятия [2]. В соответствии с этим, проектирование, формирование и функционирование горнотехнических систем на принципах устойчивого развития в течение всего жизненного цикла должно базироваться на следующих критериях:

- минимизация или исключение выделения опасных или загрязняющих веществ в биосферу сверх их ассимилирующей способности;
- исключение образования отходов добычи и переработки руд путем реализации полного геотехнологического цикла освоения месторождений;
- исключение необратимых неблагоприятных воздействий на экосистемы, биогеохимические и гидрогеологические циклы;
- обеспечение многофункциональности системы и (или) многократности ее эксплуатации на осваиваемом участке недр с приданием георесурсам новых полезных качеств;
- достижение экономической эффективности на протяжении всего жизненного цикла с экономическими показателями.

При выборе стратегии устойчивого развития горно-технических систем необходим учет воздействия горного производства на окружающую среду с проведением мониторинга, методические положения которого описаны в разделе 2.3. Учитывая зависимость экономического эффекта реализации комбинированных геотехнологий от максимального использования ресурсного потенциала осваиваемого участка недр, требования к разработке технологических схем комплексного освоения природных месторождений и сопутствующих техногенных образований должны предусматривать [77]:

- выбор параметров комбинированных физико-технических и физико-химических геотехнологий с использованием имитационного геотехнологического моделирования должен производиться на базе адекватной геоинформационной модели осваиваемого участка недр, отражающей не только параметры залежей балансовых руд, очерченных по контуру пробуренных

скважин, но и условия формирования сопутствующих разработке техногенных месторождений;

- выбор рациональной технологической схемы комплексного освоения рудного месторождения комбинированной физико-технической и физико-химической геотехнологиями должен производиться с учетом обоснования рациональной последовательности и режимов вовлечения в эксплуатацию природных и техногенных месторождений различными технологиями в едином технологическом пространстве карьера, подземного рудника и сформированных хранилищ отходов;
- комбинированная физико-техническая и физико-химическая геотехнология освоения природного и формирования и эксплуатации техногенного месторождения должна осуществляться в рамках единого комплексного проекта;
- освоение месторождений в едином технологическом пространстве должно осуществляться на основе рационального сочетания технологических процессов открытых, подземных горных работ и физико-химических методов добычи и переработки руды и техногенного сырья;
- необходимо формирование комплексных схем транспортирования извлекаемого природного и техногенного минерального сырья с совместным использованием открытых и подземных выработок и выработанных пространств;
- в ходе совместного ведения горных работ физико-техническими и физико-химическими методами необходима разработка комплексных схем формирования и движения прямых минерально-сырьевых и обратных технологических потоков заданного качества с решением вопросов их переработки для получения товарной продукции, ранее не свойственной горному предприятию, с требуемой экономической эффективностью;
- требуется учет изменений внешнеэкономических условий, в частности, динамики спроса и конъюнктуры цен на извлекаемые металлы для оперативного выбора способов управления объемами и качеством минерально-сырьевых потоков и параметрами геотехнологий;
- обязательным является использование конечных отходов физико-химической геотехнологии в качестве сырья для производства закладочных смесей для заполнения открытых и подземных выработанных пространств, формирование благоприятного техногенного ландшафта;

- приоритет обеспечения необходимого качества добываемого сырья при формировании горно-технических систем предусматривает выбор таких технологий разработки месторождений, при которых дифференцирование запасов природного и техногенного сырья по содержанию полезных компонентов в массиве и принятый порядок их поэтапного освоения во времени и в пространстве позволяет оптимизировать качественные характеристики минерально-сырьевых потоков, поступающих на переработку.

С учетом перечисленных критериев и принципов представляется возможным решение проблем Жезказганского региона (рис. 6.1) на основе синтеза различных геотехнологий при сочетании на осваиваемых участках недр физико-технических и физико-химических процессов добычи и глубокой переработки природных и техногенных минеральных ресурсов [76]. При разработке Жезказганского месторождения это:



Рисунок 6.1 – Алгоритм выбора рациональной стратегии комплексного освоения Жезказганского месторождения

- сочетание технологии выемки целиков на ранее отработанных камерно-столбовой системой разработки участках рудного массива с погашением выработанного пространства обрушением налегающей толщи, с закладкой выработанных пространств на ослабленных участках залежей, что позволит стабилизировать геомеханическую ситуацию на месторождении и продлить срок функционирования рудников;
- комбинация систем разработки с самообрушением руды при добыче рудной массы из ранее обрушенных зон с технологией рудничной радиометрической сепарации руд с последующим использованием отходов сепарации в закладке накопленных пустот;
- вовлечение в эксплуатацию бедного природного и техногенного сырья с использованием комбинированных физико-технических и физико-химических геотехнологий позволит существенно продлить срок службы предприятия, восполняя выбывающие производственные мощности по балансовым рудам при росте качественных показателей использования минеральных ресурсов недр. Возможность маневрирования интенсивностью эксплуатации природных и техногенных минеральных ресурсов позволяет поддерживать уровень экономической эффективности предприятия при более низких темпах разработки балансовых запасов;
- оптимизация логистической системы подземных рудников путем качественного изменения схемы транспортирования рудной массы и техногенных минерально-сырьевых потоков;
- разработка системы управления объемами и качеством не только прямых потоков добываемой рудной массы и товарной продукции, но и возвратных в недра Земли потоков минерального вещества в виде технологических вод, закладочных смесей, безрудной породной массы;
- разработка технологии комплексного использования природного и техногенного сырья с сочетанием наиболее эффективных процессов добычи, обогащения, выщелачивания природного и техногенного сырья, гидрометаллургического передела для наиболее полного извлечения из недр и минерального сырья всех ценных компонентов.

Таким образом, компенсация выбывающих мощностей действующих рудников Жезказганского месторождения возможна только за счет комплекс-

ного вовлечения в эксплуатацию всех видов медьсодержащего сырья сочетанием усовершенствованных физико-технических и физико-химических процессов добычи и переработки с получением грубого промпродукта и его последующего гидрометаллургического передела для извлечения всех ценных компонентов, преимущественно в условиях подземного рудника. Комплексный подход к формированию стратегии дальнейшего освоения Жезказганского месторождения позволит решить не только технические и технологические, но и социальные проблемы региона, выполняя в этом случае роль инструмента повышения социальной ответственности бизнеса.

Важно отметить, что вовлечение в эксплуатацию, наряду с кондиционными, бедных, ранее некондиционных руд, техногенного сырья с получением широкого спектра металлической товарной продукции более высокой стадии передела будет способствовать повышению эффективности горного производства, решению экологических проблем и продлит срок эксплуатации Жезказганского месторождения и, соответственно, крупнейшего в Казахстане градообразующего горно-перерабатывающего предприятия.

6.2. Обоснование стратегии экологически сбалансированного развития региона

Закладка выработанных пространств отходами добычи и переработки руд позволяет говорить о реализации полного устойчивого экологически сбалансированного цикла освоения недр. Для снижения себестоимости выпускаемой продукции, а также расходов на транспортировку текущих отходов целесообразно рассмотреть возможность размещения обоганительного и металлургического переделов в непосредственной близости от места ведения очистных работ, т.е. в выработках подземных рудников (рис. 6.2).

С одной стороны, это потребует разработки и внедрения новых технологий переработки добытой руды с предварительной рудничной сепарацией и последующим извлечением не только катодной меди высокой чистоты, но и широкого спектра цветных, благородных и редких металлов. С другой стороны, это позволит сократить затраты на транспортирование больших объемов вмещающих пород, бедных руд, отходов их добычи и переработки и будет способствовать минимизации объемов накопления отходов на земной поверхности за счет использования текущих хвостов добычи и переделов руд для приготовления закладочного материала (рис. 6.3).

К достоинствам предложенной технологии транспортирования и переработки руд в подземном контуре Жезказганского региона можно отнести следующие аспекты (табл.6.1)

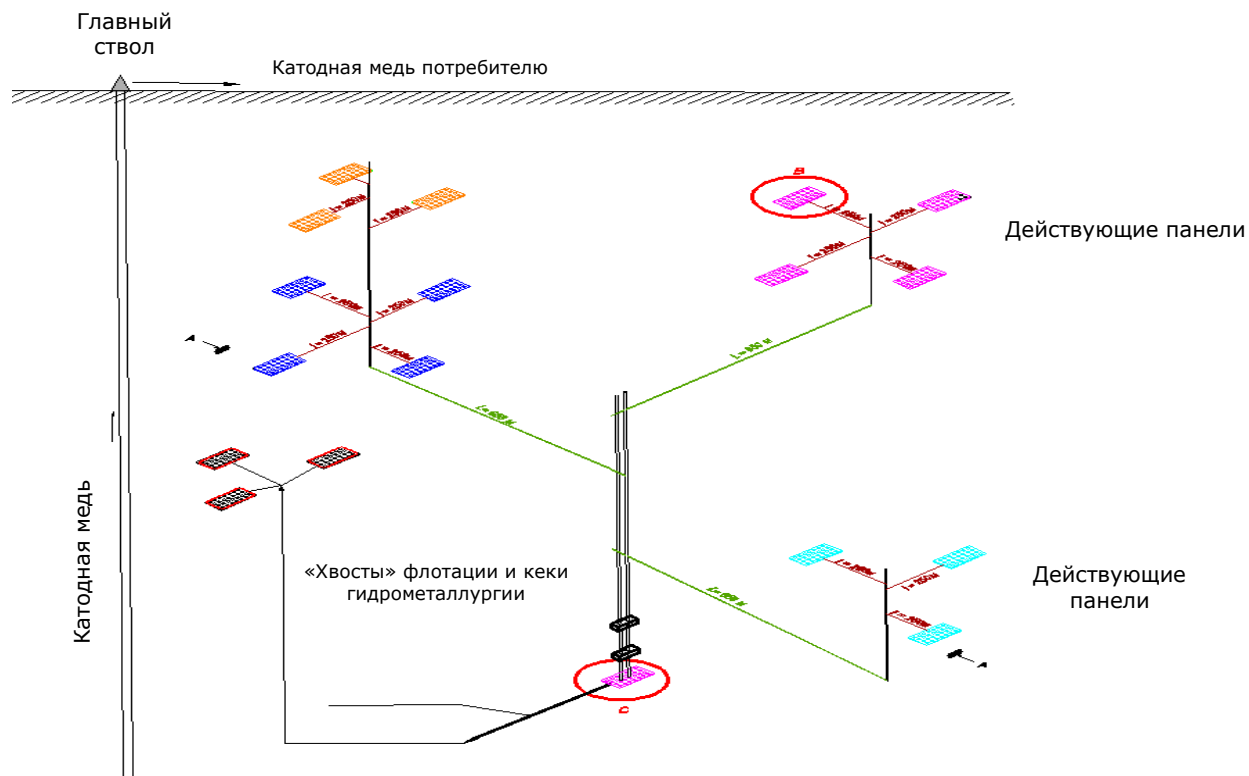


Рисунок 6.2 – Предлагаемая схема транспортирования и переработки руд в подземном контуре Жезказганского региона

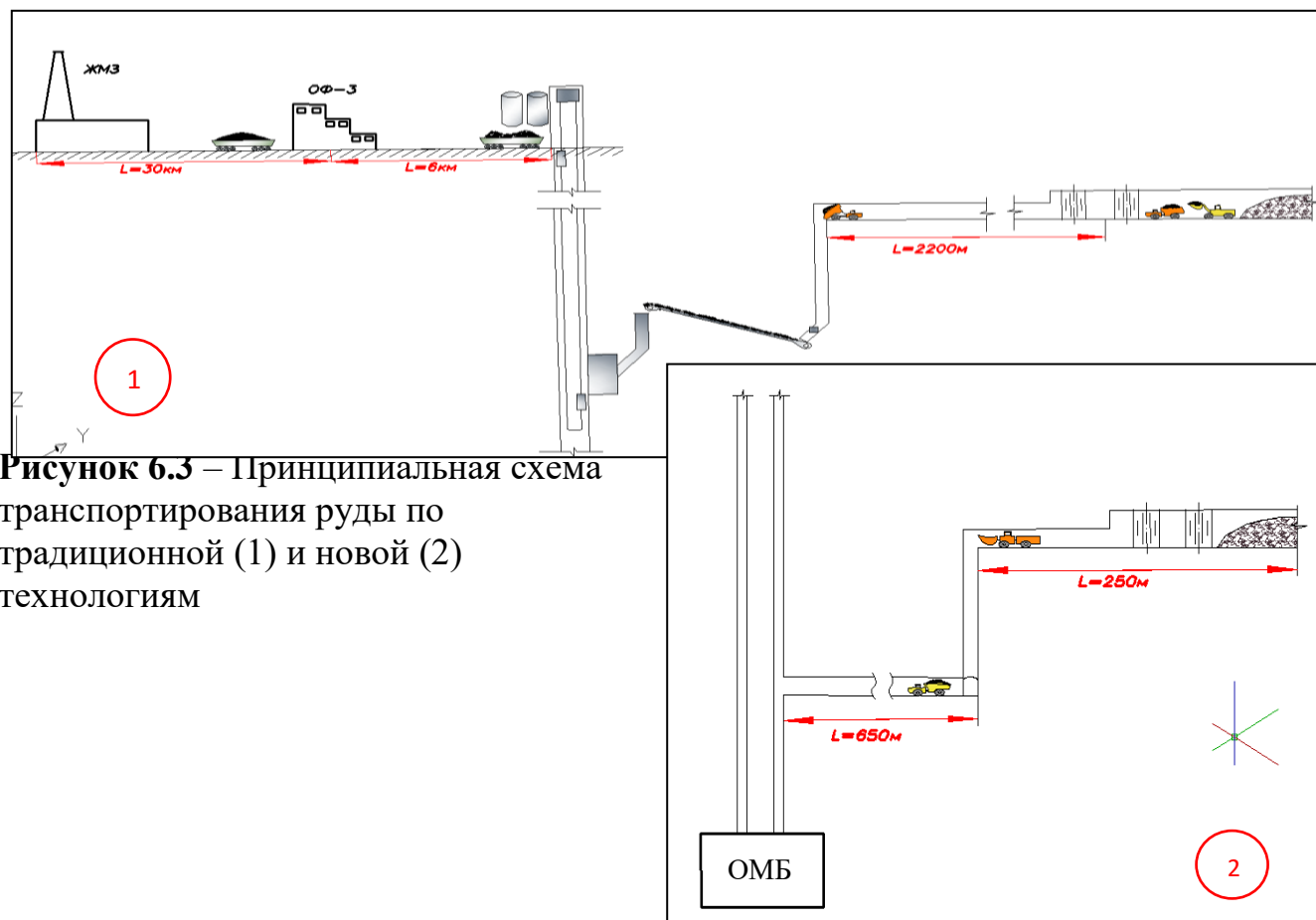


Рисунок 6.3 – Принципиальная схема транспортирования руды по традиционной (1) и новой (2) технологиям

