

**МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН**

Некоммерческое акционерное общество «Казахский национальный
исследовательский технический университет имени К.И.Сатпаева»

Горно-металлургический институт имени А.О. Байконурова

Кафедра «Горное дело»

Юсупов Жохонгир Мамиржанович

Обоснование эффективной технологии подземной разработки золоторудных
жил малой мощности наклонного залегания месторождения Акбакай

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

7М07203 – «Горная инженерия»

Алматы 2023

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Некоммерческое акционерное общество «Казахский национальный
исследовательский технический университет имени К.И.Сатпаева»

Горно-металлургический институт имени А.О. Байконурова

Кафедра «Горное дело»

УДК 553.41(043)

На правах рукописи

Юсупов Жохонгир Мамиржанович

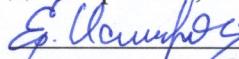
МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

На соискание академической степени магистра

Название диссертации Обоснование эффективной технологии
подземной разработки золоторудных жил малой
мощности наклонного залегания месторождения
Акбакай

Направление подготовки 7М07203 – «Горная инженерия»

Научный руководитель
доктор PhD, ассоц. профессор

 Искаков Е.Е.
« 31 » 05 2023 г.

Рецензент

канд. техн. наук

 Бекбергенов Д.К.
« 31 » 05 2023 г.



Нормоконтроль

Ведущий инженер

 Д.С. Мендекинова
« 31 » 05 2023 г.

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

НАО «КазНТУ им.К.И.Сатпаева»
Горно-металлургический институт
им. О.А. Байконурова

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

Заведующий кафедрой ГД
д-р техн. наук, профессор

 С.К. Молдабаев
« 02 » 06 2023 г.

Алматы 2023

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Некоммерческое акционерное общество «Казахский национальный
исследовательский технический университет имени К.И.Сатпаева»

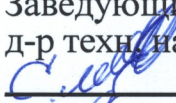
Горно-металлургический институт имени А.О. Байконурова

Кафедра Горного дела

Специальность 7М07203 – «Горная инженерия»

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой ГД
д-р техн. наук, профессор

 Молдабаев С.К.
« 02 » 06 2023 г

ЗАДАНИЕ

на выполнение магистерской диссертации

Магистранту Юсупову Жохонгиру Мамиржановичу

Тема: Обоснование эффективной технологии подземной разработки
золоторудных жил малой мощности наклонного залегания месторождения
Акбакай

Утверждена приказом ректора университета №1779-м от «02»11.2021 г.

Срок сдачи законченной диссертации « 30 » 05 2023 г.

Исходные данные к магистерской диссертации: геологические, текстовые,
графические материалы по разведке, подсчету запасов и плану горных работ
золоторудного месторождения Акбакай, расположенного на юге Республики
Казахстан в Жамбылской области в Мойынкумском районе.

Перечень подлежащих разработке в магистерской диссертации вопросов:

- а) Выбор системы разработки (по геологическим, технологическим и
экономическим критериям);
- б) Подсчет объемов горно-подготовительных и нарезных работ;
- в) Расчет показателей потерь и разубоживания по блоку (участку);
- г) Техничко-экономическое обоснование предлагаемой системы разработки.

Перечень графического материала: схема вскрытия, а также системы
подземной разработки месторождения Акбакай

Рекомендуемая основная литература:

1. Проект «Локальный проект на отработку опытного блока с применением
комплекса «КПН» по жиле «Южная» месторождения «Акбакай» г. Алматы
2011 г. ТОО инжиниринговая компания «Горное дело»;
2. Дополнение и корректировка к проекту строительства второй очереди
Акбакайского горно-обогадательного комбината по разработке

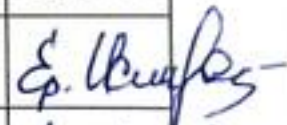
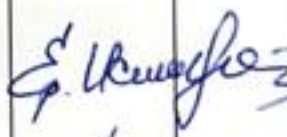
месторождения «Акбакай» II этап строительства. Вскрытие и отработка запасов ниже гор. +296 м (гор. 180) по гор. -104 (гор. 580) и Восточного фланга с Календарным графиком подготовки и разработки месторождения «Акбакай» АО «АК«Алтыналмас» г. Риддер 2011 г. ТОО «Каз Техно Проект»;

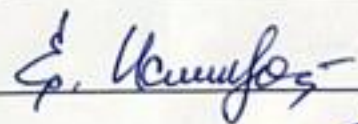
3. Проектирование систем разработки рудных месторождений: учеб. пособие / Г. Г. Пирогов. – Чита: ЗабГУ, 2013. – 216 с.

ГРАФИК подготовки магистерской диссертации

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю	Примечание
Сведения об объекте исследования. Краткая характеристика района месторождения	19.01.2022г.	
Методология выбора системы подземной разработки и ее основные технико-экономические показатели	14.09.2022г.	
Расчёты горно-подготовительных и нарезных работ, потерь и разубоживания, а также экономическая эффективность	20.04.2023г.	

Подписи
консультантов и нормоконтролера на законченную магистерскую диссертацию с указанием относящихся к ним разделов работы

Наименования разделов	Консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Общие сведения о месторождении.	Доктор PhD, ассоц. проф. Исаков Е.Е.	26.01.2022г.	
Существующее состояние горных работ.	Доктор PhD, ассоц. проф. Исаков Е.Е.	24.09.2022г.	
Обоснование эффективной технологии подземной разработки золоторудных жил малой мощности наклонного залегания месторождения Акбакай.	Доктор PhD, ассоц. проф. Исаков Е.Е.	30.05.2023г.	
Нормоконтролер	Ведущий инженер Мендекинова Д.С.	31.05.2023г.	

Научный руководитель  Е.Е. Исаков

Задание принял к исполнению обучающийся  Ж.М. Юсупов

Дата 30.05. 2023г.

АҢДАТПА

Диссертация 60 беттен тұратын мәтіннен тұрады және кіріспеден, 3 бөлімнен және қорытындыдан, 23 суреттен, 18 кестеден тұрады.

Көлбеу алтын кенорындарын игерудің әртүрлі нұсқаларын кеңінен игеру және енгізу кен қазбаларынан кен өндірудің техникалық-экономикалық көрсеткіштерінің айтарлықтай өсуіне әкелді. Алайда соңғы жылдары бұл көрсеткіштердің өсу қарқыны айтарлықтай төмендеді. Нәтижесінде, кен өндірудің технологиялық процестерінің ең аз еңбек сыйымдылығын, баланстық қорларды өндірудің жоғары қарқындылығы мен толықтығын, сондай-ақ қолайлы еңбек жағдайларын қамтамасыз ететін тамырлы кен орындарын игерудің принципті жаңа жүйелері мен технологияларын құру, кеншілер үшін тамырлы кен орындарын өндірудің жерасты әдісін жетілдіру саласындағы маңызды мәселелердің бірі болып саналады.

Тау-кен өндіру технологиясының еңбек шығындарын азайту және кеншілер еңбегінің тиімділігін арттыру саласындағы маңызды бағыттардың бірі болып толық бетті көлбеу алтын тамырлы кен орындарын игерудің принципті жаңа технологиясын құруға арналған әзірлемелер қарастырылады, технологиялық процестерді кешенді механикаландырумен және бағалы кендерді өндірудің толықтығының жоғары қарқынымен ереуіл бойында.

Диссертациялық жұмыстың мақсаты Ақбақай кенорнының тау-кен жағдайында тиімді тау-кен жүйесімен қамтамасыз етілетін, еңіс орналасқан жұқа алтын кен шоғырларын жерасты өндіру технологиясын ғылыми-техникалық негіздеу болды.

АННОТАЦИЯ

Диссертация состоит из 60 страниц текста и включает введение, 3 раздела и заключение, 23 рисунков, 18 таблиц.

Широкое развитие и внедрение всевозможных вариантов систем разработки наклонных золоторудных жильных месторождений привело к существенному увеличению технико-экономических показателей извлечения руды из недр. Впрочем, в последние годы темпы роста этих показателей заметно понизились. Вследствие этого создание принципиально новых систем и технологии разработки жильных месторождений, обеспечивающих наименьшую трудозатратность технологических процессов добычи руды, высокую интенсивность и полноту извлечения балансовых запасов, а также комфортные условия труда забойщиков, считаются одной из важнейших проблем в области улучшения подземного способа отработки жильных месторождений.

Одним из наиболее важных направлений в области понижения трудозатратности технологии выемки и увеличения эффективности труда горнорабочих считаются разработки, посвященные созданию принципиально новой технологии разработки наклонных золоторудных жильных месторождений сплошным забоем по простиранию с комплексной механизацией технологических процессов и высокими показателями полноты извлечения ценных руд.

Целью диссертационной работы стало научно-техническое обоснование технологии подземной отработки золоторудных жил малой мощности наклонного залегания, обеспечивающихся эффективной системой разработки в горнотехнических условиях месторождения Акбакай.

ANNOTATION

The dissertation consists of 60 pages of text and includes an introduction, 3 sections and a conclusion, 23 figures, 18 tables.

The widespread development and implementation of various options for the development of inclined gold vein deposits has led to a significant increase in the technical and economic indicators of ore extraction from the bowels. However, in recent years, the growth rate of these indicators has noticeably decreased. As a result, the creation of fundamentally new systems and technologies for the development of vein deposits, which ensure the lowest labor intensity of the technological processes of ore mining, high intensity and completeness of the extraction of balance reserves, as well as comfortable working conditions for miners, are considered one of the most important problems in the field of improving the underground method of mining vein deposits.

One of the most important areas in the field of reducing the labor costs of mining technology and increasing the efficiency of miners' labor is considered to be developments dedicated to the creation of a fundamentally new technology for the development of inclined gold vein deposits with full face along the strike with integrated mechanization of technological processes and high rates of completeness of extraction of valuable ores.

The purpose of the dissertation work was the scientific and technical substantiation of the technology of underground mining of gold ore veins of low thickness of inclined occurrence, provided by an effective mining system in the mining conditions of the Akbakai deposit.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение.....	9
1 Общие сведения о месторождении.....	11
1.1 Характеристика района месторождения.....	11
1.2 Краткая геологическая характеристика месторождения	13
1.3 Краткая гидрогеологическая характеристика месторождения	13
1.4 Морфология рудных тел месторождения.....	14
1.5 Краткая горнотехническая и гидрогеологическая характеристика месторождения	15
2 Существующее состояние горных работ.....	18
2.1 Обзор ранее проведенных горных работ	19
2.2 Методология выбора системы разработки и ее основные технико- экономические показатели	21
2.2.1 Классификация систем разработки	22
2.3 Выбор системы подземной разработки рудных месторождений и оптимизация ее параметров	27
2.3.1 Факторы, влияющие на выбор системы разработки	31
2.3.2 Общие положения выбора рациональных параметров системы разработки.....	33
2.3.3 Методика оптимизации параметров системы разработки.....	34
3 Обоснование эффективной технологии подземной разработки золоторудных жил малой мощности наклонного залегания месторождения Акбакай	38
3.1 Комбинированная поэтажно-камерная система разработки с вариантом доставки руды силой взрыва и скважиной отбойкой и донным выпуском руды, а также с применением самоходного оборудования	47
3.2 Комбинированная этажно-камерная система разработки с послойной отбойкой руды глубокими скважинами и применением комплекса «КПН» при проходке наклонного бурового восстающего	49
3.3 Поэтажно-камерная система разработки с вариантом доставки силой взрыва и с торцевым выпуском руды, а также с применением ПДМ	51
3.4 Расчет потерь и разубоживания.....	52
3.5 Экономическое обоснование выбранной системы	58
3.6 Технические характеристики применяемого оборудования	60
Заключение	67
Список использованной литературы.....	68
Приложение А	69
Приложение Б	70
Приложение В.....	71
Приложение Г	72

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. Золоторудные месторождения составляют весьма важную часть минерально-сырьевой базы Казахстана, основная и уникальная часть которых расположена в Восточном Казахстане месторождение Бакырчик, в Северной части месторождение Васильковское и одно крупное в Южном Казахстане месторождение Акбакай, а также 11 средних золоторудных месторождений, остальные мелкие. Одним из основных направлений экономического развития Республики Казахстан является курс на рациональное использование природных и трудовых ресурсов. Планом развития экономики Республики Казахстан предусмотрено наращивание и увеличение объемов добычи, также переработки руд редких и драгоценных металлов, за счёт вовлечения в эксплуатацию маломощных месторождений, значительная часть которых представлена жильными месторождениями часто с более сложными условиями залегания, для чего необходимо дальнейшее совершенствование горного производства, максимально используя достижения технического прогресса. Сложные горно-геологические условия месторождений жильного типа обуславливают высокую трудоемкость труда горнорабочих и низкую интенсивность их разработки.

Невозможность применения существующих машин и самоходного высокопроизводительного оборудования из-за малой ширины очистного пространства обуславливаемой небольшой мощностью рудных тел делает разработку такого типа месторождений весьма трудоёмкой и дорогой. Чаще всего эти месторождения имеют относительно небольшие запасы, а потому сроки их эксплуатации сравнительно короткие и их разработка традиционно ведётся с применением простейших средств производства (ручных перфораторов, скреперных лебёдок, деревянного крепления и пр.), что обуславливает относительно низкие производственно-экономические показатели [1,2].

Цель работы – научно-техническое обоснование технологии подземной отработки золоторудных жил малой мощности наклонного залегания, обеспечивающихся эффективной системой разработки в горнотехнических условиях месторождения Акбакай.