Таблица 6.1 – Характеристика преимуществ разработанной стратегии освоения Жезказганского месторождения

Производственный процесс	Преимущества
Добыча руды	Упрощение транспортной схемы доставки рудной массы до транспортных горизонтов. Отказ от дорогостоящего подземного автомобильного транспорта и замена его конвейерными линиями или сочетанием небольших ПДМ и самосвалов. Сокращение плеча откатки с 2200 до 300 м.
Обогащение	Применение современного оборудования позволяет повысить извлечение ценных компонентов с 72% до 95% Исключаются 3 стадии пересчетных операций и сушка концентрата. Отходы обогащения не попадают на поверхность, а сразу же используются в качестве закладочного материала при закладке пустот на отработанных панелях
Гидрометаллургия	Компактность используемого оборудования позволяет разместить его в неработающих подземных выработках. Низкие требования к качеству концентрата позволяют заменить традиционные процессы подготовки шихты и плавки на гидрометаллургические процессы. Размещение гидрометаллургического комплекса в подземных выработках позволяет максимально обеспечить защиту окружающей среды и снизить нагрузку на экологию региона.
Транспортировка	Отказ от дорогостоящего рельсового транспорта и скипового подъема

Следующим шагом стратегии экологически сбалансированного развития региона является разработка методики рационального складирования текущих хвостов медных руд ЖОФ, а также вовлечение в переработку ранее сформированных в хвостохранилищах запасов техногенного сырья.

Рациональное складирование текущих хвостов медных руд Жезказганской обогатительной фабрики должно предусматривать мероприятия по защите окружающей среды с минимальными затратами на строительство и эксплуатацию хранилищ. Технология складирования тонкодисперсного сырья предусматривает проведение операций обезвоживания для возможности возвращения оборотной воды в технологический цикл обогащения, а также грануляции и окомкования для дальнейшей переработки методами выщелачивания и гидрометаллургии.

Место для размещения текущих хвостов переработки необходимо выбирать так, чтобы свести к минимуму возможность загрязнения окружающей среды и вероятность возникновения аварийных ситуаций. При выборе пло-

щадки складирования хвостов обязательно учитывают топографические данные района, гидрологические характеристики водотоков и инженерно-геологические условия [2]. Также важнейшее значение имеют характеристики подстилающих пород, являющиеся основанием формируемого объекта. Предпочтительно расположение техногенного образования на малопроницаемых грунтах, суглинках и глинах. Такие грунты обладают наименьшей фильтрующей способностью.

В качестве мест складирования текущих отходов целесообразно использовать выработанное карьерное или подземное пространство. Во-первых, это способствует снижению нагрузки на экологию региона. Во-вторых, эти отходы характеризуются крайне низким содержанием ценных компонентов. Целесообразность вовлечения их в промышленную эксплуатацию на данном этапе развития науки и техники для извлечения металлов в обозримой перспективе отсутствует. Поэтому по проведенным выше исследованиям текущие хвосты обогащения планируется складировать на специально подготовленных картах с использованием высокомолекулярного флокулянта Реомакс.

Технологическая схема включает в себя: транспортирование хвостов к месту складирования; обезвоживание с реагентом-модификатором, подача которого осуществляется в точку сбрасывания пульпы; отвод воды по мере накопления в оборот на обогатительную фабрику; отгрузку сконсолидированного продукта в выработанное карьерное или подземное пространство.

Использование подземного выработанного пространства предпочтительнее, т.к. будучи представлены окисляющимися минеральными формами, эти отходы в ходе складирования и хранения под воздействием техногенных и природных процессов начинают быстро разрушаться [2]. Процесс разрушения сопровождается сложными превращениями их в глинисто-щебенистый агрегат и выносом в окружающую среду, в зависимости от минерального и фазового состава сульфидных руд, меди, свинца, висмута, мышьяка, сурьмы и других, вредных для природной среды тяжелых металлов. Такие отходы следует оценивать, в первую очередь, как источники повышенной экологической опасности и лишь затем как объекты возможной экономически выгодной утилизации.

6.3. Оценка производственной мощности предприятия при расширении минерально-сырьевой базы

Расширение минерально-сырьевой базы предприятия за счет внесения корректив в процессы добычи, переработки и транспортирования рудной массы, а также вовлечения в переработку некондиционного сырья и запасов отходов горного и обогащительного производств окажет существенное влияние на производственную мощность ПО «ЖЦМ».

В настоящее время запасы Жезказганского месторождения отрабатываются 6 рудниками ПО «Жезказганцветмет»:

- подземные рудники: Южный, Восточный, Анненский, Западный, Степной;
- открытые рудники: Северо-Жезказганский рудник.

Отработка ведется с применением следующих систем разработки:

- на подземных горных работах:
 - камерно-столбовая (пологая, наклонная);
 - МКЦ обрушение с подэтажных штреков;
 - МКЦ обрушение с полевых штреков;
 - МКЦ с открытого очистного пространства;
- на открытых горных работах – циклично-транспортная

Соотношение удельных весов добываемой руды в общем объеме добычи, в зависимости от системы разработки на 1.01.2012 г., можно представить следующим образом (рис. 6.4):

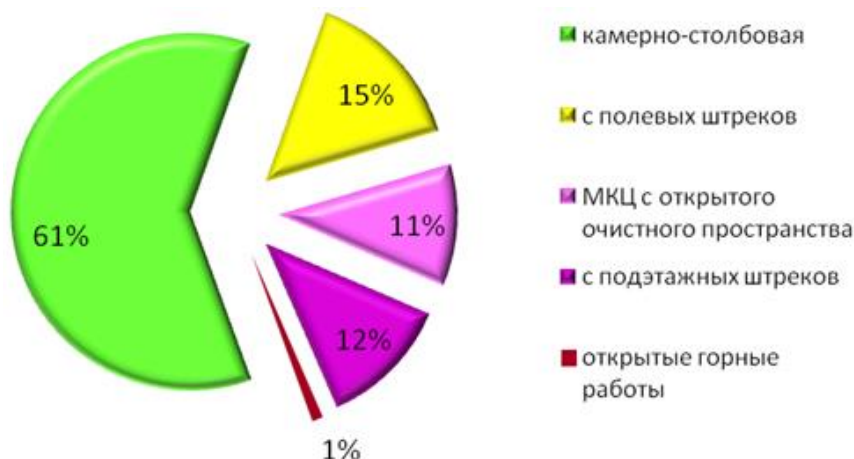


Рисунок 6.4 – Удельный вес добываемой руды в общем объеме добычи в зависимости от системы разработки

Проведенные под руководством автора диссертации исследования и подготовленные предложения по совершенствованию технологии добычи и

переработки медьсодержащего сырья позволяют в прогнозном периоде сохранить достигнутый на 2015 г. уровень производства только за счет планомерного вовлечения в добычу забалансовых запасов и запасов, списанных в потери. При этом содержание меди в добытой руде по ПО «ЖЦМ» составит 0,51%.

Прогнозные запасы товарной руды по состоянию на 1.01.2018 года, составляют 517,0 млн тонн, со средним содержанием меди в руде 0,50%, а прогнозное соотношение удельных весов добываемой руды в общем объеме добычи, в зависимости от системы разработки по состоянию на 1.01.2018 г., можно представить следующим образом (рис. 6.5):



Рисунок 6.5 – Прогнозное соотношение удельных весов добываемой руды в общем объеме добычи в зависимости от системы разработки

Результаты проведенных исследований свидетельствуют, что изменение технологии добычи и переработки медьсодержащих руд, а также вовлечение в переработку лежащих отходов добычи и обогащения позволит расширить минерально-сырьевую базу и продлить период разработки Жезказганского месторождения на срок до 2067 года. (рис. 6.6, 6.7).

6.4. Расчет социально-экономической эффективности технологических решений

При выборе технологии переработки *смешанных руд* рассмотрены варианты переработки по существующей и новой технологиям. Существующая

технология включает следующие основные операции: дробление руды, измельчение руды; флотационное обогащение руды с получением кондиционного концентрата; переработку концентрата на металлургическом заводе пирометаллургическим способом.

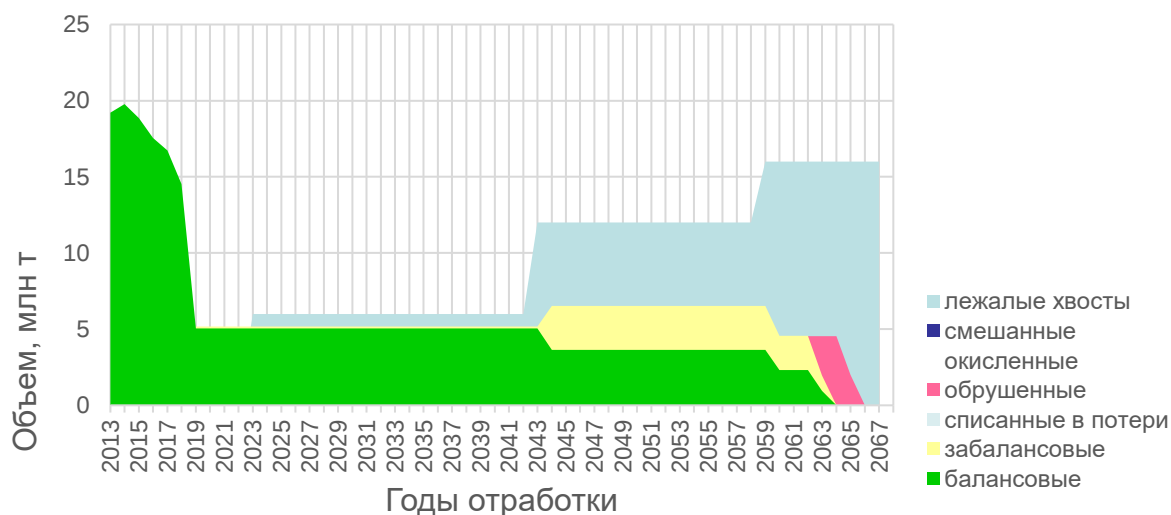


Рисунок 6.6 – Прогнозный объем всех видов медьсодержащего сырья Жезказганского региона, планируемых к вовлечению в добычу и переработку

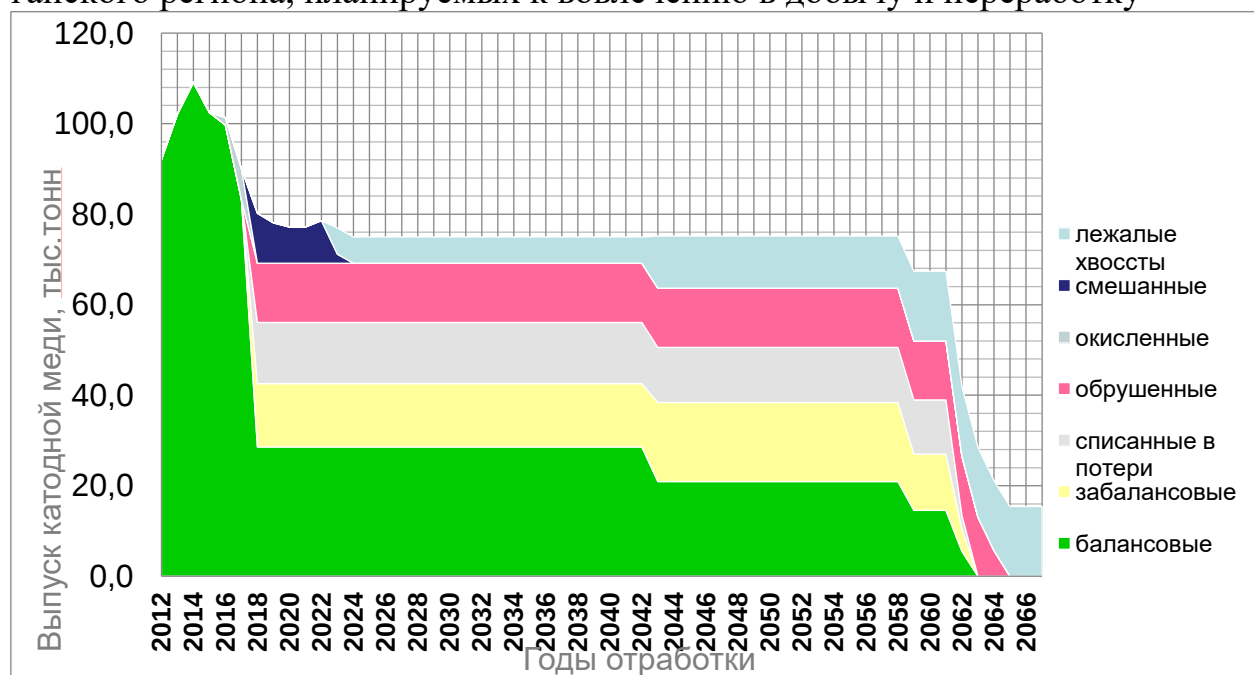


Рисунок 6.7 – Перспективный план производства по выпуску катодной меди за счет вовлечения всех видов медьсодержащего сырья Жезказганского региона

Новая технология смешанных руд включает следующие основные операции: дробление, измельчение руды; флотационное обогащение руды с получе-

нием *сульфидного* кондиционного концентрата; выщелачивание хвостов флотации, содержащих окисленную часть медных минералов с получением продуктивного раствора; переработку концентрата на металлургическом заводе пирометаллургическим способом; переработку продуктивного раствора методом экстракции/реэкстракции (или сорбции/десорбции) с получением катодной меди электролитическим способом.