Объектом исследований является золоторудное месторождение Акбакай, расположенное на юге Республики Казахстан в Жамбылской области в Мойынкумском районе.

Идея диссертации заключается в обосновании выбора системы разработки в комбинации этажной и подэтажной камерной системы с вариантом силой взрыва доставки с донным и торцевым выпуском руды в условиях подземной отработки месторождения Акбакай с использованием современного высокопроизводительного комплекса КПН при проходке наклонного бурового восстающего и отбойкой глубокими скважинами, обеспечивающих безопасность и высокую эффективность подземной добычи

золоторудных жил малой мощности наклонного залегания с применением самоходного оборудования.

Задачи исследований:

1. Выбор системы разработки (по геологическим, технологическим и экономическим критериям).
2. Подсчет объемов горно-подготовительных и нарезных работ.
3. Расчет показателей потерь и разубоживания по блоку (участку).
4. Технико-экономическое обоснование предлагаемой системы разработки.

Публикации. Основные положения диссертации опубликованы в международных Сатпаевских чтениях (Алматы, 2022). Также научная статья принята на публикацию в журнал «Вестник КРСУ» №9 том 23 и находится в производстве. Научный рецензируемый журнал «Вестник Кыргызско-Российского Славянского университета» входит в Перечень российских рецензируемых научных журналов ВАК Министерства образования и науки РФ (дата включения журнала в новый Перечень ВАК РФ от 01.12.2015 г. №202). Журнал включен в Российский индекс научного цитирования (РИНЦ).

1 Общие сведения о месторождении

1.1 Характеристика района месторождения

Акбакай является золоторудным месторождением который расположен на юге Республики Казахстан в Жамбылской области в Мойынкумском районе. Месторождение находится в северо-западном направлении около 450 км от города Алматы, в 106 км к северу от железнодорожной станции Кияхты, с которой связан автомобильной дорогой Акбакай-Мирный и в 90 км от районного центра- села Мойынкум. На расстоянии 80 км от месторождения в направлении юга и юго-запада проходит асфальтированная шоссейная автодорога Мойынкум-Берлик [1,2].

В географическом отношении объект «Акбакай» находится в границах Чу-Балхашского водораздела, представляющего собой слабовсхолмленную местность с абсолютными отметками 460-515 м и относительными высотными превышениями 20-50 м. [1].

Рельеф района мелкосопочный, равнинный, абсолютные отметки в пределах +465-490 м. [2].

Климат местности является резко-континентальным с засушливым летом и продолжительной зимой, нередко мощные ветра, преимущественно северо-восточного направления. Температурный режим является исключительно материковым. Летний период сухой и жаркий, длительность теплового периода около 4-5 месяцев. Продолжительность теплового периода со среднемесячными температурами выше нуля градусов для равнины составляют 7-7,5 месяцев. Самым жарким месяцем в году является июль. Зимний период малоснежный, нередкими оттепелями. Стойкий снежный слой толщиной от 30 до 40 см держится с начала до конца зимнего сезона. Средняя температура воздуха за год в районе +5-6⁰С при амплитуде частых колебаний от -15⁰С в январе до +25⁰С в июле. Количество осадков за год составляет 200-300 мм. Сейсмичность местности в пределах 6 баллов [1-4].

Поверхностные водотоки на территории рудного поля отсутствуют. Значительное количество солнечной энергии и продолжительное солнечное сияние 2700-3000 часов в год создают условия для полного испарения выпадающих атмосферных осадков, за исключением ливней. В качестве технической воды используются рудничные воды, обеспечение питьевой водой поселка Акбакай производится за счет подземных трещинных вод месторождения Бескемпир. В этих природных условиях источником питания подземных вод являются осадки холодного периода, образующие стойкий снежный слой, на распределение которого значимое воздействие оказывает не только характер рельефа, но и температурный и ветровой режимы [4].

Снабжение электроэнергией поселка и АО «Акбакайский ГМК» осуществляется линией электропередач 110 кВ, из поселка Кумузек 80 км. [1].

Пути сообщения в районе представлены железной дорогой, проходящей в 70 км к северо-востоку, автодорогами Берлик-Мойынкум-Уланбель в 80 км

к юго-западу и Алматы-Астана - в 140 км к северо-востоку от поселка Акбакай. Поселок связан с ближайшей железнодорожной станцией «Кияхты» асфальтированной автомобильной дорогой 106 км. [1].

Обзорная карта в масштабе 1:2 000 000 показана на рисунке 1.1.

Местность является практически не заселенным, применяется в основном для нужд отгонно-пастбищного животноводства. За счет развития горнодобывающей и горно-перерабатывающей промышленности экономически район находится на этапе освоения [2].

Удаленность вовлекаемых в отработку месторождении рудного поля от магистральных автомобильных и железных дорог предопределили возведение горно-обогачительного и металлургического комплекса и размещение объектов основного производства и вспомогательного хозяйства, а также жилищно-гражданского назначения вблизи сырьевой базы с организацией перевалочной базы для приема и отгрузки грузов первоначально на железнодорожной станции Кияхты [3].

Месторождение Акбакай является основной сырьевой базой АО «Акбакайский ГМК» [2].



Рисунок 1.1 – Обзорная карта в масштабе 1:2 000 000

1.2 Краткая геологическая характеристика месторождения

Акбакайское рудное поле расположено в границах Кызылжартасского интрузива гранодиоритов, который прорывает песчанно-сланцевые отложения ордовика и эффузивы среднего девона. Площадь поля составляет около 25 км²; покровные отложения на всей площади представлены рыхлыми четвертичными образованиями мощностью от 0,5 до 1,5 м. [2].

Основную роль в строении рудного поля и находящихся в его пределах золоторудных месторождений (Акбакай, Карьерное, Бескемпир и др.) играют разрывные нарушения, представленные системами крутопадающих разломов субширотного простирания и оперяющих их пологих разломов типа сколовых трещин. В пределах интрузива широко развиты дайки лампрофиров, а также диоритовых и диабазовых порфиритов. Дайки лампрофирового ряда выделяются в золотоносный дайковый комплекс, с которым связываются основные проявления промышленного оруденения [2].

Месторождение Акбакай структурно связано с Акбакайским разломом субширотного простирания, представленного полосой дробления и гидротермальной проработки пород протяженностью около 3 км. Полоса определяется как Главная рудная зона, к ней приурочены основные рудные тела месторождения [2].

В 250-300 м к югу от Акбакайского разлома протягиваются субпараллельно ему Бескемпировский разлом, с которым связано несколько маломощных рудных тел – Южная рудная зона [2].

1.3 Краткая гидрогеологическая характеристика месторождения

Район месторождения Акбакай в гидрогеологическом отношении представляет собой полупустынную территорию. Постоянно действующие поверхностные водотоки отсутствуют. В районе развита редкая сеть временных водотоков, функционирующие в весеннее время, в период интенсивного снеготаяния и в связи с выпадением атмосферных осадков [4].

Атмосферные осадки распределяются весьма неравномерно в течение года – от 20 мм в месяц в зимнее время и до 5-6 мм в летний период. Суммарное среднегодовое количество атмосферных осадков составляет 173-180 мм. Эффективными являются осадки, выпадающие в ноябре – марте и составляющие 88 мм. [4].

Начиная с этапов оценки и разведки месторождения «Акбакай», а затем с 1976 года в ходе эксплуатации накоплен обширный материал, касающихся вопросов гидрогеологических и горнотехнических условий эксплуатации. Кроме того, собственная информация по восточному флангу получена в ходе проведения поисковых, оценочных и начавшихся с 2002 года разведочных работ [5].

Гидрогеологические условия территории являются простыми и сходными с месторождением «Акбакай». Воды трещиноватые с минерализацией 1,3-3 г/л сульфатно-хлоридно-натриево-кальциевые, очень жесткие – общая жесткость 7,8-27,2 мг/экв/л, при карбонатной жесткости 2,5-2,8 мг/экв/л. РН их равен 7,6-7,95. Обводненность слагающих пород незначительная. Водоприток при проходке шурфа 25 и штольни 1 горизонтов 440 м и 450 м превышали 3-5 м³/ч. Фактический водоприток в ствол существующей на Акбакае шахты «Главная» из всех горизонтов в 2002 году в среднем составлял 25 м³/час. Фильтрационные свойства пород низкие, средний коэффициент фильтрации составляет 0,17 л/сут. Гидрогеологические условия на восточном фланге благоприятны и не вызовут особых осложнений при его отработке [5].

1.4 Морфология рудных тел месторождения

Промышленные рудные тела на месторождении приурочены к разрывным нарушениям и представлены крутопадающими (65-85°) и пологопадающими (30°-50°) кварцевыми жилами, контролируемые дайками лампрофитов с березитизированными зольбандами. Падение жил северное, простирание – субширотное: мощности изменяются от 0,2 до 4,0 м, протяженность по простиранию от 100 до 700 м. [1].

Морфология рудных тел простая: каждое состоит из одной стержневой жилы, реже двух, мощность до 0,7 м, сопровождаемой березитовыми оторочками до 0,6 м с каждой стороны. В контур рудных тел часто входит дайка лампрофитов (частично или полностью). Наибольшие мощности жил приурочены к зонам их сопряжения, наименьшие – к участкам пережимов [3].

Средняя мощность жил составляет 1,47 м.

Немногочисленные поперечные разрывные нарушения смешают рудные тела на первые доли метра и существенно не нарушают их морфологию.

Распределение оруденения в контурах рудных жил неравномерное, наиболее обогащенными являются центральные части жил. Отмечается наличие рудных столбов, в основном, в узлах сопряжения кварцевых жил, а также в зонах пересечения последних с дайками лампрофитов [3].

Всего на месторождении в пределах главной рудной зоны выделено 5 крутопадающих жил: Главная, Туkenовская, Октябрьская, Фроловская, Золотая и 9 пологопадающих жил: Юбилейная-60, Глубинная, Пологая 1,3,4,6., Южная 1,2,3 [1].

В целом морфологию рудных тел можно охарактеризовать как достаточно простую, но изменчивую по мощности.

Данные об основных параметрах жил приведены в таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Параметры основных рудных жил месторождения «Акбакай»

Наименование жил	Параметры			
	Угол падения, градусы	Длина по простиранию, м	Средняя мощность, м	Глубина подсчета запасов
Главная	70-85	700	1,3	От 0 до 400
Туркеновская	45-70	350	1,8	От 0 до 400
Фроловская	70-85	300	1,4	От 0 до 600
Октябрьская	45-65	200	0,7	От 0 до 200
Золотая	40-65	400	1,3	400 до 600
Юбилейная	40-45	500	1,5	200 до 700
Глубинная	30-55	400	1,6	20 до 300
Пологая - I	45-50	650	1,9	200 до 600
Пологая - II	30-35	300	1,7	20 до 400
Южная	60-65	-	1,5	200

1.5 Краткая горнотехническая и гидрогеологическая характеристика месторождения

Месторождение «Акбакай» структурно связано с Акбакайским разломом субширотного пространства. Длина разлома около 2,5 км (главная рудная зона). По ориентировке в пространстве в зоне выделяются две основные системы рудовмещающих тектонических нарушений – крупные крутопадающие (65-85°) и оперяющие их, как сколовые, пологопадающие (30-50°) разрывные нарушения широтного и северо-западного (290-310°) простирания. Этими же системами разломов на месторождении выделяются две группы рудных тел – крутопадающие и пологопадающие [5].

Рудные тела месторождения «Акбакай» представлены маломощными кварцевыми жилами с зольбандами березитов в гранодиоритах и, в незначительной степени, в ороговикованных песчаниках. Рудные тела представлены от 30° – пологопадающие до 85° – крутопадающие.

Вмещающие породы и руды отличаются высокой крепостью и устойчивостью (см. таблица 1.2) [1].

Средний объемный вес руды составляет 2,9 т/м³, вмещающих пород 2,8 т/м³, коэффициент разрыхления руды и породы 1,5. По классификации Л.И. Барона и А.В. Кузнецова, породы и руды относятся к классу среднеабразивных по показателю абразивности [1].

Руды не склонны к слеживанию, размоканию, вспучиванию, самовозгоранию, оплыванию. Породы и руды не газоопасны, по содержанию свободного кремнезема (20-30%) относятся к силикозоопасным. Радиационная опасность отсутствует [1].

Естественная влажность пород и руд не более 2 %.

Все вышеперечисленные показатели подтверждены практикой эксплуатационных работ на месторождении.

На верхних горизонтах месторождения установлены грунтовые и трещинные воды. Мощность зоны открытой трещиноватости около 70 м, максимальная глубина развития трещиноватости 290 м. Уровень подземных вод отмечается на глубине 0,2-16 м. Водообильность пород низкая, дебиты скважин не превышают 0,1 л/с. [1].

Фактический водоприток в подземные горные выработки за последние годы по данным шахтного водоотлива составляет от 7 до 17 м³/час. По расчетам максимальный ожидаемый приток составит от 20 м³/час (гор. +216 м) до 32-35 м³/час (гор. -24 м) [3].

Вмещающие породы устойчивы даже вблизи разрывов и трещин. Однако в связи с ослабленными контактами рудных тел с вмещающими породами при отработке возможны вывалы руды. Мелкие разрывные нарушения не оказывают влияния на понижение устойчивости вмещающих пород [2].

По аналогии с основным месторождением «Акбакай», на восточном фланге руды не склонны к размоканию, вспучиванию и при длительном хранении не слеживаются, не оплывают и не самовозгораются. Естественная влажность руд и вмещающих пород низкая. Породы месторождения не газоносны. Руды силикозоопасны в связи с повышенным содержанием двуоксида кремния (до 65%) [2].

Рельеф на участке спокойный, мощность рыхлых отложений небольшая (до 10 м).

Горнотехнические и гидрогеологические характеристики благоприятны для разработки месторождения.

Таблица 1.2 – Физико-механические свойства горных пород месторождения «Акбакай»

Наименование вмещающих пород и руд	Значения					
	Предел прочности на сжатие, кг/см ²	Предел прочности на растяжение, МПа	Коэф. крепости по шкале проф. М. М. Протоdjeяконова	Плотность пород и руд, кг/м ³	Контактная прочность, МПа	Группа пород по СНиПУ
Гранодиориты	1100-1530	30-40	14-16	2900	3400-4500	X-IX
Ороговикованные песчаники	До 1600	30-40	16	2700	1800-2500	VIII
Кварцевые руды	До 1700	30-40	16-18	2800	1800-2500	VIII
Березиты	700-1400	27-35	11-14	2700	1800-2500	VIII
Дайки лампрофиров	600-1000	27-35	11-12	2700	1300-1800	VIII

2 Существующее состояние горных работ

Верхняя часть месторождения «Акбакай» до глубины 20 м. отработана открытым способом, а ниже вскрытие произведено разведочно-эксплуатационным стволом, стволом шахты «Главная», наклонно-транспортным съездом [2].

Месторождение отрабатывается подземным способом и вскрыто вертикальными стволами шахт Главная и РЭШ-1, пройденными по центру месторождения, наклонно-транспортным съездом, пройденным вдоль рудного тела до отметки +300 м и вскрывающим три верхних горизонта месторождения (+400 м, +350 м, +300 м). и вентиляционными восстающими, пройденными на флангах [1,2].

Шахта Главная расположена в центре месторождения и пройдена до горизонта + 80 м (на глубину 450 м) сечением в черне 30 м². и диаметром в свету 6 м, крепление - железобетон и бетон. Назначение ствола - выдача руды и породы, спуск-подъем людей, материалов, грузов, подача свежего воздуха. Ствол оборудован двумя клетями, подъемной машиной, ходовым и трубо-кабельным отделениями [1,2].

Ствол РЭШ-1 пройден с поверхности до горизонта -50 м (550). Ствол РЭШ-1 служит в качестве второго механизированного выхода на поверхность, для спуска и подъема людей, материалов и оборудования, и подготовки нижележащих горизонтов. Ствол пройден прямоугольным сечением в черне 14 м² до гор. +390 м закреплен деревянной крепью. С гор. +390 м. до гор. -50 м ствол также пройден прямоугольным сечением с металлической армировкой и креплением набрызгбетоном, сечением 12 м². Ствол оборудован подъемной машиной с футерованным барабаном, с глубиной подъема до гор. -30 м (500) [1,2].

Кроме этого на западном, северо-западном и восточном флангах месторождения пройдены вентиляционные восстающие №1, №1 Глубинная и №2, №437 соответственно. Служат для выдачи отработанного воздуха. По мере понижения уровня вентиляционные восстающие углубляются снизу вверх ступенчато. Принятая высота этажа до гор.+300 м по 50 м, далее до гор. +140 м. по 60 м. [2].

2.1 Обзор ранее проведенных горных работ

Таблица 2.1 – Хронология проводимых операций на месторождении

Период	Выполненные работы	Исполнители	Примечания
1950-1969 гг.	В районе проводились преимущественно мелко и среднемасштабные (1:500000-50000) площадные съемки и в небольшом объеме на локальных площадях детальные (масштаба 1:2 000-10 000) геолого-поисковые работы [4].		
1969-1982 гг.	Месторождения Акбакай было в ускоренном темпе изучено и освоено, а также были проведены площадные и разведочные работы на других золоторудных объектах. В этот же время была начата эксплуатация верхней разведанной части месторождения Акбакай (комбинат «Алтайзолото») [4]. На территории Акбакай-Кенгирского рудного поля тот период проводились поисково-оценочные и разведочные работы на золоторудных объектах Карьерное, Бескемпир, Кенем, Думан-Шуак [4].		По итогу проведения разведочных работ на месторождении Акбакай было выделено и изучено девять основных (Главная, Фроловская, Октябрьская, Золотая, Пологая-1, Юбилейная-60, Пологая-6, Глубинная) и пять второстепенных (Пологая-3, Пологая-4, Южная-1, Южная-2, Диагональная) кварцевых жил [4].
1971-1978 гг.	Геологоразведочные работы обеспечили возможность подсчета и утверждения в ГКЗ СССР запасов месторождения по категориям В, С ₁ и С ₂ [2].	«Средазнипроцветмет»	Подсчет запасов осуществлен по кондициям, разработанным институтом «Средазнипроцветмет» и утвержденным ГКЗ [2].
1975 г.	Начаты эксплуатационные работы на месторождении [2].		
1978-1981 гг.	Продолжалась детальная разведка флангов и глубоких горизонтов месторождения [2].		Всего пройдено около 18 тыс. п.м. выработок и пробурено 22 тыс. п.м. разведочных скважин [2].
1980 г.	Была завершена разведка месторождения Карьерного и утверждены запасы категории С ₁ в ТКЗ ПГО «Южказгеология» [4].		

продолжение таблицы 2.1			
Период	Выполненные работы	Исполнители	Примечания
1982 г.	Были отработаны открытым способом запасы на глубину до 20 м. [2].		С 1982 г. по настоящее время ведется подземная добыча руд на гор. +376 м (100) и ниже до гор. +76 м (400) [2].
1982-2000 гг.	На восточном фланге был реализован один полноценный проект поисково-оценочных работ и три небольших локальных проекта с целью до изучения жилы Пологая-6		В результате проведенных работ были изучены геологическое строение восточного фланга, морфология, внутреннее строение рудных тел, а также характер распределения золота, как по простиранию, так и по падению [4].
1989-1990 гг.	На восточном фланге месторождения Акбакай проведены дополнительные поисково-оценочные работы [4].		
1999-2000 гг.	Был составлен и реализован проект разведки приповерхностной части жилы Пологая-6 на восточном фланге [4].	Акбакайским ГМК и «АК Алтыналмас»	Технологические показатели были получены аналогичные перерабатываемым рудам основного Акбакайского месторождения [4].
2000-2002 гг.	Для установления причин и определения величины расхождения, поставленных на государственный баланс и фактически отрабатываемых запасов. проведены работы по их сопоставлению в отработанной части месторождения и пересчету запасов нижних, не затронутых горными работами горизонтов.		
2001 г.	Протоколом ГКЗ РК по итогам рассмотрения отчета сопоставления результатов разведки и разработки полностью отработанных запасов верхних горизонтов месторождения золота Акбакай, списаны с баланса не подтвердившиеся запасы золота		Принято решение о пересчете запасов нижних горизонтов на основе ежегодных данных по каждому выемочному блоку.

2.2 Методология выбора системы разработки и ее основные технико-экономические показатели

Для выполнения очистных работ в обязательном порядке производят подготовку залежи. Подготовительно-нарезные выработки возможно проходить как предварительно, до старта очистных работ, так и попутно с ними. Следовательно, существует связь в пространстве и во времени, меж подготовительными и очистными работами [6].

Система разработки месторождения – это порядок проведения во времени и пространстве подготовительных, нарезных и очистных выработок, увязанный с определенным типом фронта работы этажа и способами очистной выемки (формулировка профессора О.А. Байконурова) [7].

К системам разработки предъявляются те же условия, что и в целом к отработке месторождений. Используемая система разработки обязана гарантировать безопасность выполнения горных работ, их экономность, минимальные экономически, а также технически оправданные потери полезного компонента, ООС (охрана окружающей среды) [6].

Система разработки должна рассматриваться и утверждаться в области промышленной безопасности госорганами в соответствии с «Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы, установленным Приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 30 декабря 2014 года № 352.»

Рентабельность обеспечивает использование комплексной автоматизации и механизации всех производственных процессов, выполнение наименьшего объема подготовительно-нарезных выработок и использование современных способов построения рабочего процесса.

При верном подборе систем разработки учитывая горно-геологические и горнотехнические требования, возможно добиться минимизации потерь полезного компонента [6].

Условия к системе разработки значится таким образом, чтобы общая сумма экономического ущерба и приведенных затрат была наименьшей, т.е.

$$C + KE + Y_{\text{п.р.}} \rightarrow \min \quad (2.1)$$

где C – издержки производства (себестоимость добычи руды), дол./т;

K – удельные капиталовложения на горные выработки и оборудование, дол./т;

E – нормативный показатель производительности капиталовложения (при расчетах следует учитывать $E=0,12$);

$Y_{\text{п.р.}}$ – ущерб экономический при разубоживании и потерях руды, дол./т.

В ходе изучения систем подземной разработки следует приводить надлежащие ключевые технико-экономические величины:

- Распределение запасов руды в блоке по стадиям работ.
- Протяженность подготовительных и нарезных выработок, м.
- Производительность шахты, т/год.
- Время существования, лет.
- Усредненная эффективность блока, т/мес.
- Усредненная эффективность труда по системе отработки, т/см.
- Себестоимость 1т руды из очистных работ.
- Усредненное разубоживание и потери в контуре блока;
- Усредненное содержание ПИ в добытой руде.

Сопоставлять системы разработки следует при равных условиях (при этом крепость и мощность полезного ископаемого должны быть равны).

При представлении системы разработки предлагается нижеперечисленный порядок:

I. Основа системы (условия ее использования и характерные особенности: угол наклона и мощность полезного ископаемого, а также стабильность горных пород с рудной залежью и т.д.);

II. Метод подготовки и ключевые параметры системы разработки (протяженность, мощность, высота блока, размеры целиков и камер, промежутки меж откаточными выработками: ортами и штреками. Очистная выемка в блоке;

III. Виды системы разработки и их характерные особенности;

IV. Сопоставительная оценка и технико-экономическая характеристика системы разработки.

2.2.1 Классификация систем разработки

Классификация – распределение систем разработки по группам на основании одного или нескольких выбранных признаков [6].

Системы разработки различаются друг от друга по различным параметрам: [7]

- размещением и типом подготовительных и нарезных выработок в контуре блока, в камере либо в плане;
- направление движения очистной выемки сравнительно к элементам залегания РТ (рудного тела), в частности, по падению, простиранию либо восстанию;
- методом удерживания и состоянием образовавшейся очистной выемки
- с магазинированием руды, креплением, разработка с открытым очистным пространством, с закладкой либо обрушением горных пород и руды;
- конструкция и форма очистного забоя – заходками, уступная, этажная (подэтажная), сплошная либо слоевая;
- количество этапов очистной выемки в контуре блока – одноэтапный, двухэтапный, многоэтапный;

- методом дробления и доставки полезного ископаемого при очистной отработке.

Нижеперечисленные признаки были использованы у разных ученых в качестве основы классификаций систем разработки: [8]

- И. Покровский, Г.Е. Баканов, G.J. Young, Л.И. Барон и W.R. Crane, за основу классификаций систем принимали вид и размеры залежи;

- Y.H. Rayt, B.H. Семевский, E.C. Mitke и F.W. Sperr принимали за основу метод поддержания отработанного пространства;

- классификация Горного бюро США, J.F. Clelland, Н.И. Трушков, C.F. Sackson, Г.Н. Попов, E.D. Gardner, а также В.Р. Именитов и Н.А. Стариков придерживались за метод поддержания очистной выемки;

- Р.П. Каплунов и М.И. Агошков в своих трудах за основу принимали состояние очистной выемки;

- Американский институт металлургов и горных инженеров придерживались идее, что вид забоя, метод подсечки блока, метод поддержания кровли является основой квалификации систем;

- направление фронта разработки и вид наполнения отработанного пространства является основой в трудах О.А. Байконурова.

Вышеизложенные классификационные признаки в разной мере упорядочивают и описывают используемые системы разработки руд. К сожалению большая часть данных классификационных признаков в практике не применяются для подбора, а также сравнительного анализа методов разработки. Ключевые признаки классификации систем подземной разработки перечислены ниже: [7]

- конструктивные особенности, иными словами, определенный набор частей выемочной зоны, которая включает в себя нарезные, подготовительные и очистные выработки, а также сооружаемые в них искусственные устройства и сооружения;

- распорядок очистной выемки, обуславливающий состояние создаваемого очистного пространства - вид фронта разработки этажа;

- сочетание технологических процессов, используемых при извлечении частей выемочной зоны - методы очистной выемки.

При проектировании подземных систем разработок, более известными и применяемыми классификациями считаются классификации М.И.Агошкова которые поделены на классы в зависимости от состояния очистной выемки во время добычи полезного ископаемого, О.А.Байконурова про направление фронта разработки и вид наполнения отработанного пространства, В.Р. Именитова про метод поддержания очистной выемки в период выемке полезного ископаемого, а также единая классификация систем разработки рудных залежей – за основу классификации принят метод управления ГД (горное давление), в некоторой степени она схожа с классификацией М.И.Агошкова.

В таблице 2.2 показаны обобщенные классификации систем разработки.