При этом, новая технология отличается от существующей тем, что хвосты флотации подвергаются выщелачиванию с получением продуктивного раствора.

Анализ среднегодовых технико-экономических показателей добычи и переработки смешанных руд показывает, что при переработке смешанных руд по новой технологии обеспечивается повышение сквозного извлечения меди в катодную медь на 36,0%; увеличение дохода от реализации готовой продукции на 64,5 %; снижение полной себестоимости 1 т катодной меди на 29,3%; увеличение прибыли на 234 % (рис.6.8).

При выборе технологии переработки *окисленных руд* рассмотрены варианты переработки по существующей и новой технологиям.

Существующая технология включает следующие основные операции: дробление руды, измельчение руды; флотационное обогащение руды с получением кондиционного концентрата; переработку концентрата на металлургическом заводе пирометаллургическим способом.

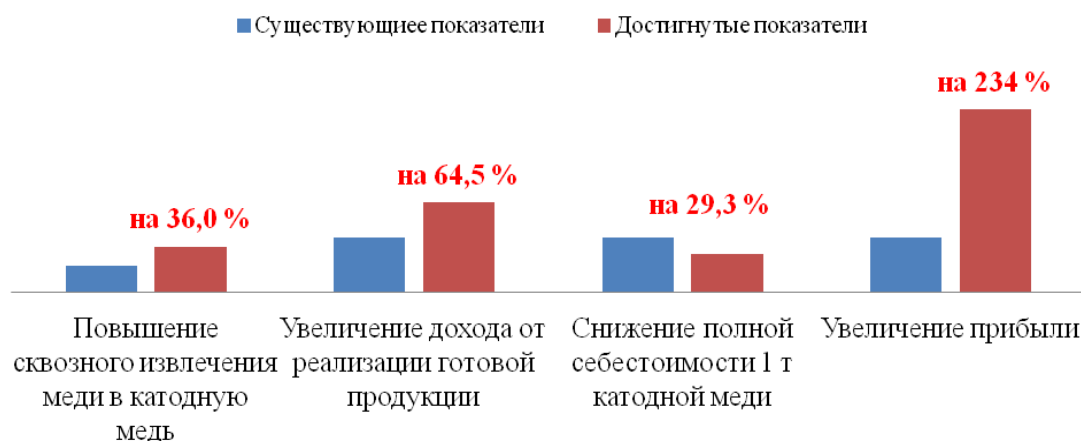


Рисунок 6.8 – Сравнение технико-экономических показателей при переработке смешанных руд по существующей и новой технологиям.

Новая технология переработки окисленных руд включает следующие основные операции: дробление, измельчение руды; агитационное выщелачивание руды с получением продуктивного раствора; переработку продуктивного раствора методом экстракции/реэкстракции с получением катодной меди электролитическим способом. Новая технология отличается от существующей тем, что исходная руда измельчается до класса 0,071 мм и подвергается прямому чановому выщелачиванию с получением продуктивного раствора.

Анализ технико-экономических показателей добычи и переработки окисленных руд показывает, что при переработке окисленных руд по новой технологии обеспечивается: повышение сквозного извлечения меди в катодную медь на 80,0 %; увеличение дохода от реализации готовой продукции на 950,9 %; снижение полной себестоимости 1 т катодной меди на 87,1% (рис.6.9).

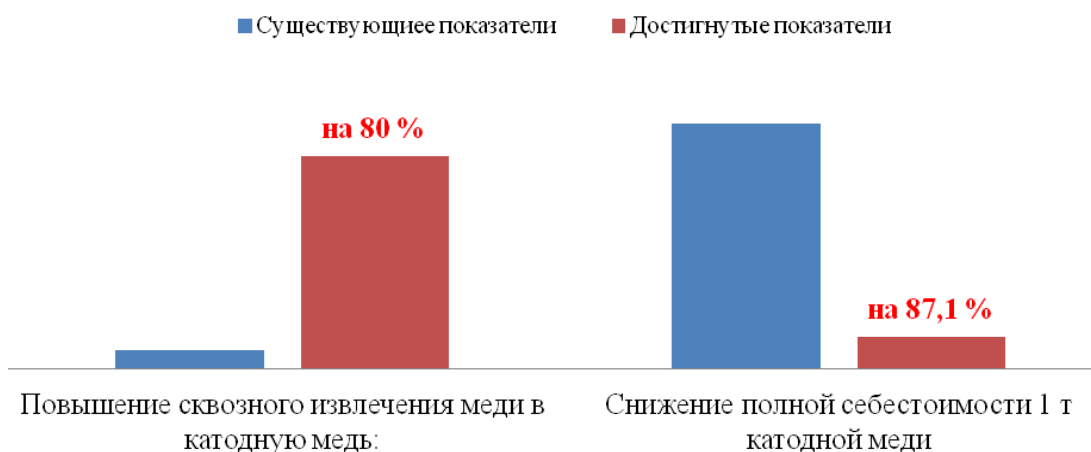


Рисунок 6.9 – Сравнение технико-экономических показателей при переработке окисленных руд по существующей и новой технологиям.

При выборе технологии добычи, транспортировки и переработки *лежалых хвостов* рассмотрены варианты по существующей и новой технологиям.

Существующая технология предполагает следующие основные операции: добычу и погрузку хвостов погрузчиком CAT-980G и транспортировку к месту переработки самосвалами SHAANXI; флотационное обогащение хвостов с получением кондиционного концентрата; переработку концентрата на металлургическом заводе пирометаллургическим способом.

Новая технология включает следующие основные операции: добычу и погрузку хвостов погрузчиком многоковшовым экскаватором Putzmeister и

транспортировку к месту переработки конвейерным транспортом; флотационное обогащение хвостов с получением черного концентрата; хлорирующий обжиг концентрата в шахтной печи; выщелачивание огарка в растворе серной кислоты с получением продуктивного раствора; переработку продуктивного раствора методом сорбции/десорбции с получением катодной меди электролитическим способом; очистку сбросных растворов с получением дополнительной товарной продукции.

Выполненный анализ технико-экономических показателей добычи и переработки лежалых хвостов показывает, что при переработке лежалых хвостов по новой технологии обеспечивается: повышение сквозного извлечения меди в катодную медь на 28,7%; увеличение дохода от реализации готовой продукции на 233,1%; снижение себестоимости добычи и транспортировки хвостов на 1 т Cu на 93,1%; снижение полной себестоимости 1 т катодной меди на 56,4% (рис.6.10).

Для рентабельной добычи и переработки *руды с обрушенными участками*, с содержанием меди в руде 0,32%, разработаны предварительные проектные решения по снижению себестоимости выпуска катодной меди, в том числе по переделам.

Запасы руд обрушенных и ослабленных участков планируется отработать способом повторной разработки с полевых выработок с управляемым обрушением налегающих пород, что позволит снизить удельные затраты на добычу руды на 40%.

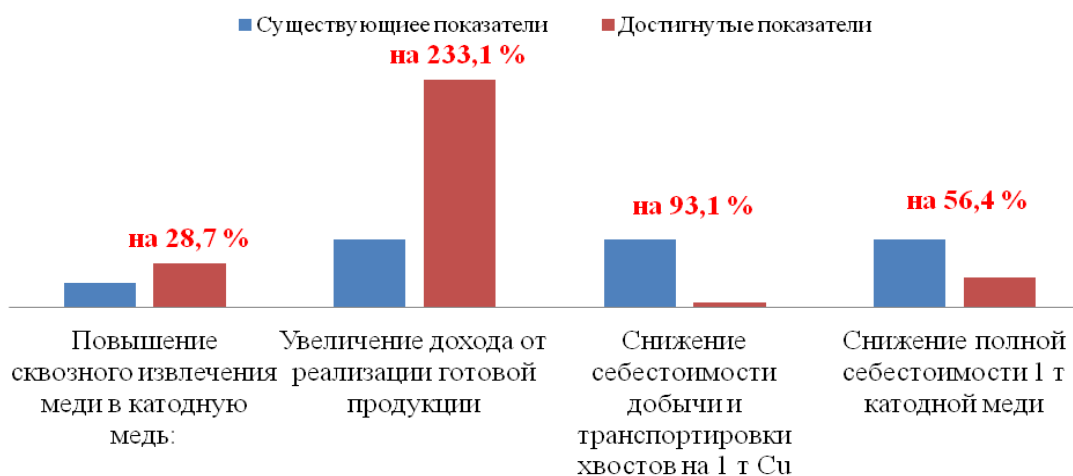


Рисунок 6.10 – Сравнение технико-экономических показателей при добыче, транспортировке и переработке лежалых хвостов по существующей и новой технологиям.

Планируется строительство новой транспортной схемы, что приведет к снижению затрат на внутришахтный транспорт (ВШТ), при этом удельные затраты на очистные работы снижаются на 45%.

Предварительное обогащение добытой руды методом фотометрической сепарации на оборудовании фирмы «TOMRA Sorting GmbH» добытой руды позволит:

- снизить затраты на перевозку руды до обогатительной фабрики за счет уменьшения объема перевозки;
- снизить затраты на переработку руды на обогатительной фабрике за счет уменьшения объема переработки;
- стабилизировать содержание меди в руде, поступающей на обогатительную фабрику;
- исключить поступление на обогатительную фабрику некондиционной руды;
- увеличить извлечение меди в концентрат за счет увеличения содержания меди в предварительно обогащенной руде.

Планируемая реконструкция обогатительной фабрики позволит снизить затраты на рудоподготовку за счет реконструкции отделения рудоподготовки, включающую замену дробилок и грохотов среднего и мелкого дробления и установку Роллер-пресса тонкого дробления с поверочным грохочением; а также снизить затраты на флотацию за счет исключения перечистных операций при выпуске чернового концентрата.

Применение относительно компактной и экологически безопасной гидрометаллургии, взамен громоздкой пирометаллургии позволит увеличить извлечение металлов (Cu, Ag, Re) в готовую продукцию; исключить процессы шихтоподготовки, плавки и сернокислотного производства; значительно снизить выбросы вредных веществ.

Существующая технология добычи и переработки обрушенных руд, предполагает следующие основные операции: добычу и погрузку руды по существующей технологии; флотационное обогащение хвостов с получением кондиционного концентрата; переработку концентрата на металлургическом заводе пирометаллургическим способом.

Новая технология добычи и переработки обрушенных руд включает следующие основные операции: добычу руды методом повторной разработки с полевых выработок с управляемым обрушением налегающих пород; транспортировку руды по новой транспортной схеме; предварительную сепарацию руды; флотационное обогащение руды с получением чернового концентрата; хлорирующий обжиг концентрата в шахтной печи; выщелачивание огарка в растворе серной кислоты с получением продуктивного раствора; переработку продуктивного раствора методом сорбции/десорбции с получением катодной меди электролитическим способом.

Выполненный анализ технико-экономических показателей добычи и переработки обрушенных руд показал, что при переработке обрушенных руд по новой технологии обеспечивается: повышение сквозного извлечения меди в катодную медь на 22,16 %; увеличение дохода от реализации готовой продукции на 30,21 %; снижение себестоимости добычи руды на 1 т Cu на 73,4 %; снижение себестоимости переработки руды на ОФ на 1 т Cu на 58,1 %; снижение полной себестоимости 1 т катодной меди на 59,8 % (рис.6.11).

С 2018 г. на подземных рудниках ПО «ЖЦМ» планируется сплошная добыча *бедных сульфидных руд* (балансовых, забалансовых руд и руд, списанных в потери) по новой транспортной схеме с переработкой по комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии.

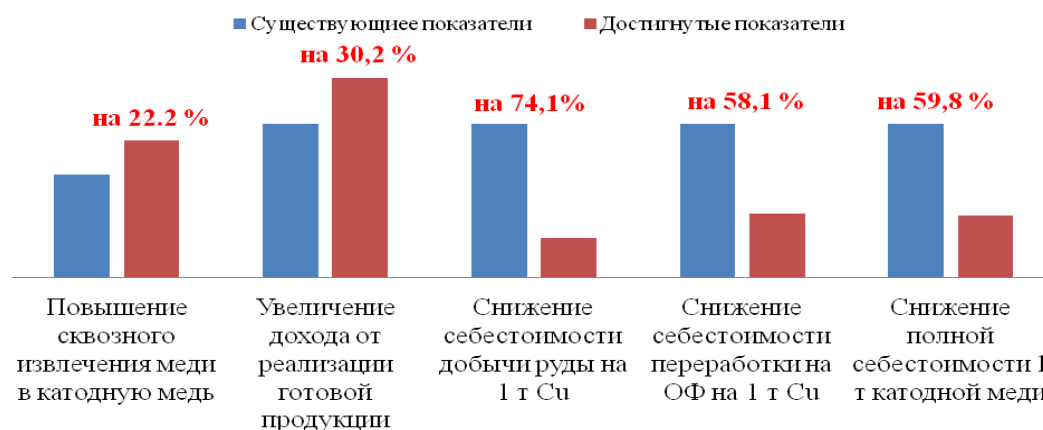


Рисунок 6.11 – Сравнение технико-экономических показателей при переработке обрушенных руд по существующей и новой технологиям

Существующая технология добычи и переработки бедных сульфидных руд предполагает следующие основные операции: добычу и погрузку руды по существующей технологии; флотационное обогащение руды с получением

кондиционного концентрата; переработку концентрата на металлургическом заводе пирометаллургическим способом.