Таблица 2.2 – Классификация систем подземной разработки рудных залежей

Классы	Наименование	М.И. Агошков [8]	В.Р. Именитова [8]	Единая классификация [7]
I	Системы с открытым и естественным выработанным пространством	1. Почвоуступные системы 2. Потолкоуступные системы 3. Системы со сплошной выемкой 4. Камерно-столбовые системы 5. Системы с поэтажной отбойкой 6. Системы с камерно-этажной выемкой	1. Сплошная система 2. Камерно-столбовая система 3. Камерная система 4. Система с отбойкой из магазина 5. Другие системы разработки данного класса	1. Сплошные системы 2. Камерно-столбовые системы 3. Потолкоуступные системы 4. Система с доставкой руды силой взрыва 5. Система с поэтажной отбойкой 6. Этажно-камерные системы
II	Системы с магазинированием руды	1. Системы со шпуровой отбойкой из магазина 2. Системы с отбойкой из специальных выработок 3. Системы с отбойкой глубокими скважинами		1. Системы с магазинированием руды блоками 2. Системы с магазинированием и отбойкой руды глубокими скважинами
III	Система с закладкой	1. Системы горизонтальными слоями с закладкой 2. Системы наклонными слоями с закладкой 3. Потолкоуступные системы с закладкой 4. Системы нисходящей послойной выемки с закладкой 5. Сплошные системы с закладкой 6. Системы с креплением и закладкой	1. Однослойная выемка с закладкой 2. Горизонтальные слои с закладкой 3. Наклонные слои с закладкой 4. Система разработки тонких жил с раздельной выемкой 5. Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой	1. Сплошные системы с однослойной выемкой и закладкой 2. Системы разработки горизонтальными слоями с закладкой 3. Столбовые системы с однослойной выемкой и закладкой 4. Системы с камерной выемкой и закладкой
IV	Системы с креплением	1. Системы с усиленной распорной и станковой крепью 2. Системы с каменной и комбинированной крепью	1. Столбовая система с обрушением 2. Слоеое обрушение 3. Другие системы разработки данной группы	1. Системы с распорной крепью 2. Системы с крепежными рамами 3. Сплошные системы с однослойной выемкой и креплением 4. Столбовые системы с однослойной выемкой и креплением

продолжение таблицы 2.2

Классы	Наименование	М.И. Агошков [8]	В.Р. Именитова [8]	Единая классификация [7]
V	Системы с обрушением пустой породы и руды	1. Системы слоевого обрушения 2. Щитовые системы разработки 3. Столбовые системы с обрушением кровли 4. Системы подэтажного обрушения 5. Системы этажного самообрушения 6. Системы этажного принудительного обрушения	1. Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой 2. Этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами 3. Этажное самообрушение 4. Подэтажное обрушение с торцовым выпуском руды 5. Подэтажное обрушение с донным выпуском руды	1. Системы слоевого обрушения 2. Системы подэтажного обрушения 3. Системы этажного обрушения 4. Столбовые системы с обрушением налегающих пород
VI	Комбинированные системы	1. Комбинированные системы с выемкой камер с открытым очистным пространством 2. Комбинированные системы с выемкой камер с магазинированием руды. 3. Комбинированные системы с выемкой камер с закладкой		1. Системы с креплением и магазинированием 2. Системы с креплением и закладкой 3. Системы с магазинированием и обрушением

1. Системы разработки с открытым пространством очистки. Различается от того, что в процессе разработки панельного блока или основного его блока очищенное пространство, образовавшееся при выемке руды, сохраняется в процессе разработки участка выемки открытым, то есть пустым, не наполненным закладным материалом, выбитой рудой, искусственной крепью либо обрушившийся горной породой. Кровля и стенки открытой очистной зоны не разваливаются благодаря собственной стабильности окружающих горных пород, а также временным и постоянным рудным опорам. Используют данные системы предпочтительно при стабильных вмещающих породах и рудных телах. Ключевыми производственными процессами очистки выемки являются отбойка и доставка, а в случае надобности и повторное дробление.

2. Маганизированная система разработки - определены системы для разработки, в которых очищенное пространство по мере добычи рудных тел наполняется выбитой рудой, которая подчистую выдается только после завершения разработки выемочного блока. Главным средством поддержания тут являются рудные опоры, временами штанговая и распорная крепь. Руда замаганизированная содействует сохранению вмещающих горных пород меж опорами, но данное средство поддержания играет вспомогательную роль. Данную систему а именно маганизирование руды применяют при стабильных вмещающих породах и рудах, также при крутом залегании рудных тел.

3 Крепление очистной выемки, данные системы обуславливаются наличием усиленной крепи в очистной зоне, которая систематически сооружается вслед за выемкой, она также является главным средством поддержания руд и вмещающих горных пород. Данные системы используются при следующем условии: если рудное тело и вмещающие породы не проявляют сильного горного давления, но без крепления возможно будут обрушиваться либо отслаиваться.

При этом к технологическим процессам очистной разработки, помимо отбойки и транспортировки полезного ископаемого прибавляется крепление.

4. Системы с закладкой отработанного пространства. Отличаются системы тем, что очистное пространство, возникшее по мере разработки рудного тела, наполняется закладочным средством. Закладка является главным искусственным материалом для поддержания горных пород. Порой данная система применяется лишь для того, чтобы препятствовать оседанию либо обрушению кровли. До наполнения закладкой, по мере разработки очистной выемки, возводится крепление различной конструкции, например усиленная и обычная. Иной раз крепление пространства вовсе не осуществляется.

При сопоставлении с предыдущими двумя классами данная система с закладкой выработанного участка можно использовать в породах, у которых недопустимо на значительной площади открытое обнажение.

5. Системы разработки с обрушением. Отличаются тем, что очистная выемка по мере разработки наполняется породами обрушенными. В отдельных случаях «массовое» обрушение претерпевает также рудное тело.

Данная система с обрушением горных пород и руды с незакрепленным отработанным пространством различается тем, что при отбойке основной его части или же блока выпускают выбитую руду под действием силы тяжести и обрушенными на нее окружающими породами. Используют эти системы в мощных залежах и средней мощности больше 10 – 15 м при вероятном и допустимом обрушении земной поверхности и вышележащих пород. Данная система применяется для недорогой выемки руды и без сохранения части ее в постоянных опорах. Технологические процессы данной выемки схожи с первым классом.

6. Комбинированная разработка – панель, а также этаж разделяются на сменяющиеся и относительно недалекие по габаритам камеры и меж камерные опоры, извлекаемые планомерно в два этапа различными системами, разрабатываются при мощных месторождениях. Часто камеры отрабатываются, начиная снизу до верхушки прежде всего, а в других случаях имеет направление сверху до низу - во вторых, по завершении разработки камер напротив.

2.3 Выбор системы подземной разработки рудных месторождений и оптимизация ее параметров

Принятие правильной системы разработки является очень важной задачей проектирования. Выбранная система разработки на месторождении или его части обязана предоставить безопасную очистную работ, экономическую эффективность, условия для применения современной высокопроизводительной горнодобывающей техники; также должна предопределять, механизацию и автоматизацию технологических процессов, эффективность рудника, величины полноты и качества выемки запасов из недр земли, стоимость продукции и, в результате, прибыльность предприятия [8,9].

Выбор эффективной системы разработки является важнейшей составляющей при проектировании потенциальной добычи полезного ископаемого. От выбранной системы разработки зависят такие значимые индикаторы оптимальной работы рудника, как финансово-экономические величины работы шахты (трудозатраты по системе доходят до 60% всех обще шахтных трудозатрат) продуктивность труда забойного трудящегося, стоимость добычи полезного компонента, показатели утерь и разубоживания при извлечении, себестоимости и показатели потерь при обогащении, величина и стоимость итоговой продукции горного производства (готовый металл либо концентрат) и самое важное величина доходности от товара. По этой причине принятие правильной системы разработки и ее конструктивных параметров является одной из главных и важных задач, для существующего и планируемого рудника [7].

Отбор конкурентоспособных рациональных систем для подземной разработки определенного месторождения ведется в два этапа:

Первоначальный этап заключается в заблаговременном выборе систем, по горно-геологическим, а также горнотехническим условиям месторождения, планомерное исключение недопустимых систем разработки в итоге последовательного изучения постоянных факторов либо переменных факторов в определенной очередности. При изучении каждого из аспектов дальнейшие факторы пока не воспринимаются во внимание. Системы разработки, недопустимые по какому-то фактору, не рассматриваются при последующем исследовании [6].

Ко второму же этапу относится сопоставительная оценка выбранных систем и отбор более оптимальной системы среди оставшихся. В пределах каждого класса определяются заведомо наилучшие по каким-либо идентичным параметрам при постоянстве иных параметров, к примеру наиболее недорогие и эффективные при идентичных величинах потерь и разубоживания полезного ископаемого. В итоге после выбора часто остаются несколько систем разработки, из которых одна наиболее эффективная, а другая выдает наиболее полноценное извлечение полезного ископаемого [6].

По способу К.М.Чарквиани итоговая финансово-экономическая оценка выполняется сопоставлением извлекаемой ценности и стоимости 1 т руды [7].

$$p_p \alpha_m \left(\frac{P_2}{100} (1 - 0,01R_2) - \frac{P_1}{100} (1 - 0,01R_1) \right) > \frac{P_2}{100} C_d'' - \frac{P_1}{100} C_d', \text{тг/т} \quad (2.2)$$

где p_p – оптово-отпускная стоимость за 1 тонно-процент, тг/т;

α_m – содержание полезного компонента в залеже, %;

P_1, P_2, R_1, R_2 – разубоживание, а также потери полезного компонента при разных системах разработки, %;

C_d', C_d'' – цена добычи 1 тонны товарной руды при разных системах разработки, тг/т.

По способу П.И. Городецкого отбор системы разработки выполняется по величине рентабельности промышленного применения руды по формуле:

$$\eta_p = \frac{C - \sum_i c_i}{\sum_i c_i} 100, \% \quad (2.3)$$

где C – стоимость 1 тонны руды, тг/т;

$\sum_i c_i$ – общие затраты по добыче, доставке и переработке 1 тонны руды, тг/т.

Способ М.И. Агошкова для итогового отбора системы разработки оценивает участковую стоимость 1 тонны руды (C_p), финансово-экономический убыток от разубоживания (Y_p) и потерь (Y_n).

Цель по отбору системы заключается в решении нижеприведённой формулы:

$$C_p + Y_p + Y_n \rightarrow \min \quad (2.4)$$

По способу С.Я. Рачковского финансово-экономическая производительность системы разработки вычисляется по нижеописанной формуле:

$$\Xi = (C_d' - C_d'') - ((Y_{п2} - Y_{п1}) + (Y_{р2} - Y_{р1})), \text{ тг/т} \quad (2.5)$$

где C_d' , C_d'' - стоимость добычи 1 тонны руды по выбранным системам, тг/т;

$Y_{п1}$, $Y_{п2}$ - убыток от потерь по способам системы разработки, тг/т;

$Y_{р1}$, $Y_{р2}$ - убыток от разубоживания полезного ископаемого, тг/т.

Уровень рентабельности систем разработки по способу Р.П. Каплунова оценивается с применением коэффициента эффективности [7].

$$\eta_{\Xi} = \frac{C_d}{Q} = \frac{C_d}{Q_c + Q_p + Q_{п}} \quad (2.6)$$

где Q - подытоженный показатель рентабельности систем в валюте (тенге) на 1 тонну добычи обозначает в комплексе сумму зависящих от систем разработки промышленных затрат по добыче (Q_c) и не промышленных расходов, иначе говоря финансово-экономический убыток от разубоживания (Q_p), а также от потерь ($Q_{п}$) при разработке залежи полезных ископаемых [7].

По способу О.А. Байконурова сопоставительная характеристика разработанных систем и отбор среди них более оптимальной и эффективной выполняется по многим параметрам. В качестве параметров могут применяться следующее: эффективность забойного трудящегося, стоимость добычи руды, показатель извлечения, ценность извлеченного полезного ископаемого, финансово-экономический убыток от потерь, финансово-экономический убыток от разубоживания, обобщенные технологические расходы на добычу, доставку и переработку полезного компонента, эффективности применения руды [7].

Сущность способа сводится в следующем:

Пусть отобраны пару равнозначных критериев $K_1, K_2, \dots, K_n$, по некоторым будем определять m конкурентоспособных систем разработки. Величины технических, а также экономических показателей каждой j -ой системы разработки ($j=1, 2, \dots, m$) соотносятся через $K_1^j, K_2^j, \dots, K_n^j$. Определяются величины данных показателей для каждой анализируемой системы и конечные показатели записываются по столбцам. Получается матрица значений технических, а также экономических показателей по каждой сопоставляемой системе разработки: [7]

$$K_i^j = \begin{matrix} K_1^1, K_1^2, \dots, K_1^j, \dots, K_1^m \\ K_2^1, K_2^2, \dots, K_2^j, \dots, K_2^m \\ \vdots \\ K_i^1, K_i^2, \dots, K_i^j, \dots, K_i^m \\ \vdots \\ K_n^1, K_n^2, \dots, K_n^j, \dots, K_n^m \end{matrix} \quad (2.7)$$

Всякий столбец данной матрицы значений обозначает конкретную систему разработки и формирует вектор-столбец K_j . Сопоставляя друг с другом полученные векторы $K_1, K_2, \dots, K_m$, нужно в данной матрице значений отыскать такой вектор K_j , который совпадал бы наибольшему эффекту по совокупности всех критериев от использования системы.

Алгоритм отбора данного вектора K_j заключается из нижеприведенных шагов.

1. Отбираются критерии $K_1, K_2, \dots, K_n$.
2. По каждой из сопоставляемых систем разработки определяются величины всех критериев K_i^j и формируется матрица.
3. Из всех величин каждого критерия K_j , по всем системам разработки отбираются наименьшее $K_i^{\min}$, а также наибольшее $K_i^{\max}$ величины.

$K_i^{opt} = K_i^{jo}$ характеризует смысл критериев и поэтому обозначается в зависимости от данного смысла.

4. По каждой i -ой строчке матрицы значения определяются абсолютные расхождения величин критерия. K_i^j от лучшей величины этого критерия по всем системам, $K_i^j - K_i^{\text{опт}}$.

По рекомендации О.А. Байконурова, а также В.И. Горбенко используют данную формулу при вычислении:

$$\delta_{ij} = \frac{K_i^j - K_i^{j_0}}{K_i^{j_0}} \quad (2.8)$$

По мнению С.В. Цоя нужно вычислять по следующей формуле:

$$\delta_{ij} = \frac{K_i^j - K_i^{j0}}{K_i^{max} - K_i^{min}} \quad (2.9)$$

Из определенных значений формируется матрица относительных расхождений:

$$\Delta = \begin{pmatrix} \delta_{11} & \delta_{12} & \delta_{1m} \\ \delta_{21} & \delta_{22} & \delta_{2m} \\ \dots & \dots & \dots \\ \delta_{n1} & \delta_{n2} & \delta_{nm} \end{pmatrix} \quad (2.10)$$

Для всякого столбца матрицы значений, соответствующего конкретной системе разработки, определяется норма вектора расхождения по формуле:

$$R_j = \sqrt{\delta_{1j}^2 + \delta_{2j}^2 + \delta_{nj}^2} \quad (2.11)$$

Наилучшему способу решения поставленной задачи должна соответствовать, та система разработки, для которой норма вектора окажется минимальной [7].

2.3.1 Факторы, влияющие на выбор системы разработки

Изначально выбирают все технически допустимые системы, которые соответствуют исследуемым условиям. Из этих систем по рациональным умозаключениям выбирают рентабельные, то есть заведомо наилучшие по каким-то величинам и не хуже по остальным величинам. В результате оставляют пару систем для сопоставления в экономическом плане. При конечном отборе оценивают вспомогательные аспекты, которые не могли приобрести количественную характеристику [6].

Горно-технические и горно-геологические факторы, влияющие на выбор подземной системы разработки рудных залежей, условно могут быть дифференцированы следующим образом: на постоянные факторы учитываемые во всяких моментах и переменные аспекты, которые выступают как ограничения в негативных прецедентах. В таблице 3.2 приведен порядок подбора рентабельных систем разработки по постоянным и переменным факторам.

Таблица 2.3 – Выбор систем разработки по постоянным и переменным факторам

Постоянные факторы		
Параметры	Описание	Примечания
Форма рудного массива	На любую систему разработки благоприятно влияет правильная форма рудного массива.	В рудных массивах неправильной формы позволяют вести без каких-либо сложностей очистную выемку, такие системы подземной разработки как: с закладкой также с креплением и горизонтальными слоями с закладкой.
Мощность рудного тела	Некоторыми системами разработки возможно воспользоваться только в рудных телах малой мощности, другими системами, напротив только в весьма мощных рудных телах, для рудных массивов средней мощности характерны преимущественно третьи.	За счет учета угла падения и мощности рудного массива при последующем анализе можно отсеять целые классы систем разработки.

продолжение таблицы 2.3		
Параметры	Описание	Примечания
Угол падения рудного тела	Не столь различимы границы использования всевозможных систем подземной разработки по углу залегания рудного массива.	К примеру, при горизонтальном и пологом залегании рудных тел преимущественно применяется камерно-столбовая система, а при крутопадающих рудных телах применима система с маганизированием руды очистного пространства.
Переменные факторы		
Параметры	Описание	Примечания
Нарушения залегания рудного тела	Этот постоянный фактор осложняет процессы разработки. Негативное воздействие данного фактора ликвидируется выбором соответствующей системы.	В данных условиях следует ограничить использование камерных систем с открытым очистным пространством.
Устойчивость руд и вмещающих пород	Достаточно ясна граница использования каждой системы разработки по устойчивости руд и вмещающих горных пород.	При достаточно устойчивых вмещающих породах и рудном теле применимы системы с естественным поддержанием выработанного пространства, а при неустойчивых вмещающих породах и рудном теле используются системы с обрушением руд и вмещающих пород.
Ценность полезного ископаемого	Данный фактор фигурирует в любом случае и является одним из обязательных условий выбора системы разработки. При разработке залежей низкой ценности обычно отдают предпочтение системе с низким коэффициентом извлечения, если система гарантирует существенное уменьшение расходов на добычу руды.	При выборе системы разработки с большим коэффициентом извлечения определяющим фактором является высокая ценность руды.
Минеральный состав вмещающих пород. Контакт рудного тела с вмещающими породами	При выборе системы разработки наличие оруденения вмещающих пород может оказать значимое воздействие. В системах разработки с массовым обрушением благоприятные показатели по извлечению и разубоживанию получаются при наличии оруденения вмещающих пород. При выборе между системами с магазинированием руды и закладкой очистного пространства для разработки жил с изменчивой и малой мощностью, когда неминуема подрывка боков, система с магазинированием руды может оказаться наиболее оптимальной, при условии, что вмещающие породы рудоносны.	Значимое воздействие на выбор системы разработки оказывает контакт рудного тела с вмещающими породами. При наличии четких границ весьма тонкие жилы возможно отработать селективной выемкой и закладкой очистного пространства подрываемыми вмещающими породами. Для систем разработки с отбойкой руды глубокими скважинами и магазинированием правильный контакт особенно благоприятен.
Склонность руды к окислению, самовозгоранию и слеживанию	Исключается использование систем с обрушением кровли, систем с магазинированием отбитой руды и систем с оставлением постоянных целиков, при разработке полезных ископаемых, склонных к слеживанию, окислению также самовозгоранию.	Ограничивается применение систем, допускающих существенные потери руды, так как большое количество оставляемых руд может быть причиной очага самовозгорания и возникновения пожара. Слеживаемость осложняет выпуск руды, погрузочно-доставочные работы и транспортировку руды.

продолжение таблицы 2.3		
Параметры	Описание	Примечания
Гидрогеологические условия разработки месторождения	Обильная водоносность покрывающих пород часто принуждает отказаться от эффективных систем.	Применение системы с обрушением вмещающих пород также системы с открытым выработанным пространством должны быть ограничены, при разработке месторождений в сложных гидрогеологических условиях.
Глубина разработки рудного тела	На увеличение горного давления непосредственно влияет увеличение глубины разработки, что в свою очередь затрудняет использование некоторых эффективных систем.	Одной из причин замены системы с открытым выработанным пространством на систему с закладкой является рост горного давления.
Возможность нарушения земной поверхности и вмещающих пород	Если на поверхности имеются крупные сооружений, а также водные объекты нарушение целостности земной поверхности неприемлемо. Чтобы не нарушать поверхность земли и вмещающих пород следует применять системы с закладкой выработанного пространства либо искусственным креплением или оставлением охранных целиков.	В данных условиях недопустимы системы с обрушением.

2.3.2 Общие положения выбора рациональных параметров системы разработки

Технология разработки полезного ископаемого вычисляется отбором эффективных конструктивных и технологических показателей процессов системы разработки, от которых в существенной степени зависят величины отбойки, выпуска, загрузки и транспортировки горной массы, а также объем нарезных и подготовительных работ [7].

Оптимизация показателей технологических процессов состоит из следующего: математического изложения системы разработки в комплексной взаимосвязи всех процессов очистной разработки при учете прошлых опытов работы, исследование физических процессов, придерживание условий к безопасности работ, при наименьших расходах на извлечение руды обеспечения качества [7].

При формировании математической модели системы разработки горные также геологические условия выступают в качестве ключевых входных показателей, которые заключены в конкретном промежутке.

Реализация, а также создание экономической и математической разработки включают нижеуказанные стадии:

1. Постановка цели. Отбор и исследование в общем виде способов системы разработки, методов нарезки, а также методов подготовки, устройств механизации и очередности выполнения горных работ без конкретизации.

2. Изучение системы разработки и её технических процессов, избранных на первой стадии, при котором устанавливаются идентифицирующие факторы

и варьируемые параметры, более значительные ограничения. При изучении технологических процессов отмечаются и анализируются все факторы и параметры, определяются их лимиты преобразования и воздействие на технико-экономические показатели разработки. Эта стадия очень важна, так как первоначальные данные и обнаруженные зависимости воздействуют на достоверность и действительность подсчёта экономико-математической модели.

3. Выбор критерия оценки решения - критерия оптимальности.

4. Математическое описание задачи - составление экономико-математических моделей каждого технологического процесса в отдельности и общей модели в целом.

При этом целевая функция, система ограничений и промежуточные зависимости записываются как функции от определяющих параметров, участвующих в решении задачи.

5. Разработка (выбор) алгоритма оптимизации математической модели. Составление программы и получение решения на ЭВМ.

6. Обработка результатов и выдача рекомендаций.

Согласно разработанной методике, для каждого технологического процесса устанавливаются зависимости между варьируемыми параметрами, затратами и технологическими факторами. При этом определяются: [7]

- объем и затраты на подготовительно-нарезные работы в зависимости от размер камеры, высоты этажа, способов оформления днищ блоков, схем расположения скважин (шпуров) и др.;

- расход материалов на отбойку, дробление, погрузку и доставку в зависимости способов отбойки, конструкции днищ блока, средств механизации;

- производительность буровых работ, погрузочно-доставочных средств, зарядания скважин (шпуров) в зависимости от вариантов системы разработки и варьируемых параметров;

- производительность блока в зависимости от способов отбойки, выпуска и доставки руды;

- величина потерь и разубоживания в зависимости от горно-геологических условий способов ведения очистных работ.

2.3.3 Методика оптимизации параметров системы разработки

В качестве критерия оптимальности при выборе технологических параметров системы разработки наиболее целесообразно принимать прибыль отнесенную на 1 т балансовых запасов. Тогда целевую функцию можно представить в следующем виде: [7]

$$\Pi_{p,j} = (0.01C_y K_k C_0 U_0 - (C_{доб.j} + C_{пост} + \Delta C_d + C_p)) \frac{1-R_6}{R} \rightarrow \max \quad (2.12)$$

где P_p - прибыль на 1 т балансовых запасов, тг/т;
 C_y - содержание полезного компонента в балансовых запасах, %;
 U_0 - коэффициент извлечения полезного компонента в процессе переработки;
 Π_0 - оптовая цена конечного продукта, тг/т;
 K_k - коэффициент изменения качества руды при добыче;
 $C_{доб}$ - участковая себестоимость 1 т руды, тг/т;
 $C_{пост}$ - постоянные общешахтные затраты на добычу 1 т руды (одинаковые для всех способов подготовки и нарезки блоков), тг/т;
 ΔC_d - изменение себестоимости 1 т руды по вариантам системы тг/т;
 C_p - стоимость переработки руды, тг/т;
 R_6, R - эксплуатационные потери и разубоживание руды;
 j - способ подготовки и нарезки блока.

Себестоимость добычи ($C_{доб}$) по системе разработки определяется суммой затрат на подготовительно-нарезные работы ($C_{пнр}$), отбойку ($C_{отб}$), выпуск ($C_{вып}$) и погрузочно-доставочные работы ($C_{пд}$), т.е.

$$C_{доб} = C_{пнр} + C_{отб} + C_{вып} + C_{пд}, \text{ тг/т} \quad (2.13)$$

Функцию стоимости затрат на подготовительно-нарезные работы $C_{пнр}$ ($l_B, S_B, L_6, B_6, m, \alpha, H_p$) можно представить в зависимости от длины и сечения выработки (l_B, S_B), длины и ширины блока (L_6, B_6), мощности рудного тела (m), угла падения залежи (α), глубины разработки (H_p), конструктивных и технологических особенностей системы разработки, ограничениям по условиям горного давления [7].

В общем виде математическую модель подготовительно-нарезных работ можно представить в следующем виде:

$$C_{пнр.j} = \frac{\sum_{i=1}^n C_{пн.i}(l_B, S_B, L_B, B_B, m, \alpha, H_p)}{Z_{изв.6}(L_B, B_B, m, \gamma_p)} - \frac{C_d V_{пнр.i} V_{пн.i}}{100 Z_{изв.6}(L_B, B_B, m, \gamma_p)}, \text{ тг/т} \quad (2.14)$$

где $C_{пн.i}$ - стоимость проведения i -й - подготовительной или нарезной выработки,

$V_{пнр.i}$ - объем подготовительно-нарезных выработок, пройденных по руде, %;

$V_{пн.i}$ - объем подготовительно-нарезных выработок, т;

C_d - стоимость добычи и 1 т руды;

$Z_{изв.6}$ - извлекаемые запасы блока, т;

j - способ подготовки и нарезки блока.

Стоимость отбойки можно представить, как функцию, зависящую от сетки расположения шпура или скважины ($a \times w$), крепости (f), мощности рудного тела (m), угла падения рудной залежи (α), диаметра скважин или шпуров (d), плотности руды и BV (γ_p, Δ), длины шпура или скважины (l),

производительности оборудования, применяемого при бурении и зарядании шпура или скважины ($P_{ст}, P_{зар}$) и выхода некондиционной руды (K_H). [7]

Математическая модель процессов отбойки в общем виде представляется суммой затрат на бурение (C_6), зарядание и взрывание ($C_{зв}$). стоимости ВМ на первичное и вторичное дробление ($C_{ВМ.1}, C_{ВМ.2}$):

$$C_{отб} = C_6(a, w, m, B_B, d, P_{ст}, \gamma_p, f) + C_{зв}(a, w, m, B_K, \Delta, d, P_{зар}) + C_{ВМ.1}(a, m, B_K, d, f, \gamma_p, \Delta) + C_{ВМ.2}(K_H), \text{ тг/т} \quad (2.15)$$

Производительность погрузочно-доставочных средств во многом зависит от качества дробления руды и правильного выбора расстояний от места выпуска до рудоспусков или транспортных откаточных сосудов на откаточном горизонте и параметров выпускных отверстий.