Новая технология добычи и переработки бедных сульфидных руд включает следующие основные операции: добычу руды по существующей технологии; транспортировку руды по новой транспортной схеме; флотационное обогащение руды с получением черного концентрата; хлорирующий обжиг концентрата в шахтной печи; выщелачивание огарка в растворе серной кислоты с получением продуктивного раствора; переработку продуктивного раствора методом сорбции/десорбции с получением катодной меди электролитическим способом; переработку сбросных растворов с получением дополнительной товарной продукции.

Выполненный анализ технико-экономических показателей эффективности добычи и переработки бедных сульфидных руд показывает, что при переработке бедных сульфидных руд по новой технологии обеспечивается: повышение сквозного извлечения меди в катодную медь на 9,13 %; увеличение дохода от реализации готовой продукции на 33,9 %; увеличение дохода за счет попутной продукции на 131,3 %; снижение себестоимости добычи руды на 1 т Cu на 31,8 %; снижение себестоимости переработки руды на обогатительной фабрики на 1 т Cu на 34,9 %; снижение полной себестоимости 1 т катодной меди на 25,7 %. (рис.6.12)

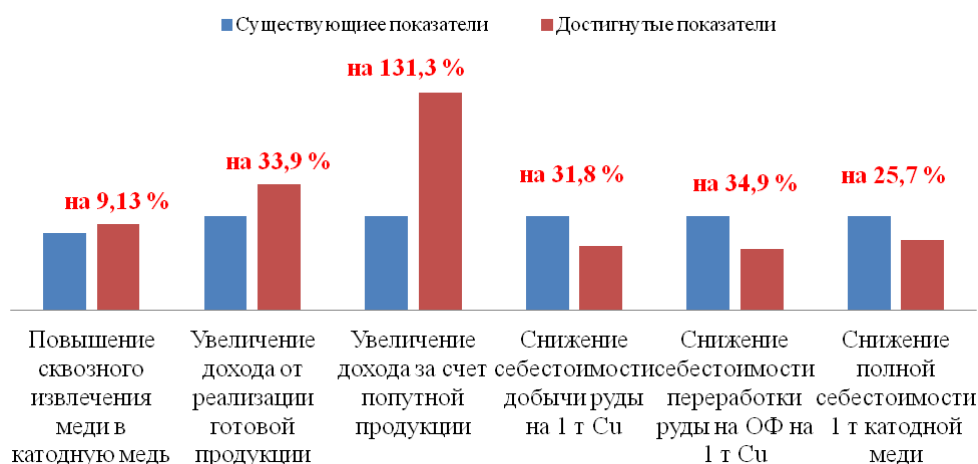


Рисунок 6.12 – Сравнение технико-экономических показателей при переработке бедных сульфидных руд по существующей и новой технологиям

Существующая технология добычи и переработки *медных сульфидных руд, списанных в потери*, предполагает следующие основные операции: до-

бычу и погрузку руды по существующей технологии (камерно-столбовой системой); флотационное обогащение руды с получением кондиционного концентрата; переработку концентрата на металлургическом заводе пирометаллургическим способом.

Новая технология добычи и переработки *медных сульфидных руд, списанных в потери*, включает следующие основные операции: добычу руды с открытого очистного пространства с обрушением налегающих пород; транспортировку руды по новой транспортной схеме; флотационное обогащение руды с получением чернового концентрата; хлорирующий обжиг концентрата в шахтной печи; выщелачивание огарка в растворе серной кислоты с получением продуктивного раствора; переработку продуктивного раствора методом сорбции/десорбции с получением катодной меди электролитическим способом; переработку сбросных растворов с получением дополнительной товарной продукции.

Анализ технико-экономических показателей эффективности добычи и переработки руд, списанных в потери показывает, что при переработке медных сульфидных руд, списанных в потери, по новой технологии обеспечивается: повышение сквозного извлечения меди в катодную медь на 3,46 %; увеличение дохода от реализации готовой продукции на 14,8 %; увеличение дохода за счет попутной продукции на 72,3 %; снижение себестоимости добычи руды на 1 т Cu на 42,4 %; снижение себестоимости переработки руды на обогатительной фабрике на 1 т Cu на 30,3 %; снижение полной себестоимости катодной меди на 24,8 % (рис.6.13).

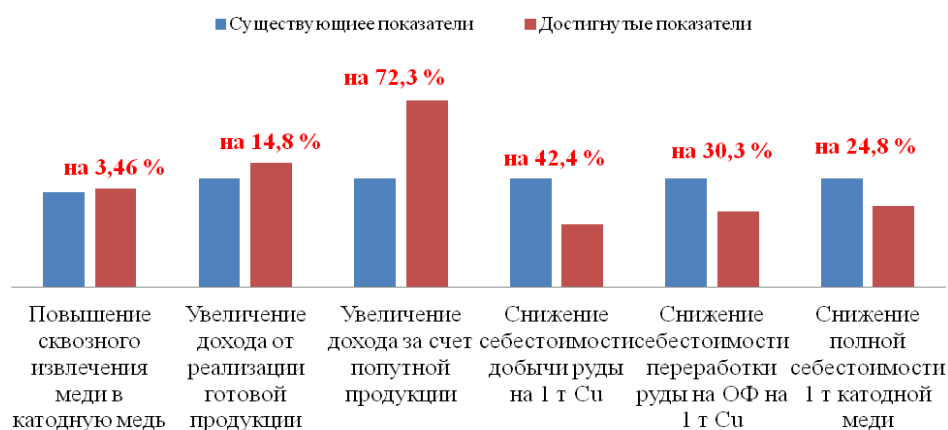


Рисунок 6.13 – Сравнение технико-экономических показателей при переработке медных сульфидных руд, списанных в потери, по существующей и новой технологиям

Структура производственной себестоимости катодной меди (рис. 6.14) показывает, что наиболее затратными является переделы: добыча – 52,4%; обогащение – 15,5%; металлургия – 9,9%; администрирование – 11,9%.

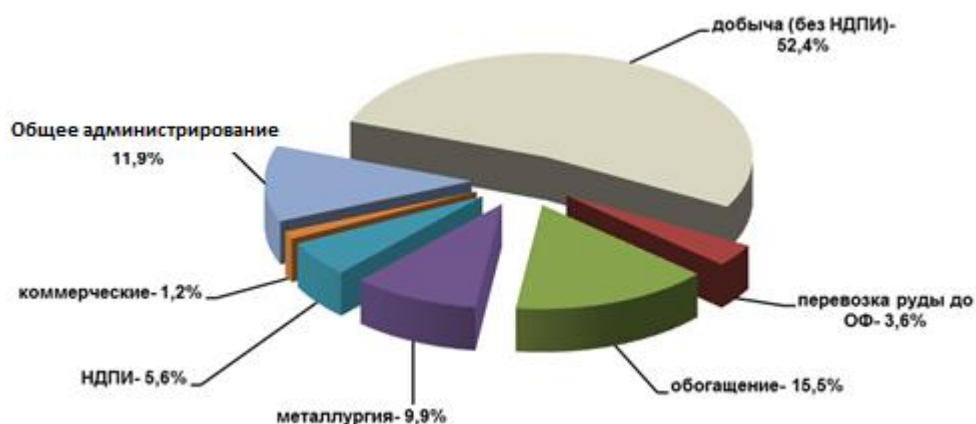


Рисунок 6.14 – Структура текущей полной себестоимости катодной меди, получаемой с использованием действующей технологии.

Управление себестоимостью конечного продукта возможно через оптимизацию затрат по процессам и переделам (табл. 6.2).

Таблица 6.2 – Результаты оптимизации себестоимости добычи руды

№ пп	Наименование	Ед. имз.	Рудник ЖЦМ				ЖЦМ - опт.- схема
			ВЖР	ЗЖР	Степной	ЮЖР	
	Объем	тыс.т	2 632	2 615	3 398	3 355	12 000
	Себестоимость добычи без НДС, в т.ч. :	\$/т	17,19	17,56	15,28	16,79	16,62
1	Переменные затраты:	\$/т	9,45	9,43	9,30	9,24	9,34
1.1	Горно-подготовительные работы	\$/т	1,85	1,85	1,85	1,73	1,82
1.2	Очистные работы без погрузки	\$/т	4,05	4,05	4,05	4,05	4,05
1.3	Транспортные расходы:	\$/т	3,56	3,54	3,40	3,46	3,48
	<i>дизельный транспорт (погрузка, перевозка)</i>	<i>\$/м</i>	<i>1,56</i>	<i>1,56</i>	<i>1,56</i>	<i>1,56</i>	<i>1,56</i>
	<i>рельсовый транспорт</i>	<i>\$/м</i>	-	-	-	-	-
	<i>магистральный конвейерный транспорт</i>	<i>\$/м</i>	<i>0,60</i>	<i>0,60</i>	<i>0,60</i>	<i>0,60</i>	<i>0,60</i>
	<i>дробление</i>	<i>\$/м</i>	<i>0,42</i>	<i>0,42</i>	<i>0,30</i>	<i>0,33</i>	<i>0,36</i>
	<i>подъем</i>	<i>\$/м</i>	-	-	-	-	-
	<i>главный конвейерный транспорт</i>	<i>\$/м</i>	<i>0,60</i>	<i>0,60</i>	<i>0,60</i>	<i>0,60</i>	<i>0,60</i>
	<i>содержание дорог</i>	<i>\$/м</i>	<i>0,38</i>	<i>0,36</i>	<i>0,34</i>	<i>0,38</i>	<i>0,37</i>
2	Постоянные затраты:	\$/т	7,74	8,12	5,98	7,55	7,27
2.1	Блок подготовки	\$/т	0,51	0,82	0,31	0,20	0,43
2.2	Водоотлив	\$/т	0,56	0,58	0,64	0,12	0,47
2.3	ПВС и ГВУ	\$/т	0,46	0,46	0,66	0,46	0,51
2.4	Геолого-разведочные работы	\$/т	0,03	0,13	0,07	0,02	0,06
2.5	Прочие (без НДС)	\$/т	3,40	2,82	2,53	4,25	3,26
2.6	ОАР без амортизации	\$/т	2,79	3,31	1,78	2,51	2,54

При снижении себестоимости добычи руды в расчетах затрат на горно-подготовительных и очистных работах приняты допущения: применение новой схемы внутришахтного транспорта; принятого режима работы рудников: 3-смены при 5-ти дневной рабочей неделе; расход технологических материа-

лов, согласно утвержденным нормам на 2013г.; использование типовых паспортов БВР и крепления, принятых в 2011г.; увеличение скорости движения самосвалов по новой транспортной схеме увеличена до 20-25км/час.

При снижении себестоимости переработки руды на ЖОФ на обогащении руды приняты следующие допущения (табл. 6.3): крупное дробление на ЖОФ после модернизации исключается, т.к. руда дробится при добыче руды, для транспортирования конвейером; разработанная гидрометаллургическая технология переработки чернового концентрата исключает перечисленные операции.

Таблица 6.3 – Результаты оптимизации себестоимости переработки руды на ЖОФ

№ п/п	Процесс-Статья затрат	Ед. изм.	ЖОФ		ЖОФ-модернизация	
			удельные затраты	%	удельные затраты	%
	Себестоимость переработки, в т.ч.	<i>\$/m</i>	6,47	100	3,49	100
1	Рудоподготовка, в т.ч.		4,49	69,3	3,49	47,6
	дробление крупное	<i>\$/m</i>	0,46	7,1	-	0,0
	дробление среднее	<i>\$/m</i>	0,38	5,9	0,33	7,1
	дробление мелкое	<i>\$/m</i>	0,38	5,9	0,33	7,1
	измельчение	<i>\$/m</i>	3,26	50,4	2,83	60,4
2	Флотация	<i>\$/m</i>	1,04	16	0,86	18,3
3	Сгущение, фильтрация	<i>\$/m</i>	0,22	3,3	0,19	4,0
4	Хвостовое хозяйство	<i>\$/m</i>	0,63	9,7	0,04	0,9
5	Прочие	<i>\$/m</i>	0,01	0,2	0,01	0,2
6	ОАР	<i>\$/m</i>	0,09	1,5	0,09	2,0

При рассмотрении вариантов управления себестоимостью металлургического передела приоритетным направлением выбрана гидрометаллургическая технология получения катодной меди из чернового концентрата (табл. 6.4).

Таблица 6.4 – Сравнительный анализ себестоимости металлургического передела

№ пп	Показатели	Ед. изм.	Пирометаллургия		Гидрометаллургия	
			Существующая технология		хлорирующий обжиг-солянокисл. выщелачивание	
			на ед. передела	на 1т Cu	на ед. передела	на 1т Cu
	Себестоимость металлургии:	\$/т		876		1 930
	в т.ч. пирометаллургия	<i>\$/m</i>	762	762	-	-
	СКЦ МЗ	<i>\$/m</i>	106	101	-	-
	ДМЦ	<i>\$/m</i>	7,61	12	7,61	13
	гидрометаллургия	<i>\$/m</i>	-	-	1 917	1 917

Анализ себестоимости получения катодной меди при использовании разработанных проектных решений свидетельствует о том, что при прогнозируемом минимальном уровне цены ЛБМ на медь, не позволяют безубыточно

добыть и переработать забалансовые руды Жезказганского месторождения с содержанием меди 0,30% даже при снижении общих административных расходов на 25%.