Себестоимость операций погрузки и доставки в расчете на 1 т выданной руды определяется в зависимости от эксплуатационных расходов, зависящих от длины доставки (L_d) и сменной производительности погрузочно-доставочных средств ($P_{см}$) [7].

$$C_{пд} = \frac{C_{вып}(K_H, S_{вд}) + C_{д.ж}(L_d, K_H)}{P_{см.ж}(L_d, K_H, S_{вд})}, \text{ тг/т} \quad (2.16)$$

где $C_{вып}(K_H, S_{вд}) + C_{д.ж}(L_d, K_H)$ - эксплуатационные расходы на выпуск и погрузочно-доставочные работы, которые включают в себя затраты на амортизационные отчисления, техническое обслуживание и текущий ремонт, заработную плату обслуживающего персонала, электроэнергию и топливо, основные и вспомогательные материалы;

$P_{см.ж}$ - сменная производительность погрузочно-доставочных средств, зависящая от расстояния доставки (L_d), выхода некондиционной руды (K_H), сечения выпускных выработок ($S_{вд}$).

Общие (суммарные) эксплуатационные потери руды (P_6) при системе разработки [7].

$$P_6 = P_{мц} + P_{дс} + P_K + P_{ну} + P_{нв} + P_{нз} + P_{пр} \quad (2.17)$$

где $P_{мц}$ - потери руды в междукammerных целиках;

$P_{дс}$ - в целиках днища; $P_{ну}$ - недоработанных участках;

P_K - на почве очистных камер; $P_{нв}$ - на днище блока при выпуске;

$P_{нз}$ - в завалах, местах обрушения;

$P_{пр}$ - в местах погрузки и разгрузки.

Сумму потерь $P_{нв} + P_{нз} + P_{пр} + P_{ну}$, одинаковых для всех способов подготовки и нарезки днищ блоков систем разработок, обозначим через P_n , тогда формула для P_6 ; примет следующий вид.

$$P_6 = P_{\text{мц}} + P_{\text{дс}} + P_{\text{к}} + P_{\text{н}} \quad (2.18)$$

Оптимизируемые параметры системы разработки: длина блока, высота блока, ширина блока, длина взрыводоставки, расстояния между рудоспусками и выпускаемыми дучками, диаметр шпура или скважины, сетка расположения шпура или скважины, количество камер на блок, дучек на камеру и т.д.

На параметры функции накладываются линейные ограничения и функциональные, которые соответствуют технологическим требованиям.

3 Обоснование эффективной технологии подземной разработки золоторудных жил малой мощности наклонного залегания месторождения Акбакай

Рудные залежи представлены тонкими кварцевыми жилами, расположенными в крепких породах. Лишь в местах сопряжения наклонных и крутопадающих жил можно наблюдать ослабленные участки, где устойчивость пород и руды средняя.

При проектировании принималось во внимание тенденция к повышению высоты этажа с делением на подэтажи, а также рассматривались разные виды горнокапитальных, а также горноподготовительных и очистных работ, систем подземной разработки, которые зависели от углов наклона золоторудных тел и порядка их залегания. Производительность труда также учитывалась в связи с затруднением транспортировки материалов и техники в очистные забои, а также людей. [2].

Кварцевые жилы имеют небольшую мощность от 0,5 м до 3,0 м. Средняя мощность приблизительно 1,47 м. Жилы условно делятся на две группы в зависимости от углов наклона:

- крутопадающие с углом падения 60° - 85° ;
- наклонные, с углом падения 30° - 55° .

В пределах основной рудной зоны на месторождении Акбакай обнаружено 5 круто-нисходящих жил: Главная, Тукеновская, Октябрьская, Фроловская и Золотая, чей запас составляет 45%, а также 9 полого-нисходящих жил: Юбилейная-60, Глубинная, Пологая 1,3,4,6, Южная 1,2,3, общий запас которых составляет 55% [1].

В данной диссертационной работе рассматриваются наклонные жилы с углом падения от 30 до 55 градусов. Для таких залеганий наиболее подходят системы с открытым очистным пространством со сплошной отработкой. Наилучшие технико-экономические показатели достигают при применении нижеописанных систем:

- комбинированная поэтажно-камерная система разработки с вариантом доставки руды силой взрыва и скважиной отбойкой и донным выпуском руды, а также с применением самоходного оборудования;
- комбинированная этажно-камерная система разработки с послойной отбойкой руды глубокими скважинами и применением комплекса «КПН» при проходке наклонного бурового восстающего;
- поэтажно-камерная система разработки с вариантом доставки силой взрыва и с торцевым выпуском руды, а также с применением ПДМ.

В зависимости от элементов залегания для разработки отдельных жил рекомендуются системы разработки, показанные в таблице 3.2.

Комбинированная поэтажно-камерная система разработки с вариантом доставки руды силой взрыва и скважиной отбойкой и донным выпуском руды, а также с использованием самоходного оборудования представлен на рисунках 3.1-3.5.

Комбинированная этажно-камерная система разработки с послойной отбойкой руды глубокими скважинами и использованием комплекса «КПН» при проходке наклонного бурового восстающего представлен на рисунках 3.6-3.9.

Подэтажно-камерная система разработки с вариантом доставки силой взрыва и с торцевым выпуском руды, а также с использованием ПДМ представлен на рисунках 3.10-3.13.

Подготовка блока осуществляется штреками и наклонными буровыми восстающими, которые пройдены по рудному телу. По вмещающим породам проходятся квершлаг и обходные выработки. На промышленной площадке рудника Акбакай хранится выданная горная порода [1].

Количественные показатели потерь и разубоживания при планировании горных работ на каждую вновь внедряемую выемочную размерность принимаются в соответствии рабочего плана, разработанного ИГД им. Кунаева Д. и проектом строительства второй очереди АО «Акбакайский ГМК», потери - 10 % и разубоживание в пределах 20 % [1].

Потери руды при отработке выемочного блока складываются из предохранительных целиков для поддержания горных выработок (горизонтальные также вертикальные выработки). Местами формирования потерь являются межблоковые целики, надштрековые целики, потолочины и поддерживающие внутриблоковые целики [1].

В зависимости от условий выпуска руды, подготовка блоков является рудной: при системах для крутопадающих жил и жил с углом падения свыше 35°.

Транспортировка руды выполняется по доставочным штрекам, которые расположены в лежащем боку жилы или по жиле, из которых проходятся выпускные ниши дучки-воронки и разведочный штрек подсечки по руде. Разбуривание осуществляется из буровых восстающих скважинами диаметром 60 мм станками ударно-вращательного способа бурения [2].

Отработка блока выполняется от центра к флангам по простиранию жилы в нисходящем порядке.

Таблица 3.1 – Результаты анализа выбора системы подземной разработки

Показатель	Характеристика	Классификация систем подземной разработки рудных залежей (М.И. Агошков)					
		1	2	3	4	5	6
Мощность	От 0,5 до 3 м	+	+	+	+	+	+
Угол падения	30-55°	+	+	+	-	+	+
Устойчивость пород	Вмещающие породы и руды отличаются высокой крепостью и устойчивостью	+	+	+	-	+	+
Устойчивость руд		+	+	+	-	+	+
Возможность обрушения	Нет ограничения	+	+	+	+	+	+
Слеживаемость, размокаемость, вспучиваемость, самовозгораемость, оплываемость, радиация	Не склонны к данным свойствам	+	+	+	+	+	+
Ценность	Ценные	+	+	+	+	+	+
Глубина залегания	От 0 до 600 м	+	+	+	+	+	+
Число несоответствий		0	0	0	3	0	0

Таблица 3.2 – Рекомендуемая система разработки в зависимости от элементов залегания для разработки отдельных жил

Наименование жил	Угол падения, градусы	Длина по простиранию, м	Средняя мощность, м	Глубина подсчета запасов	Система разработки и ее параметры
Октябрьская	45-55	200	0,7	От 0 до 200	1. Комбинированная подэтажно-камерная система разработки с вариантом доставки руды силой взрыва и скважиной отбойкой и донным выпуском руды, а также с применением самоходного оборудования 2. Комбинированная этажно-камерная система разработки с послышной отбойкой руды глубокими скважинами и применением комплекса «КПН» при проходке наклонного бурового восстающего 3. Подэтажно-камерная система разработки с вариантом доставки силой взрыва и с торцевым выпуском руды, а также с применением ПДМ
Золотая	40-55	400	1,3	400 до 600	
Юбилейная	40-45	500	1,5	200 до 700	
Глубинная	30-55	400	1,6	20 до 300	
Пологая - I	45-50	650	1,9	200 до 600	
Пологая - II	30-35	300	1,7	20 до 400	

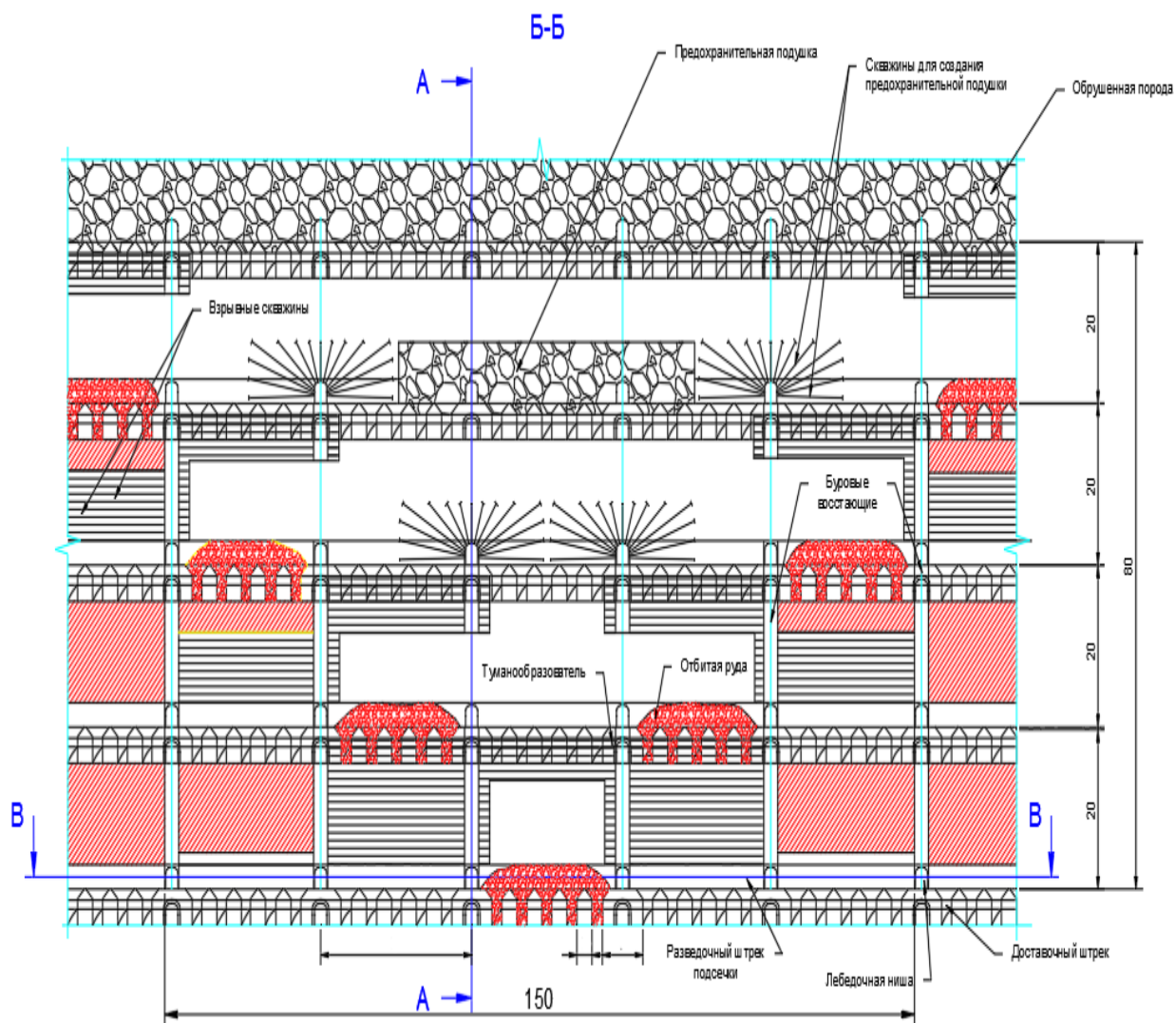


Рисунок 3.1 – Комбинированная подэтажно-камерная система разработки с вариантом доставки руды силой взрыва и скважиной отбойки и донным выпуском руды, а также с применением самоходного оборудования

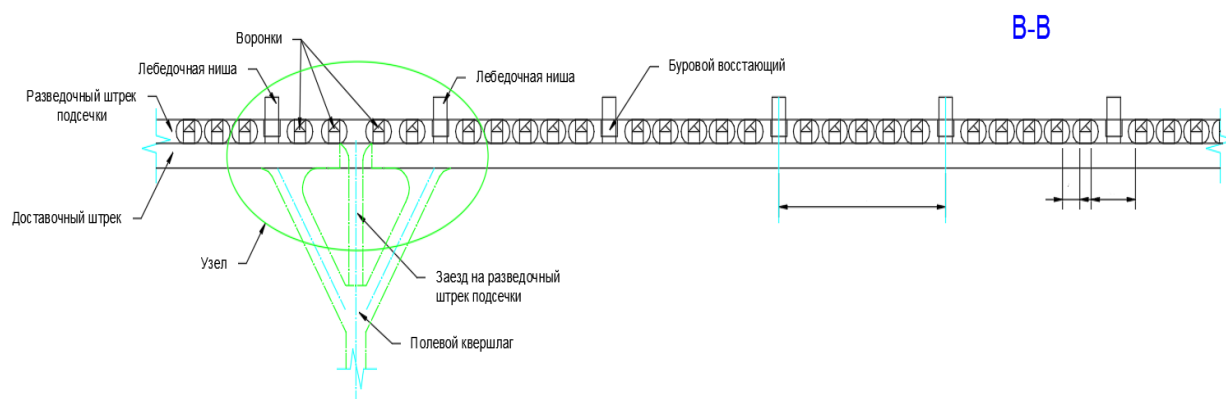


Рисунок 3.2 – Разрез по профилю В-В

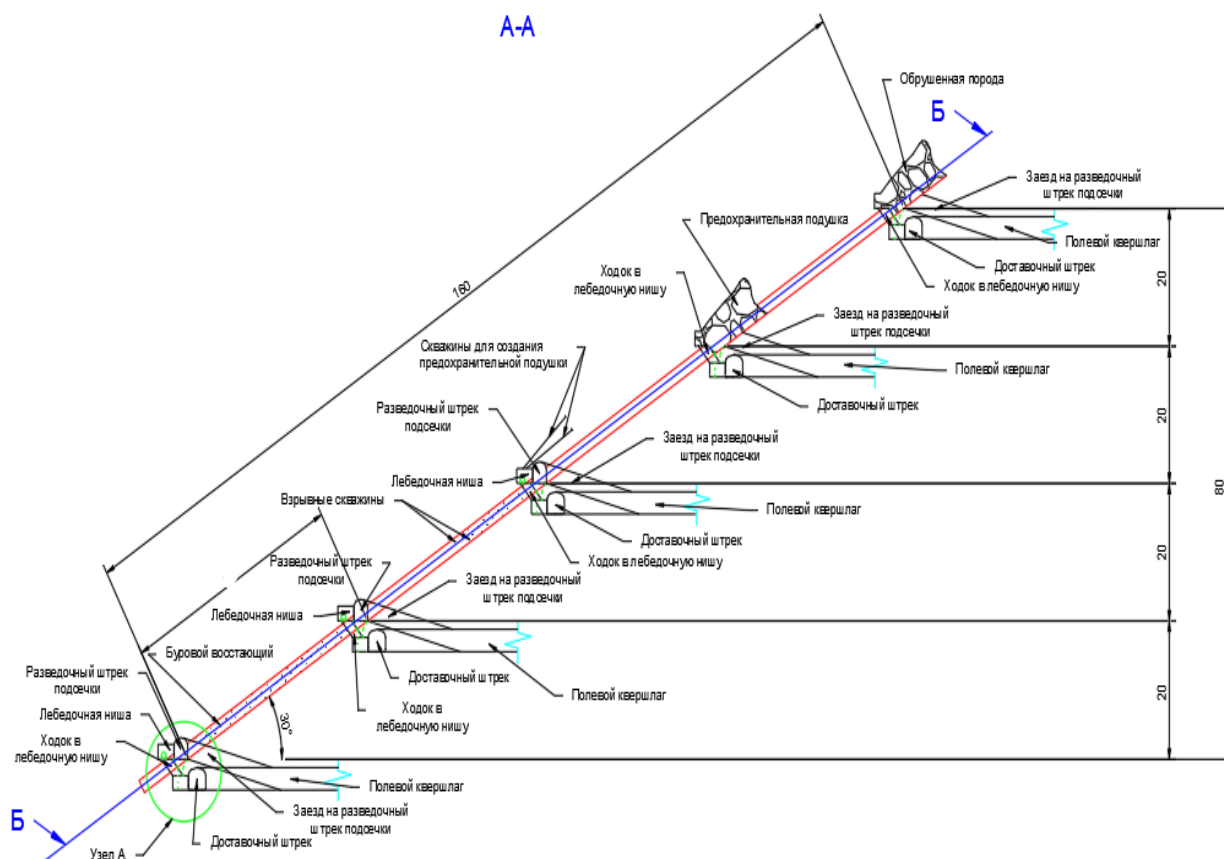


Рисунок 3.3 – Разрез по профилю А-А

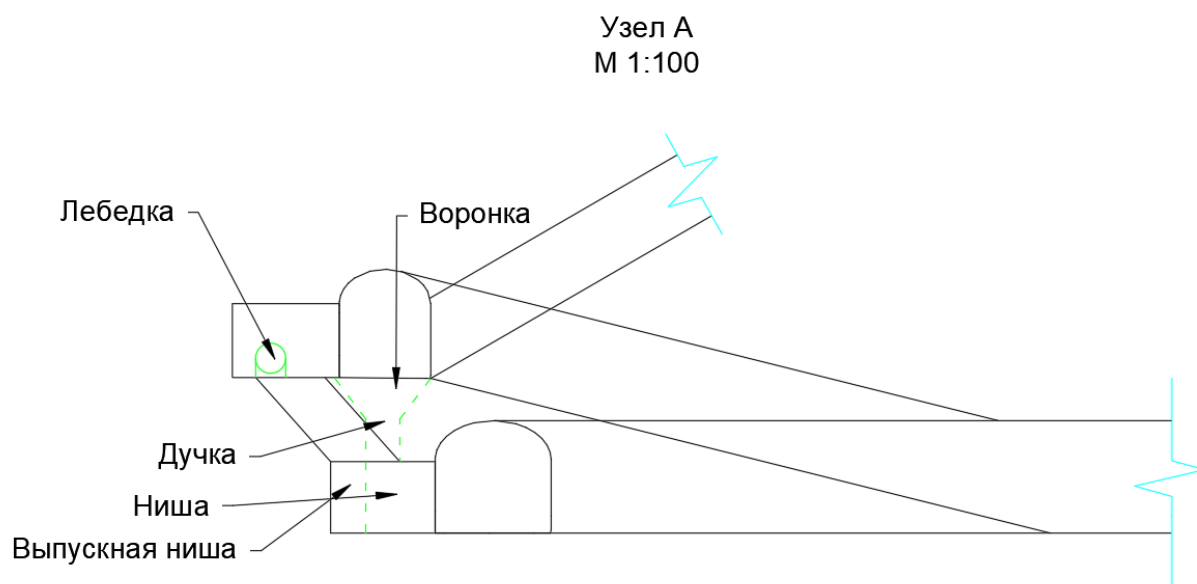


Рисунок 3.4 – Схема Узла А

Схемы разбуривания

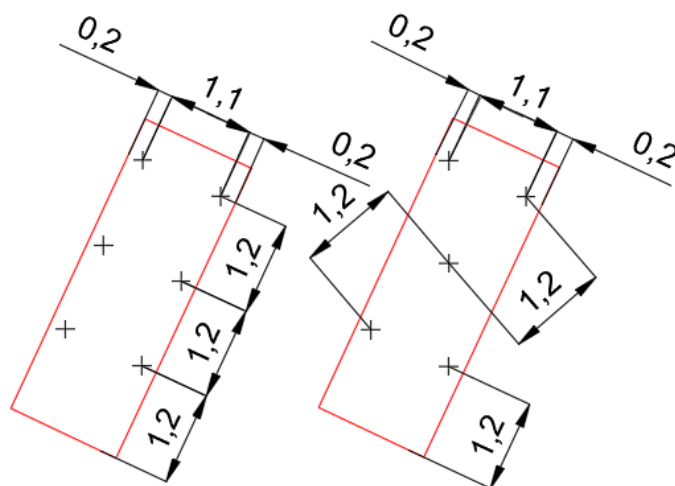


Рисунок 3.5 – Схема разбуривания скважин

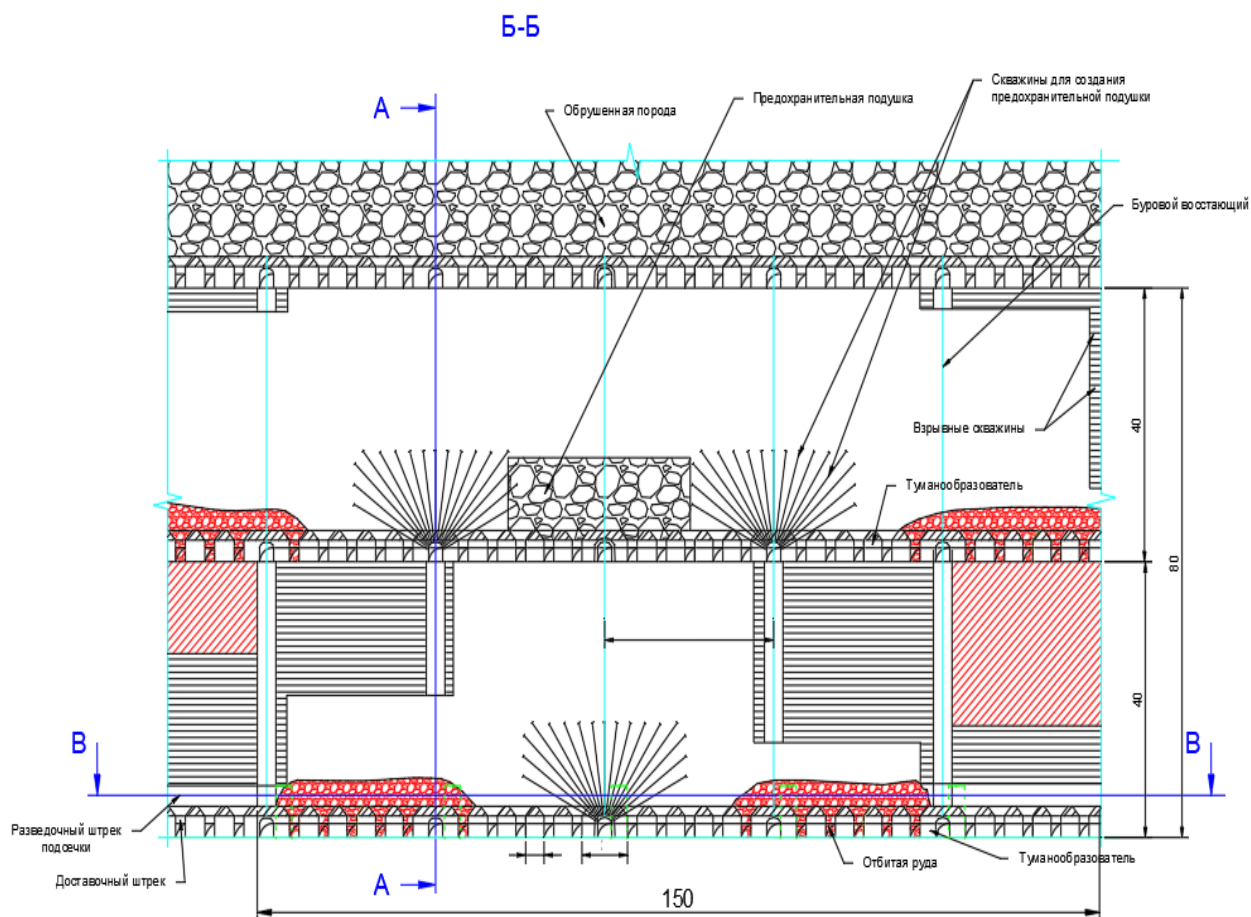


Рисунок 3.6 – Комбинированная этажно-камерная система разработки с послойной отбойкой руды глубокими скважинами и применением комплекса «КПН» при проходке наклонного бурового восстающего