В расчетах эффективности (табл. 6.5) рассмотрены варианты добычи и переработки руды с содержанием $\text{Cu}=0,51\%$, $\text{Ag}=8,91\text{г/т}$:

- вариант А: с применением существующей технологии с общими административными расходами;
- вариант В: с применением новой логистической схемы и переработкой по существующей технологии со снижением административных расходов на 25%;
- вариант С: с применением новой логистической схемы и комплексной переработкой природного и техногенного сырья по рекомендуемой технологии со снижением административных расходов на 25%;

Эффективность рассматриваемых вариантов добычи и переработки руд Жезказганского месторождения рассчитана при годовом объеме добычи 12,000 млн т.

Оценка чувствительности предлагаемого к реализации проекта – совокупности предлагаемых технических решений, проведена автором по основным факторам, влияющим на значение NPV:

1. цена меди на ЛБМ (рис. 6.15);
2. эксплуатационные затраты (себестоимость) (рис. 6.16);
3. капитальные затраты (рис. 6.17);
4. извлечение меди (при гидрометаллургии) (рис. 6.18).

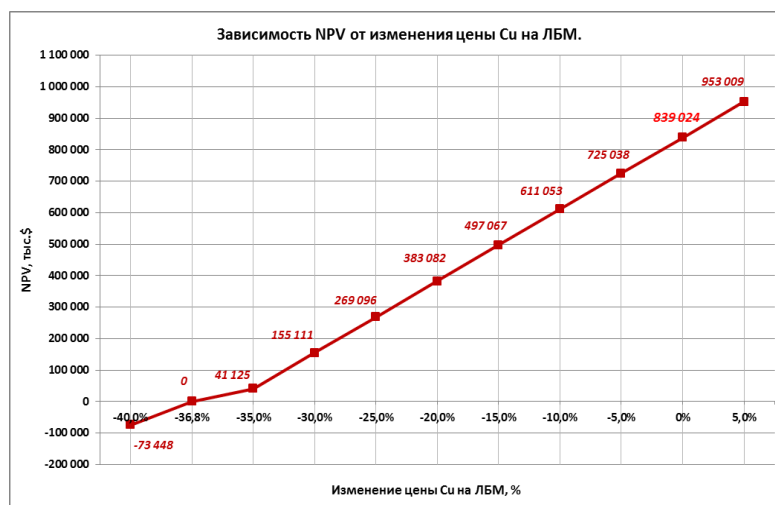


Рисунок 6.15 – Динамика NPV в зависимости от изменения цен на медь на ЛБМ

Таблица 6.5 – Анализ эффективности по вариантам добычи и переработки руд Жезказганского месторождения при условном объеме добычи и ценах металла

№ п.п.	Показатели	Ед. изм.	Вариант А			Вариант В			Вариант С			Примечание
			Пирометаллургия			Гидрометаллургия						
			существующая схема ВШТ			новая схема ВШТ			Солянокислосое выщелачивание			
			Уд. норма	ВСЕГО:	на 1т Cu	Уд. норма	ВСЕГО:	на 1т Cu	Уд. норма	ВСЕГО:	на 1т Cu	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
1	Срок отработки (с 2018г.)	лет		25,0			25,0			25,0		
2	Объем добычи:	тыс.т	12 000	300 000		12 000	300 000		12 000	300 000		
3	Металл в руде:											
	Cu	тыс.т	0,52%	1 546,443		0,52%	1 546,443		0,52%	1 546,443		
	Ag	кг	8,91	2 673 569		8,91	2 673 569		8,91	2 673 569		
	Re	кг	0,86	257 759		0,86	257 759		0,86	257 759		
	Zn	тыс.т	0,014%	42,000		0,014%	42,000		0,014%	42,000		
	Pb	тыс.т	0,020%	58,500		0,020%	58,500		0,020%	58,500		
4	Сквозное извлечение:			ЖОФ-ЖМЗ			ЖОФ-ЖМЗ			ЖОФ-г/мет.		
	Cu	%		82,1%			82,1%			91,0%		
	Ag	%		77,6%			77,6%			88,8%		
	Re	%		9,6%			9,6%			47,4%		
5	Готовая продукция:											
	катодная Cu	тыс.т		1 270,130			1 270,130			1 406,711		
	гранулы Ag	кг		2 075 649			2 075 649			2 375 004		
	Re в перренате аммония	кг		24 800			24 800			122 068		
	железный купорос	тыс.т		-			-			5 908		
	едкий натр	тыс.т		-			-			6 752		
	серная кислота	тыс.т		1 211			1 211			-		
	Pb в пылях	тыс.т		11			11			-		
	Se в черновом селене	т		158			158			-		
Te в теллуриде меди	т		4			4			-			
6	Цена ЛБМ											
	Cu	\$/т		5 995			5 995			5 995		
	Ag	\$/кг		705			705			705		
7	Цена реализации											
	Cu	\$/т	5,1%	5 690		5,1%	5 690		5,1%	5 690		
	Ag	\$/кг	8,0	697		8,0	697		8,0	697		
	Re в перренате аммония	\$/кг		2 700			2 700			2 700		
	железный купорос	\$/т		-			-			40		
	едкий натр	\$/т		-			-			600		
	серная кислота	\$/т		18			18			-		
	Pb в пылях	\$/т		399			399			-		
	Se в черновом селене	\$/т		10 000			10 000			-		
Te в теллуриде меди	\$/т		25 000			25 000			-			
8	Доход от реализации:	тыс.\$		8 768 197	6 903		8 768 197	6 903		14 275 487	10 148	
	в т.ч. катодная Cu	тыс.\$		7 226 683	5 690		7 226 683	5 690		8 003 793	5 690	
	попутная продукция	тыс.\$		1 541 514	1 214		1 541 514	1 214		6 271 694	4 458	
	в т.ч. гранулы Ag	тыс.\$		1 445 921	1 138		1 445 921	1 138		1 654 455	1 176	
	Re в перренате аммония	тыс.\$		66 959	53		66 959	53		329 584	234	
	железный купорос	тыс.\$		-	-		-	-		236 327	168	
	едкий натр	тыс.\$		-	-		-	-		4 051 328	2 880	
	серная кислота	тыс.\$		22 368	18		22 368	18		-	-	
	Pb в пылях	тыс.\$		4 584	4		4 584	4		-	-	

продолжение таблицы 6.5

9	Полная себестоимость:	тыс.\$		12 042 902	9 482		9 504 974	7 483		10 585 231	7 525	
	в т.ч. добыча без НДС	тыс.\$	21,93	6 577 754	5 179	16,62	4 984 924	3 925	16,62	4 984 924	3 544	
	перевозка руды до ОФ	тыс.\$	1,49	446 965	352	1,49	446 965	352	1,49	446 965	318	
	переработка ОФ	тыс.\$	6,47	1 942 015	1 529	6,47	1 942 015	1 529	4,68	1 405 087	999	
	перевозка к-та до МЗ	тыс.\$		-	-		-	-		-	-	
	пиromеталлургия (МЗ, СКЦ, ДМЦ)	тыс.\$		1 112 508	876		1 112 508	876		-	-	
	гидрометаллургия (Си, Аг)	тыс.\$		-	-		-	-		2 714 926	1 930	
	НДС	тыс.\$		337 759	266		337 759	266		337 759	240	
	Коммерческие	тыс.\$	108	137 323	108	108	137 323	108	108	152 090	108	
	ОАР ЖЦМ	тыс.\$		724 640	571		543 480	428		543 480	386	снижение-25%
	ОАР КСС	тыс.\$		763 938	601		-	-		-	-	исключить
	Полная себестоимость с учетом дохода от попутной продукции:	тыс.\$		10 501 388	8 268		7 963 460	6 270		4 313 537	3 066	
10	КПН	тыс.\$	20,0%	-	-	20,0%	-	-	20,0%	649 243	462	
11	Заемные средства	тыс.\$		-	-		-	-		-95 183		
12	Чистая прибыль	тыс.\$		-3 274 705	-2 578		-736 777	-580		2 945 830	2 094	
13	Капитальные затраты в пусковой период:	тыс.\$		141 064			108 121			108 121		
	Капитальные затраты в период эксплуатации:	тыс.\$		455 693			311 144			335 919		
14	Чистый денежный поток	тыс.\$		-3 871 462			-1 156 042			2 501 789		
15	Ставка дисконтирования	%		9,8%			9,8%			9,8%		
16	Чистая приведенная стоимость - NPV:	тыс.\$		-1 497 099			-456 340			839 024		
17	Внутренняя норма доходности - IRR:	%								66,0%		
18	Срок окупаемости - DPP:	лет		не окупается			не окупается			2,6		

Анализ динамики показателя NPV в зависимости от изменения цен на ЛМБ свидетельствует о том, что предлагаемый к реализации проект сохраняет свою эффективность до уровня цен 3 789 \$/т. Таким образом, запас финансовой прочности по этому показателю составляет 36,8%.

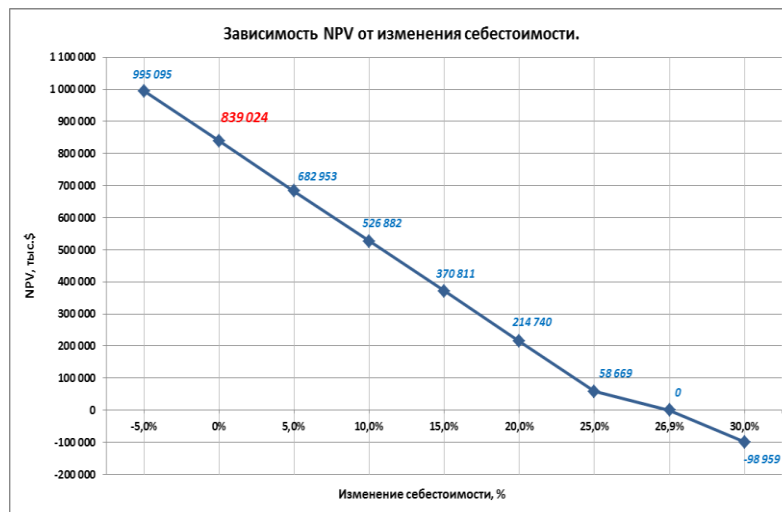


Рисунок 6.16 – Динамика NPV в зависимости от изменения эксплуатационных затрат

Анализ зависимости показателя NPV от изменения себестоимости проекта свидетельствует о том, что предлагаемый к реализации проект сохраняет свою эффективность при увеличении эксплуатационных затрат (полной себестоимости) на 26,9%.

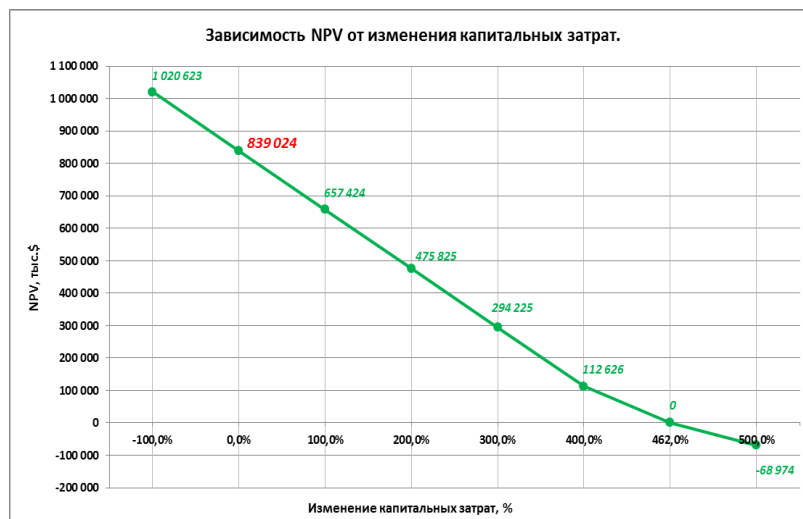


Рисунок 6.17 – Динамика NPV в зависимости от изменения капитальных затрат

Анализ влияния изменения капитальных затрат на эффективность предлагаемого к реализации проекта свидетельствует о том, что показатель NPV проекта сохраняется положительным при увеличении капитальных затрат на 462,0% (сверх предусмотренных 30% непредвиденных капитальных затрат).

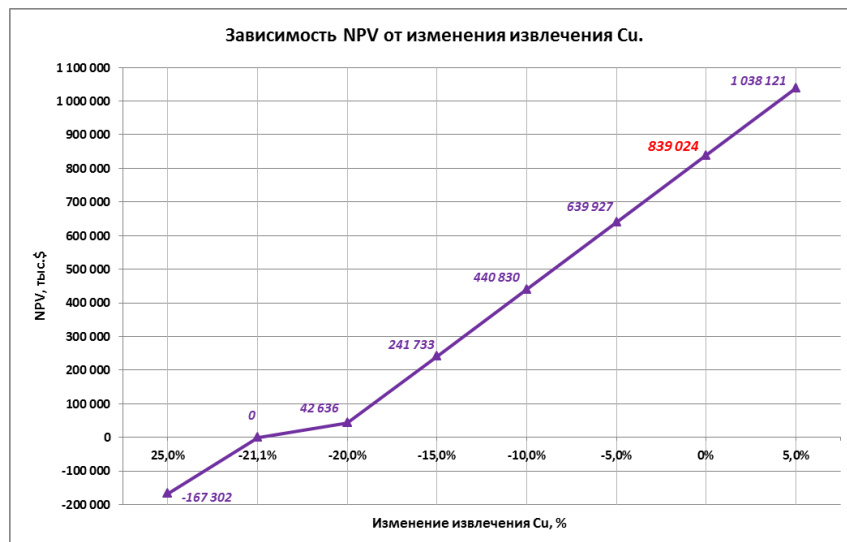


Рисунок 6.18 – Динамика NPV в зависимости от уровня извлечения меди

Показатель NPV проекта сохраняется положительным при снижении извлечения меди на 21,1%.

Выводы по 6 главе

1. Реализация совокупности предлагаемых технологических решений в виде единого проекта позволяет:
 - снизить полную себестоимость катодной меди (с учетом дохода от попутной продукции) на 62,9% или в 2,7 раза;
 - эффективно отработать и переработать оставшиеся запасы Жезказганского месторождения: балансовые, забалансовые и запасы, ранее списанные в потери;
 - продлить срок рентабельной эксплуатации действующих горнодобывающих и перерабатывающих предприятий ПО «ЖЦМ» более чем на 40 лет;
 - сохранить рабочие места;
 - стабилизировать социальную обстановку в регионе.
2. Проект окупается, является привлекательным, генерирует прибыль для возврата вложенных в него денежных средств.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации, являющейся научно-квалификационной работой, изложено научно обоснованное решение крупной научной проблемы продления сроков устойчивого развития действующих рудников на стадии доработки балансовых запасов путем вовлечения всех бедных, ранее потерянных руд и техногенных запасов в эффективную эксплуатацию инновационными геотехнологиями добычи, транспортировки, рудничной сортировки и переработки с комплексным извлечением всех ценных компонентов, разработанными с учетом установленных закономерностей геомеханического состояния, вещественного и гранулометрического состава и пространственного распределения запасов, что имеет важное социально-экономическое значение для развития крупных горнопромышленных регионов.

Основные научные и практические результаты работы заключаются в следующем:

1. Доказано, что на стадии доработки крупного месторождения компенсировать выбывающие мощности возможно только путем вовлечения в эксплуатацию, наряду с оставшимися балансовыми запасами, всех бедных руд и техногенного сырья, запасов в целиках, зонах обрушений, отдаленных и ранее списанных в потери на основе коренного изменения геотехнологий освоения участков месторождения в соответствии с особенностями залегания, геомеханического состояния и вещественного состава сырья. Для условий Жезказганского месторождения внедрение инновационных геотехнологий добычи руд в ранее потерянных целиках, в зонах обрушений, бедных сульфидных, окисленных и смешанных руд и техногенного сырья способно продлить срок устойчивой работы горно-перерабатывающего комплекса не менее, чем на 40 лет.
2. Проведена ревизия ресурсного потенциала всех видов природного, природно-техногенного и техногенного сырья Жезказганского месторождения с экономической оценкой эффективности технологических схем добычи и переработки каждого вида сырья в соответствии с условиями залегания, геомеханического состояния и особенностями вещественного состава. Разработанные инновационные геотехнологии добычи и переработки нетрадиционного для данного месторождения сырья позволили увеличить общий объем меди в вовлекаемых в эксплуатацию запасах в 2,4 раза и обеспечить прирост извлечения катодной меди на 8,8%.

3. Доказано, что повторная разработка месторождения при извлечении целиков и обрушении налегающей толщи обеспечивает не только восполнение сырьевой базы, но и стабилизацию геомеханической обстановки за счет разгрузки накопленной в массиве упругой энергии. Величина диссипированной в процессе обрушения энергии при объеме обрушенных пород $V = 150 \text{ млн. м}^3$ и глубине $H = 220 \text{ м}$ составляет $\Delta E = 10^{15} \text{ Дж}$.
4. Установлено, что эффективность повторной отработки месторождения путем извлечения междокамерных целиков из открытого выработанного пространства с оставлением сигнальных целиков меньшей жесткости и размеров для временного поддержания кровли призабойного пространства на период извлечения проектных целиков большей жесткости и размеров обеспечивает снижение разубоживания в 3,4 раза, рост производительности труда в 1,4 раза и снижение потерь руды на 17% по сравнению с базовой геотехнологией полной отбойки МКЦ.
5. Разработана методика оценки устойчивости междокамерных целиков, вовлекаемых в отработку из открытого выработанного пространства, основанная на расчетах распределения нагрузок на целики после первичной разработки и их перераспределения при извлечении целиков, отличающаяся определением прочности массива руды обратными расчетами по фактам разрушений целиков. На основе выполненных расчетов найдена регрессионная зависимость (с коэффициентом корреляции 0,65) увеличения прочности массива руды σ_m с глубиной залегания H : $\sigma_m = 0,11H + 9,5$, МПа.
6. Исследованы фотометрический, индукционный радиорезонансный, рентгенофлуоресцентный и рентгено-абсорбционный методы рудничной сортировки рудной массы с учетом особенностей ее минерального и гранулометрического состава, содержания ценных компонентов, контрастности свойств. Для практического внедрения рекомендован рентгенорадиометрический метод крупнопорционной сепарации в транспортных емкостях и фотометрический метод покусковой сепарации в транспортном потоке с коэффициентами обогащения рудной массы, соответственно, 1,39 и 1,08.
7. Обоснована методология проектирования логистической схемы рудников при освоении площадного пологопадающего месторождения с вовлечением в эффективную эксплуатацию в едином технологическом пространстве всех видов сырья в пределах всего месторождения. При этом рентабельность

добычи бедных и забалансовых руд обеспечивается снижением затрат на транспортирование путем создания единой логистической схемы подземных рудников с формированием на подъеме объединенного конвейерного рудопотока и отказом от концентрационных горизонтов и скиповых подъемов при сокращении длины доставки и откатки автотранспортом на эксплуатационных и откаточных горизонтах. В условиях Жезказганского месторождения формирование единой транспортной схемы предусматривает расположение участковых рудоспусков в местах наибольшего скопления руды на расстоянии от эксплуатационных блоков, не превышающем 300м.

8. Установлено, что комплексное освоение Жезказганского месторождения на стадии доработки балансовых запасов требует дополнительного включения нетрадиционного для данного типа руд инновационного гидрометаллургического передела с изменением требований к переработке бедных руд и техногенного сырья – получения на стадии флотации грубого промпродукта для последующего его выщелачивания и гидрометаллургического передела с высоким сквозным извлечением всех ценных компонентов и утилизацией отходов в завершенном экологически сбалансированном цикле. В результате комплексной флотационно-гидрометаллургической переработки бедных, забалансовых сульфидных руд Жезказганского месторождения получены товарные продукты высокого качества: медь катодная, марка не ниже Мок; серебро в слитках – марка Ср 99,99%; рений в перренате аммония – марка АР-0, АР-1. Сквозное расчетное извлечение меди – 91,0%, серебра – 86,9%, рения – 47,4%.

9. Выполнены расчеты годовой производственной мощности предприятия 12 млн.т. на период доработки запасов, которые свидетельствуют о возможности продления срока эксплуатации месторождения не менее, чем на 40 лет при повышении комплексности использования сырья, стабилизации геомеханического состояния массива и минимизации воздействия на окружающую среду конечных отходов. Срок окупаемости затрат на реализацию новой геотехнологической стратегии – 2,6 года.

10. Стратегия комплексного освоения Жезказганского месторождения с восполнением производственной мощности действующих рудников одобрена Правительством Республики Казахстан и принята Корпорацией «Казахмыс» к внедрению.

Список литературы

1. «Концепция дальнейшей безопасной и эффективной отработки Жезказганского месторождения в усложнившихся горнотехнических и геомеханических условиях» (согласована с Комитетом по государственному контролю за чрезвычайными ситуациями и промышленной безопасностью МЧС РК)// Жезказган, корпорация «Казахмыс», 2007.
2. ТОО «КазГидроМедь». Техничко-экономический расчет эффективности разработанной технологии добычи и переработки бедных руд Жезказганского месторождения // Караганда, 2013.
3. Маргулан А. Х. Горное дело и металлургия в эпоху бронзы. Джебказган - древний и средневековый металлургический центр (городище Милыкудук) / Сочинения: В 14 т. Т. 2. / Сост. Д. А. Маргулан, Д. Маргулан. - Алматы: Дайк-Пресс, 2001. - 144 с.
4. Рудные месторождения СССР, в 3 т. М, Недра, 1978, под ред. акад. В.И. Смирнова .
5. Сатпаев К. И. Собрание трудов. В 8 т. Т. 1 Большой Джебказган. – Алматы: Ғылым, 1998.- 528 с.
6. ТОО «КазГидроМедь». Отчет об оказании консалтинговых услуг по разработке «Генерального плана окончательной отработки запасов всех видов медьсодержащего сырья на объектах ТОО «Корпорация Казахстанмыс», расположенных в Жезказганском регионе // Караганда, 2013.
7. Джебказганское месторождение. - В кн.: Проблемы геологии Средней Азии и Казахстана. М., «Наука», 1967, с. 133-142 (доклады на выездной сессии 1964 г. Отделение наук о Земле АН СССР). Авт.: Н.Н. Нуралин, Т.А. Сатпаева, С.Ш. Сейфуллин и др.
8. Геометаризация как важный метод детальных исследований рудных полей (на примере джебказганского м-ния). -«Изв. АН КазССР». Сер. геол., 1971, 1, с. 1-42. Авт.: Ш.Е. Есенов, С.Ш. Сейфуллин, Л.В. Копяткевич и др.
9. Сравнительные данные об основных параметрах залежей Центрального Казахстана. - «Изв. АН Каз.ССР». Сер. геол.геол., 1969, 2, с. 26-37. Авт.: Т. Е.Едресов, Ш.Е. Есенов, Л. В. Копяткевич и др.
10. Смирнов В.И. Фактор времени в образовании стратиформных рудных месторождений. - «Геология рудных месторождений», 6, 1970, с. 3-17
11. И.Ф. Габлина, Ю.М. Малиновский. Периодичность меденакопления в осадочной оболочке Земли. – «Литология и полезные ископаемые», № 2, 2008, с.155-173
12. Щеточкин В.Н., Кисляков Я.М. и др. Джебказган с позиций пластово-эпигенетического рудообразования. - «Редкометально-урановое рудообразование в осадочных породах». М., Наука, 1995. с.177-200
13. Яуралин Я.Н., Едресов Т.Е. Морфогенетические особенности рудных тел Джебказгана. - «Изв. АН КазССР. Сер. геол.», 1968, 3, с. 29-39.

14. Дворниченко Е.Е., Каскарауов Т.Ж., Кореньков Е.А. Рудные поля Центрального Казахстана и их древняя гидрографическая сеть / Геология и методы оценки месторождений твердых полезных ископаемых Казахстана. Сборник научных трудов. Алма-Ата: КазИМС, 1986. - С.43-48
15. Сейфулин С.Ш., Нуралин Н.Н. Геолого-структурные условия формирования месторождения Джезказган. – Алма-Ата, Наука, 1964, 217 с.
16. Сатпаев К.И. Основные элементы геологии и металлогении Джезказган-Улутаусского района // В кн.: Большой Джезказган: Геология и металлогения. Алма-Ата, 1961. – С. 27-59.
17. Сатпаева М.К. Руды Джезказгана и условия их формирования // Алма-Ата, Наука, 1985. – С. 11 – 13.
18. Сатпаева М. К., Таненов Т. И. Минералогия руд и зональность залежей Джезказганского месторождения (по материалам рудного района «Анненский»). Алматы: Гылым, 1995. 124 с
19. Чабдарова Ю.И., Жужгов Ю.В., Букин А.Н. Горное давление в антиклинальных структурах Джезказгана. – Алма-Ата, Наука, 1980, 194 с.
20. Временная инструкция по расчету целиков для пологопадающих залежей на глубинах более 400 м и наклонных залежей Жезказганского месторождения. – ИГД НАН РК, Корпорация "Казахмыс". – Алматы, Жезказган, 1998, 158 с.
21. Макаров А.Б. Практическая геомеханика. Пособие для горных инженеров. — М.: Горная книга, 2006.
22. Ерофеев Н. П. Устойчивость целиков и потолочин на рудниках Джезказгана. Алма-Ата, «Наука КазССР», 1979г.-94с.
23. Катин К. П., Пестушов И. П. Физико-механические свойства пород кровли. Джезказганского месторождения. Тр.ВНИИцветмета, 1967,Ш, с. 523-533.
24. Рыльникова М.В., Юн А.Б., Терентьева И.В. Второе дыхание Жезказгана. // Горная промышленность, 2015. -№3. –С. 32-34.
25. Саттыбаев А. Б., Жангожин А. Булатова М. А. Прочностные и упругие свойства горных пород Джезказганского месторождения / В кн.: Технология разработки месторождений полезных ископаемых. Караганда, Тр. Кар.ПТИ, 1974, с. 184-186.
26. Юн А.Б., Макаров А.Б. Оценка геомеханической ситуации на Жезказганском месторождении // В кн.: Первая международная школа-семинар «Прогноз, предупреждение горных ударов». Красноярск, 2001.
27. Жаркенов М.И., Косыбаев М.К., Сапаков Е.А. К вопросу повторной открытой разработки Жезказганского месторождения. Горный журнал.- 1993,- N11,- с. 15-17.

28. Юн А. Б., Терентьева И. В., Бочкарева Т. Н. Выбор концепции стабилизации геомеханической ситуации на Жезказганском месторождении // Маркшейдерский вестник. – 2015. – № 2. – С. 47-52.
29. Юн А.Б., Рыльникова М.В., Терентьева И.В. О перспективах и стратегии освоения Жезказганского месторождения / Горный журнал. – №5. – С. 44 -49
30. Жаркенов М. И. Комбинированная разработка разделительного целика между открытыми и подземными горными работами Жезказганского месторождения / М. И. Жаркенов, Е. А.Сапаков, У. С. Сабденбеков // Горный журнал. 1993. - № 6. - С. 18 – 20.
31. Жаркенов М.И., Косыбаев М.К., Сапаков Е.А. К вопросу повторной открытой разработки Жезказганского месторождения. Горный журнал.- 1993,- N11,- с. 15-17.
32. Барон Л.И. О повторной разработке рудных месторождений. - Тр. ИГД АН СССР, № 7, 1961, с. 29-44.
33. Попов Г.Н., Юков В.А., Брюховецкий О.С. Повторная подземная разработка рудных месторождений. - М., Цветметинформация, 1978. - 61 с.
34. Попов В.И. Классификация подземных методов повторной разработки. - Известия ВУЗов. Геология и разведка, 1975, № 8. - с. 177-180/
35. Попов В.И. Классификация видов запасов для подземной повторной разработки. - Известия ВУЗов. Геология и разведка, 1976, № 9, с. 148-161/
36. Куликов В.В. и др. Опыт повторной разработки месторождения шахты "Центральная" ИнГОКа. - Горный журнал, 1983, № 8, с. 41-44.
37. Куликов В.В. Совместная и повторная разработка рудных месторождений. - М., Недра, 1972, 328 с.
38. Шашурин С.Л. Повторная разработка месторождений руд цветных и редких металлов. - М., Госгортехиздат, 1962, 238 с.
39. Сиразутдинов А.М. и др. Вторичная разработка месторождений руд цветных металлов Казахстана. - Алма-Ата, КазНИИНТИ, 1981, 64 с.
40. Юн А.Б., Сапаков Е.А., Столбченко В.Ю. Открытые горные работы в корпорации «Казахмыс» / Горный журнал. – 2005. – №5. – Спецвыпуск.С.30-33.
41. Шашурин С.Л. Практика повторной отработки Никитовского месторождения ртути. - В кн.: Подземная разработка рудных месторождений. М., Недра, 1968, с. 133-144.
42. Куликов В.В. и др. Опыт повторной разработки месторождения шахты «Центральная» ИнГОКа. - Горный журнал, 1983, № 8, с. 41-44.
43. Петик В.В. и др. Опыт повторной разработки месторождения на шахтах рудоуправления им. Кирова. - Горный журнал, 1983, № 8, с. 44-46.

44. Кононов И.П., Гончаренко Л.А. Технологические особенности повторной разработки залежей железных руд в Криворожском бассейне. - Горный журнал, 1986, № 10, с. 32-34.
45. Маслов Ю.А., Пронин М.Н., Кодунов А.Б. и др. Повторная разработка месторождений. - Черная металлургия, 1971, № 7, с. 22-24.
46. Алексеев Ф.К., Бетин Д.И., Волощук А.М. и др. Повторная разработка месторождений Кривбасса. - Черная металлургия, 1970, № 19, с. 19-20.
47. Никифоров И.М., Фабричнов С.М., Журавлев Г.Е. и др. Эффективность повторной разработки Риддерской залежи. - Горный журнал, 1973, № 10, с. 27-28.
48. Чирва А.И. Установление границ повторной разработки на основе закономерностей сдвижения обрушенных пород. - Дис. к.т.н., Кривой Рог, КГРИ, 1985, 200 с.
49. Сероштан В.С., Чирва А.И. Исследование сдвижения горных пород при повторной разработке месторождений Кривбасса. - Горный журнал, 1981, № 11, с. 48-50.
50. Горемыкин Н.С. и др. Опыт отработки поддерживающих рудных целиков. - Горный журнал, 1983, № 4, с. 25-26.
51. Industrie minerale - Les techniques, 1982, N 2, p. 79-111.
52. Михайлов В.В. и др. Опыт применения столбовой системы с обрушением налегающих пород для отработки пологих маломощных рудных тел на Миргалимсайском месторождении. - Цветная металлургия, 1975, № 17, с. 12-17.
53. Михайлов В.В. и др. Промышленные испытания камерно-столбовой системы разработки с последующим обрушением налегающих пород. - Горный журнал, 1972, № 4, с. 22-27.
54. Михайлов В.В. и др. Промышленные испытания системы разработки длинными столбами по простиранию с локальным обрушением налегающих пород. - Горный журнал, 1973, № 1, с. 25-29.
55. Орт В.Г. и др. Оработка столбчатых целиков с обрушением налегающих пород. - Горный журнал, 1981, № 9, с. 23-27.
56. Балах Р.В. и др. Оценка возможностей отработки барьерных целиков Миргалимсайского месторождения. - В кн.: Прикладные задачи механики горных пород. М., Наука, 1977, с. 167-169.
57. Скозобцов Б.С. и др. Оработка ленточных целиков системами с обрушением. - Горный журнал, 1978, № 5, с. 29-32.
58. Орт В.Г., Бекбаев С.М., Гердт В.К. Выбор способов разрушения целиков при системах с обрушением налегающих пород. - КИМС, 1982, № 5, с.3-8.

59. Мусин А.Ч., Бакаев М.Т. Устойчивость кровли и параметры камер и целиков в условиях Джезказганского месторождения. - В кн.: Методы определения размеров опорных целиков и потолочин. М., изд. АН СССР, 1962, с.60-72.
60. Лысенко И.З., Жукович И.Е., Канафин К.К., Тимухин А.П. Искусственные опоры в рудниках. - Алма-Ата, Наука, 1972, 110 с.
61. Пантелеев М.Г. Устойчивость камер и целиков в Джезказгане по данным натурных исследований. - В кн.: Методы определения размеров опорных целиков и потолочин. М., изд. АН СССР, 1962, с.151-160.
62. Фрей Л.И. Результаты инструментальных наблюдений за состоянием целиков и кровли на Джезказганском руднике. - В кн.: Методы определения размеров опорных целиков и потолочин. М., изд. АН СССР, 1962, с.161-169.
63. Раденко Е.С. и др. Определение рационального порядка ведения работ при повторной разработке с обрушением налегающих пород на Жезказганском месторождении. – КИМС, 1990, №5, с. 18-23.
64. Раденко Е.С. и др. Опыт и перспективы повторной разработки с обрушением пород на Жезказганском месторождении. – КИМС, 1990, № 8 - с. 20-25.
65. Борщаговский А.И., Яковлев Ю.И., Волков А.П. Опыт повторной разработки с массовым обрушением налегающих пород. – Горный журнал, 1999, № 3. - с. 29-33.
66. Юн Р.Б. Обоснование технологии повторной подземной разработки рудных месторождений, отработанных камерно-столбовой системой. – Дис. д.т.н., М., МГОУ, 1996. - 341 с.
67. Большой Жезказган. Под редакцией В.И.Урумова. Алма-Ата, 1994. - 53 с.
68. Аханов Т.М., Прокушев Г.А. Современное состояние разработки и проблемы развития технологии на этапе доработки Жезказганского месторождения / Горный информационно-аналитический бюллетень. № 11 - 2012г.
69. Аханов Т.М. Технологические особенности подземной разработки Жезказганского месторождения / Маркшейдерия и недропользование, №1-2010г.
70. Абрамов А.А., Технология обогащения окисленных и смешанных руд цветных металлов. Москва, Недра, 1986. С. 115-116.
71. Лапшин Д. А., Простакишин М. Ф., Золотарев В. Н., Храмцова И. Н. Разработка технологии переработки руд Удоканского месторождения. Часть 1. Лабораторные исследования по определению основных технических решений // Цветные металлы, 2014. - №8. – С. 8-11.
72. Митрофанов С.И., Базанова Н.М., Совершенствование схемы и режима обогащения Удоканских медных руд. // Цветные металлы, 1981, №3. – С. 74-77.

73. Назимова М.И., Травников В.Н., Травникова О.Н., Крылова Л.Н., Адамов Э.В., Патент RU № 2418872. Способ переработки смешанных медных руд.
74. Юн А.Б., Захарьян С.В., Каримова Л.М., Кайралапов Е.Т., Жумашев К. К вопросу о вторичной переработке отвальных хвостов обогащения медных руд // Сборник материалов IX Международной научно-практической конференции «Рециклинг, переработка отходов и чистые технологии». - М.2013, 30 октября. – С.106-108.
75. «Концепция дальнейшей эффективной и безопасной отработки Жезказганского месторождения в сложившихся горнотехнических и геомеханических условиях» (согласована с Комитетом ГГТН РК и утверждена Министерством промышленности и торговли РК) // Жезказган, корпорация «Казахмыс», 1996
76. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В., Радченко Д.Н. Расширение сырьевой базы горнорудных предприятий на основе комплексного использования минеральных ресурсов месторождений // Горный журнал, 2013. - № 12. - С. 86-90.
77. Каплунов, Д.Р., Радченко Д.Н. Обоснование полного цикла комплексного освоения недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал), 2011. Отдельный выпуск №1. Труды научного симпозиума «Неделя горняка – 2011». - С.447-455.
78. Трубецкой К.Н., Галченко Ю.П., Сабянин Г.В. Методические основы экологической оценки техногенного изменения литосферы//Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 2014. -№2. –С.1-7.
79. Трубецкой К.Н. Развитие новых направлений в комплексном освоении недр - М.: ИПКОН АН СССР, 1990, 12с.
80. Рыльникова М. В., Радченко Д. Н. Разработка технологических рекомендаций по формированию закладочных массивов на основе отходов физико-химической геотехнологии для интенсификации подземной добычи руд камерными системами // ГИАБ, 2011. -№ 2. -С. 110–117.
81. Патент RU 2327874. М. В.Рыльникова, Д. Н.Радченко, И. А.Абдрахманов и др. Состав закладочной смеси и способ ее изготовления. Приоритет от 25.09.2006.
82. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В., Радченко Д.Н. и др. Передвижные закладочные комплексы в системах разработки рудных месторождений с закладкой выработанных пространств // Горный журнал, 2013. - №2. – С. 101-104.
83. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В., Радченко Д.Н. Научно-методические основы проектирования экологически сбалансированного цикла комплексного освоения и сохранения недр Земли // ГИАБ, 2015. – № 4 (специальный выпуск 15). – С. 5-11.

84. Трубецкой К.Н., Галченко Ю.П., Бурцев Л.И. Экологические проблемы освоения недр при устойчивом развитии природы и общества. М.: ООО Издательство «Научтехлитиздат», 2003. – 262 с.
85. Трубецкой К.Н., Галченко Ю.П. Методология оценки перспективной парадигмы развития минерально-сырьевого комплекса // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 2014. – № 6 (принята к печати по результатам выполнения проекта №14-37-00050).
86. Трубецкой К.Н. Развитие новых направлений в комплексном освоении недр - М.: ИПКОН АН СССР, 1990, 12с.
87. Бусленко Н.П., Калашников В.В., Коваленко И.Н. Лекции по теории сложных систем. М.: Наука. 1971 – 320 с.
88. Каплунов Д.Р. Теоретические основы проектирования освоения недр: становление и развитие // Горный журнал, 2014. – № 7. – С.49-51.
89. URL: <http://lib.convdocs.org/docs/index-191297.html?page=6> // Дата обращения 22.09.2014 г.
90. Чаплыгин Н.Н.; Галченко Ю.П., Папичев В.И. и др. Экологические проблемы геотехнологий: новые идеи, методы и решения. М.: Научтехлитиздат; 2009; – 320 с.
91. Юн А.Б., Терентьева И.В., Бочкарева Т.Н. Дифференциация запасов Жезказганского месторождения как основа выбора технологии экологически сбалансированного освоения недр / Горный журнал. – 2016. – №5. С 63-68
92. Авдонин В.В. Поиски и разведка месторождений полезных ископаемых: Учебник для вузов / В.В. Авдонин, Г.В. Ручкин, Н.Н. Шатагин, Т.И. Лыгина, М.Е. Мельников; Под ред. В.В. Авдониной. – М.: Академический Проект; Фонд «Мир», 2007. – 540 с.
93. Халезов Б.Д. Кучное выщелачивание медных и медно-цинковых руд. – Екатеринбург: РИО УрО РАН, 2013. – 332 с.
94. Юн А.Б., Герасименко В.И., Ибраев Т.Т. Особенности управления горным давлением при выемке опорных целиков / Горный журнал, 2002, №5, С. 27-28.
95. Инновационный патент на изобретение Респ.Казахстан №9155 Способ выемки целиков. / Н.И. Мальшакова, А.И. Имангалиев, И.Д. Кондров, О.Н. Зайцев, М.К. Алипбергенов, А.Б. Юн, Е.А. Сапаков // Заявл. 12.04.1999 г.
96. Юн А.Б. Совершенствование технологии извлечения междукammerных целиков из открытого выработанного пространства с обрушением налегающей толщи – Дис. к.т.н., М., МГОУ, 1999. - 157 с.
97. Зайцев О.Н., Макаров А.Б., Юн А.Б. Геомеханическое обоснование технологии повторной разработки междукammerных целиков из открытого выработанного пространства с обрушением налегающей толщи / Маркшейдерский вестник. – 1999. – №4. С. 17-23.

98. Юн А.Б., Герасименко В.И., Зайцев О.Н. Проблемы геомеханики при разработке Жезказганского месторождения / Горный журнал. – 2002. – № 5. С. 20-22.
99. Способ выемки целиков. - Решение Казпатента от 2.11.99 г. о выдаче патента на изобретение по заявке № 990423.1 от 12.04.99. (соавторы М.К. Алипбергенов и др.)
100. Борщ-Компониец В.И. Оценка механического состояния столбчатых целиков при отработке залежей сплошной системой с обрушением / Горный журнал. – 2002. – №11-12. С. 13-16.
101. Борщ-Компониец В.И., Макаров А.Б. Горное давление при отработке мощных пологих рудных залежей. – М., Недра, 1986. – 270 с.
102. Руппенейт К.В. Определение давлений на междукammerные и барьерные целики // В кн.: Методы определения размеров опорных целиков и потолочин. – М., изд. Академии наук, 1962. – с.17-33.
103. Методика оценки устойчивости междукammerных целиков, вовлекаемых в повторную разработку. – М., РГГРУ, 2005. – 55 с.
104. Борщ-Компониец В.И., Юн А.Б., Севастьянов Б.Н., Удалов А.Е., Белявский Ю.Г., Ахтямов К.Д. Перспективы применения сплошной выемки рудных залежей на Жезказганском месторождении / Горный журнал. – 2003. – №3. С.34-37.
105. Юн А.Б., Чарковский К.И., Исаев С.В., Мосякин Д.В. Статистический критерий устойчивости целиков на рудниках Жезказгана / В кн.: Новые идеи в науках о земле. – М.: МГГА. – 1999. – Т.3. С.108.
106. Борщ-Компониец В.И. Практическая механика горных пород. – М., Горная книга, 2013. – 322 с.
107. Мусин А.Ч., Бакаев М.Т. Устойчивость кровли и параметры камер и целиков в Условиях Жезказганского месторождения // В кн.: Методы определения размеров опорных целиков и потолочин. – М., изд. Академии наук, 1962. – с.60-72.
108. Юн А.Б., Макаров А.Б., Сосунов Ю.А. Параметры геомеханических процессов при разработке Жезказганского месторождения. - В кн. : Геодинамика и напряженное состояние земных недр. – Новосибирск, ИГД СО РАН, 1999.
109. Правила технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатывающих месторождения цветных, редких и драгоценных металлов. – М., МЦМ СССР, 1979. – 129 с.
110. Юн А.Б., Аханов Т.М., Урумов В.А., Унгитбаев М.Ж., Аймышев Б.Ш. Отработка целиков из полевых выработок / А.Б. Юн // Горный журнал. – 2006. – №2. С.42-44.

111. Карпиков А.А. Обоснование параметров камерно-столбовой системы разработки на больших глубинах с последующей выемкой целиков. – Автореферат дис. на соиск. уч. ст. к.т.н. – М., РГГРУ, 2007. – 22 с.
112. Юн А.Б. и др. Обратный расчет прочности междуканальных целиков по факту их разрушения // Горный журнал, 2005, № 3. – с. 45-51.
113. Юн А.Б. и др. Нагруженность междуканальных целиков при повторной разработке // Горный журнал, 2002, № 5. – с. 24-26.
114. Ким В.С. Обоснование рациональных способов охраны сооружений на сдвигающемся массиве при повторной разработке пологих рудных залежей. – Автореферат дис. на соиск. уч. ст. к.т.н. – М., МГОУ, 1996. – 23 с.
115. Ким В.С., Макаров А.Б. Комбинированное поддержание налегающей толщи разрушающимися целиками и закладкой при повторной разработке пологих рудных залежей. – Маркшейдерский вестник, 1996, № 2. – с. 26-27.
116. Шеховцов В.С., Залеская О.В., Шеховцова В.О. Способ управления выпуском руды при системах этажного самообрушения / Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2015. – №3. С.19-22.
117. Юн А.Б. и др. Гидравлическая закладка выработанных пространств хвостами обогатительной фабрики // Горный журнал, 2005, спецвыпуск № 5. – с. 15-16.
118. Кузьмин Е.В., Узбекова А.Р. Самообрушение руды при подземной добыче. – Москва: Изд. МГГУ, 2006, 284 с.
119. Юн А.Б., Костычев В.Н., Шайхин А.Ж., Сагденов А.К. Проветривание протяженных тупиковых горных выработок / Горный журнал. – 2005. – №5. – Спецвыпуск. С.22-23.
120. Инновационный патент на изобретение Респ.Казахстан №26278. Способ извлечения меди чановым выщелачиванием из труднообогатимых руд / А.Б. Юн, Т.Е. Токбулатов, В.А. Чен, И.В. Терентьева // – Заявл. 24.11.2011 г. Офф. бюлл. – №10 – 2012 год.
121. Инновационный патент на изобретение Респ.Казахстан №26230. Комбинированный способ извлечения меди из смешанных руд / А.Б. Юн, Т.Е. Токбулатов, В.А. Чен, И.В. Терентьева // – Заявл. 02.12.2011 г. Офф. бюлл. – №10 – 2012 год.
122. Дамаская Г.И., Тихонов С.С., Щербак В.А., «Использование железа, содержащегося в окисленных рудах, для цементации меди». Бюллетень ЦИИН, №16, 1962 г.
123. Юн А.Б., Захарьян С.В., Каримова Л.М., Синянская О.М., Терентьева И.В., Серикбай А.У. Комплексная переработка смешанной медной руды месторождения «Таскора» / Материалы Международной научно-практической

- конференции Абишевские чтения-2016 «Инновации в комплексной переработке минерального сырья». – Алматы. – 2016. – С. 577-580.
124. Инновационный патент на изобретение Респ.Казахстан №26368. Способ флотации медных руд / А.Б. Юн, Т.Е. Токбулатов, В.А. Чен, И.В. Терентьева // – Заявл. от 26.03.2012 г. Офф. бюлл. – №11 – 2012 год.
125. Инновационный патент на изобретение Респ.Казахстан №26394. Термогидрометаллургический способ комплексной переработки концентратов бедных забалансовых сульфидных руд / А.Б. Юн, Т.Е. Токбулатов, К.Ж. Жумашев, В.А. Чен, И.В. Терентьева // – Заявл. 26.03.2012 г. Офф. бюлл. – № 11 – 2012 год.
126. Инновационный патент на изобретение Респ.Казахстан №26469. Способ комплексной переработки бедных забалансовых руд / А.Б. Юн, Т.Е. Токбулатов, В.А. Чен, И.В. Терентьева // – Заявл. от 02.04.2012 г. Офф. бюлл. – №12 – 2012 год.
127. Юн А.Б., Захарьян С.В., Чен В.А., Каримова Л.М., Терентьева И.В. Получение железного купороса из сбросных кислых растворов / Сборник материалов Международной конференции «Наука в эпоху дисбалансов». – 2014. – Часть 2. – С.52-54.
128. Юн А.Б., Захарьян С.В., Чен В.А., Каримова Л.М., Терентьева И.В. Исследования по извлечению золота из кека выщелачивания обожженного чернового концентрата / Сборник научных трудов «Актуальные вопросы современной науки». – 2014. – Выпуск 37. – С.52-58.
129. Смирнов В.И., Тихонов А.И. Обжиг медных руд и концентратов. Свердловск: Metallurgizdat, 1958. – 283 с.
130. Юн А.Б., Захарьян С.В., Чен В.А., Каримова Л.М., Терентьева И.В. Гидрометаллургическая переработка кека автоклавного выщелачивания цинкового концентрата Балхашского цинкового / Сборник материалов X Международной научно-практической конференции «Рециклинг, переработка отходов и чистые технологии». – Москва. – 2014. – С.48-50.
131. Медведев А.С. и др. Особенности электрохимических реакций, сопровождающих хлорирующий обжиг сульфидных медных концентратов // Изв.Вузов. Цветная металлургия, 2012. - №3. – С.3-6
132. Юн А.Б., Захарьян С.В., Чен В.А., Каримова Л.М., Терентьева И.В. Изучение сохранности гранул черновых медных концентратов, полученных из отвальных хвостов обогащения для хлорирующего обжига // Сборник материалов X Международной научно-практической конференции «Новое слово в науке и практике: гипотезы и апробация результатов исследований», 2014. – Новосибирск, 28 апреля. – С.83-88.
133. Инновационный патент на изобретение Респ.Казахстан №26628. Комбинированная шахтная печь для сушки и обжига / А.Б.Юн, Т.Е. Токбулатов,

К.Ж. Жумашев, В.А. Чен, И.В. Терентьева // – Заявл. от 26.03.2012 г. Офф. бюлл. – №12 – 2012 год.

134. Юн А.Б., Захарьян С.В., Чен В.А., Каримова Л.М., Терентьева И.В. Исследования по извлечению меди из смешанных руд месторождения Таскора / Научно-технический вестник Поволжья. – 2014. – №6. – С.377-381.

135. Рыльникова М.В., Юн А.Б., Терентьева И.В. Об утилизации отходов горного и обогащительного производств на Жезказганском месторождении / Маркшейдерский вестник. – №6. – 2015. – С.13-16.

136. Руководство по методам исследования и оценке физико-механических свойств грунтов хвостохранилищ, СПбГТУ (составил Щульц Л.В.), Санкт-Петербург, 1995 г.

137. Разработка технических решений и технологии добычи и транспортировки лежалых хвостов законсервированного хвостохранилища Жезказганских обогащительных фабрик ТОО «Корпорация Казахмыс» на новую обогащительную фабрику производительностью 16 млн.тонн в год с последующим складированием хвостов в действующее поле хвостохранилища» - ЗАО «Механобр Инжиниринг», Санкт-Петербург, 2016г.

138. Юн А.Б., Захарьян С.В., Каримова Л.М., Терентьева И.В., Серикбай А.У. Исследования по азотнокислему выщелачиванию чернового медного концентрата ЖОФ из руд текущей добычи ТОО «Корпорация Казахмыс» / Материалы Международной научно-практической конференции Абишевские чтения-2016 «Инновации в комплексной переработке минерального сырья». – Алматы. – 2016. – С. 581-583.

139. Юн А.Б., Захарьян С.В., Чен В.А., Каримова Л.М., Терентьева И.В. Прочность гранул и хлорирующий обжиг чернового концентрата из отвальных хвостов Жезказганской обогащительной фабрики / EngineeringScience: US OpenChemistry&ChemicalEngineeringJournal. – 2014. – Vol. 1. – №2. – С.1-7. www.arepub.com.

140. Инновационный патент на изобретение Респ.Казахстан №29308. Обжиговая шахтная печь для непрерывной сушки, обжига и охлаждения гранулированных материалов / В.П. Малышев, А.Б. Юн, К.Ж. Жумашев, В.А. Ларионов, С.В. Захарьян, Л.М. Каримова, Е.Т. Кайралапов, В.А. Чен, И.В. Терентьева, И.А. Назаренко, А.М. Макашева, Н.Ж. Айбеков // Заявл. от 26.09.2013 г. Офф. бюлл. – №12 – 2014 год.

141. Инновационный патент на изобретение Респ.Казахстан №29515. Способ комплексной переработки черновых сульфидных концентратов / А.Б. Юн, С.В. Захарьян, Л.М. Каримова, В.А. Чен С.В., И.В. Терентьева // Заявл. от 14.05.2014 г. Офф. бюлл. – №2 – 2015 год.

142. Инновационный патент на изобретение Респ.Казахстан №29606. Способ комплексной переработки серебросодержащих забалансовых сульфидных руд

и концентратов / А.Б. Юн, С.В. Захарьян, Л.М. Каримова, В.А. Чен, И.В. Терентьева // Заявл. от 14.05.2014 г. Офф. бюлл. – №3 – 2015 год.

143. Инновационный патент на изобретение Респ.Казахстан №29755. Способ переработки окисленных и смешанных медных руд / А.Б. Юн, С.В. Захарьян, Л.М. Каримова, В.А. Чен, И.В. Терентьева // Заявл. от 14.05.2014 г. Офф. бюлл. – №4 – 2012 год.

144. Юн А.Б., Захарьян С.В., Чен В.А., Каримова Л.М., Терентьева И.В. Изучение процесса выщелачивания обожженного чернового медного концентрата в водном растворе хлоридов натрия и серной кислоты / Наука и технологии – Технология металлов. – 2014. – №12. – С. 3-8.

145. Юн А.Б., Захарьян С.В., Гедгагов Э.И., Терентьева И.В. Исследования сорбции рения в скоростном динамическом варианте из промывной кислоты сернокислого цеха Балхашского медеплавильного завода / Сборник материалов международной конференции «Рений и Технеций – 2014». – Франция, г.Ла Боль. – 2014. С. 58.

146. Юн А.Б., Захарьян С.В., Гедгагов Э.И., Чен В.А. Исследования десорбции рения в скоростном динамическом варианте для низкосортных ионитов макропористой структуры / Сборник материалов международной конференции «Рений и Технеций – 2014». – Франция, г.Ла Боль. – 2014. С.60.

147. Юн А.Б., Захарьян С.В., Чен В.А., Каримова Л.М., Терентьева И.В. Комплексная переработка лежалых хвостов Жезказганской обогатительной фабрики / Сборник материалов Международного Научного Конгресса «Управление научным потенциалом стран и регионов», г. Копенгаген, Дания. – 2014. – Часть 2. – С.7-13.

148. Юн А.Б., Терентьева И.В. Выщелачивание руд и техногенного – сырья условие устойчивого развития региона при доработке Жезказганского месторождения / VIII Международная конференция «Комбинированная геотехнология: устойчивое и экологически сбалансированное освоение недр». – г. Магнитогорск. – 2015. – С. 27-28.

149. Юн А.Б., Терентьева И.В. Вовлечение техногенной сырьевой базы горнопромышленного региона в рамках стратегии комплексного экологически сбалансированного освоения Жезказганского месторождения/ Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр. Под редакцией академика К.Н. Трубецкого – М.: ИПКОН РАН. – 2016. – С.288-291.