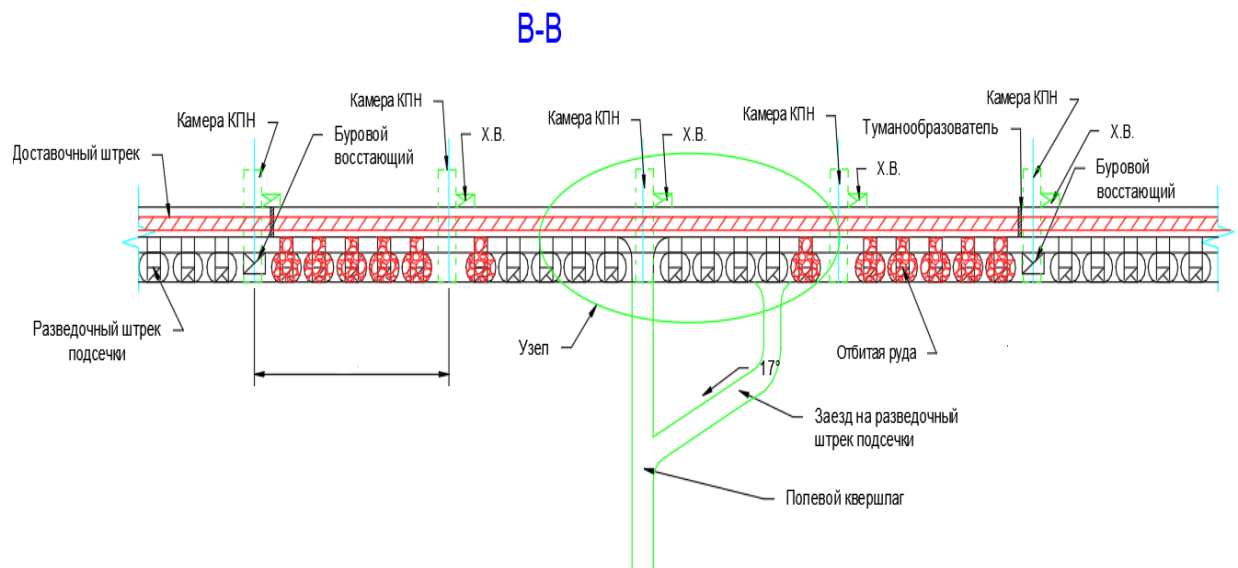


Рисунок 3.7 – Разрез по профилю В-В

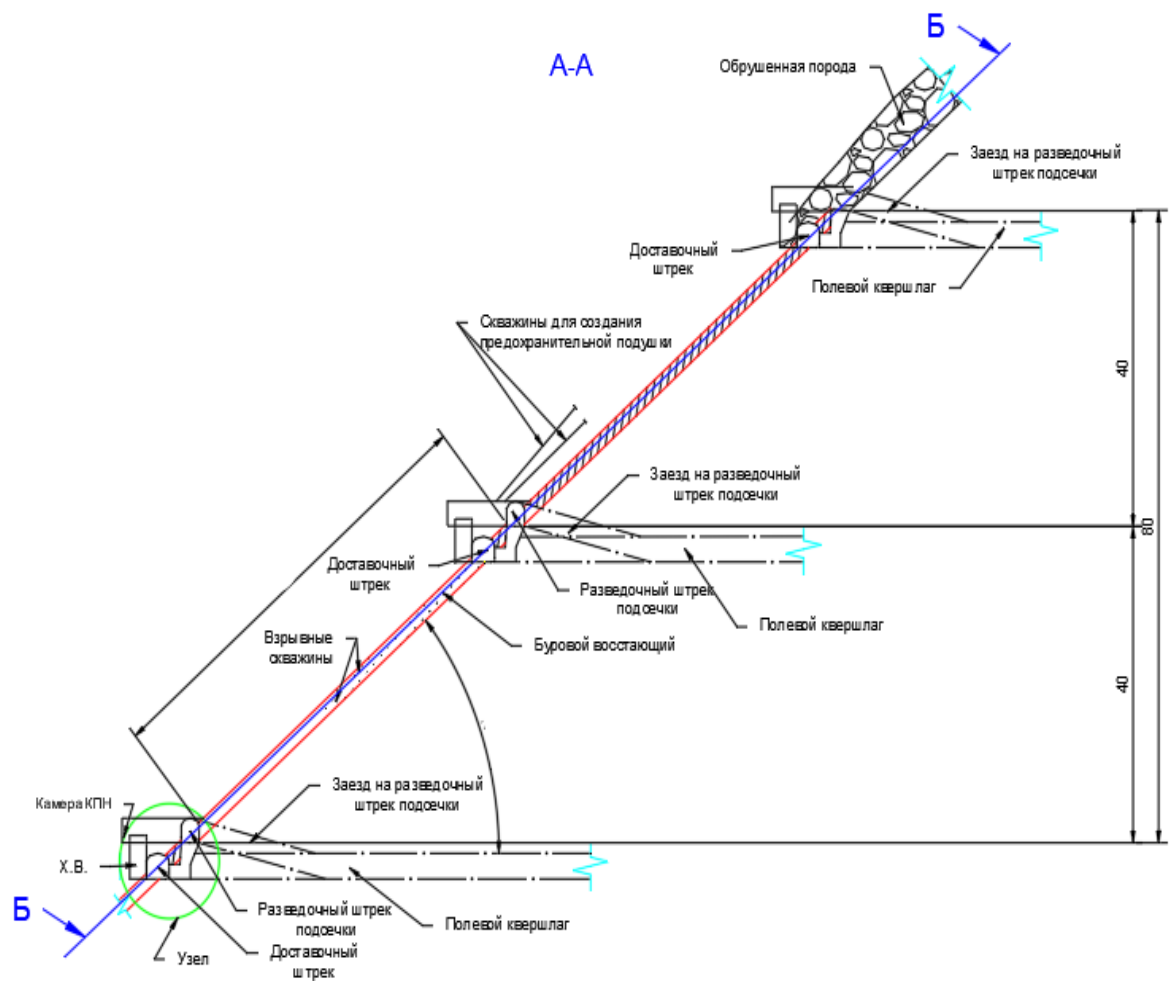


Рисунок 3.8 – Разрез по профилю А-А

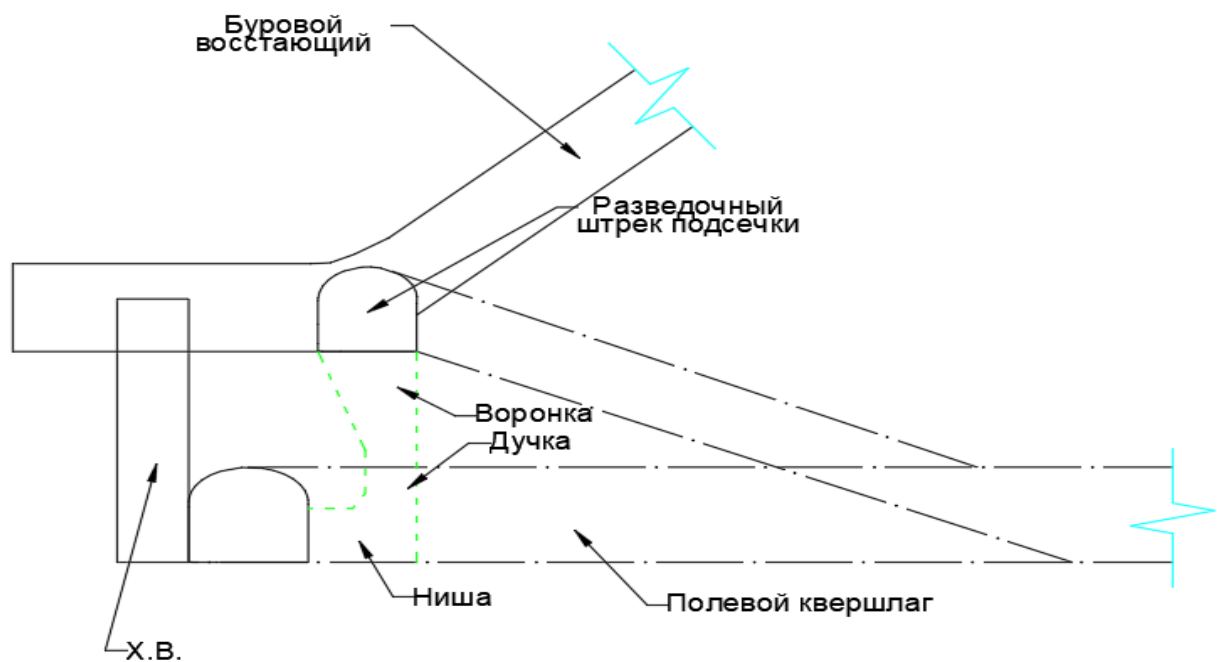


Рисунок 3.9 – Схема Узла А

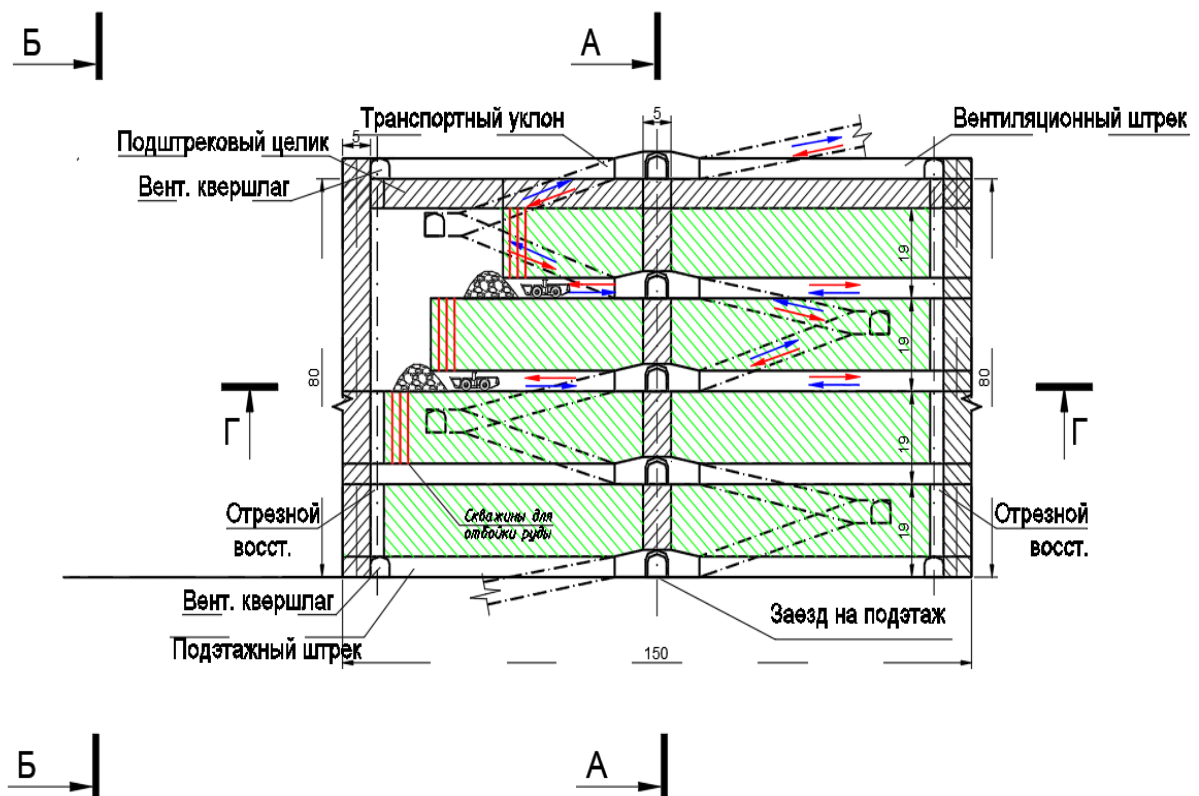


Рисунок 3.10 – Подэтажно-камерная система разработки с вариантом доставки силой взрыва и с торцевым выпуском руды, а также с применением ПДМ

A-A

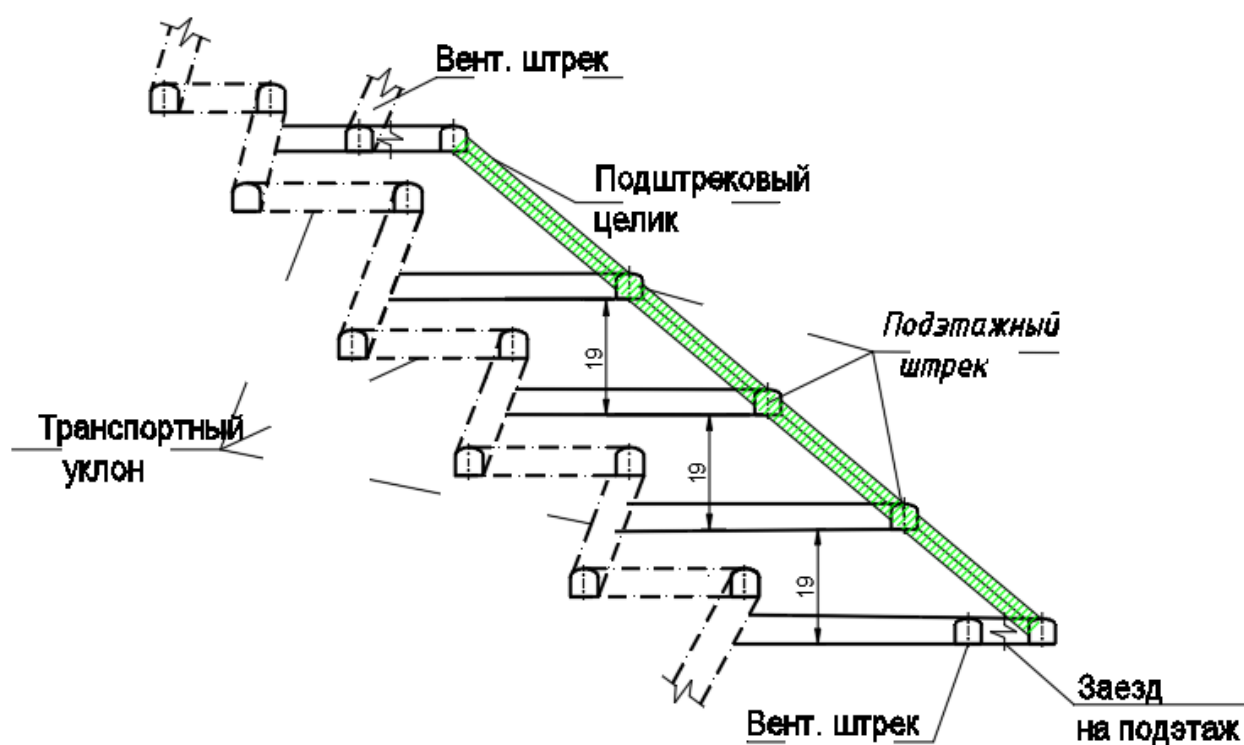


Рисунок 3.11 – Разрез по профилю А-А

Б-Б

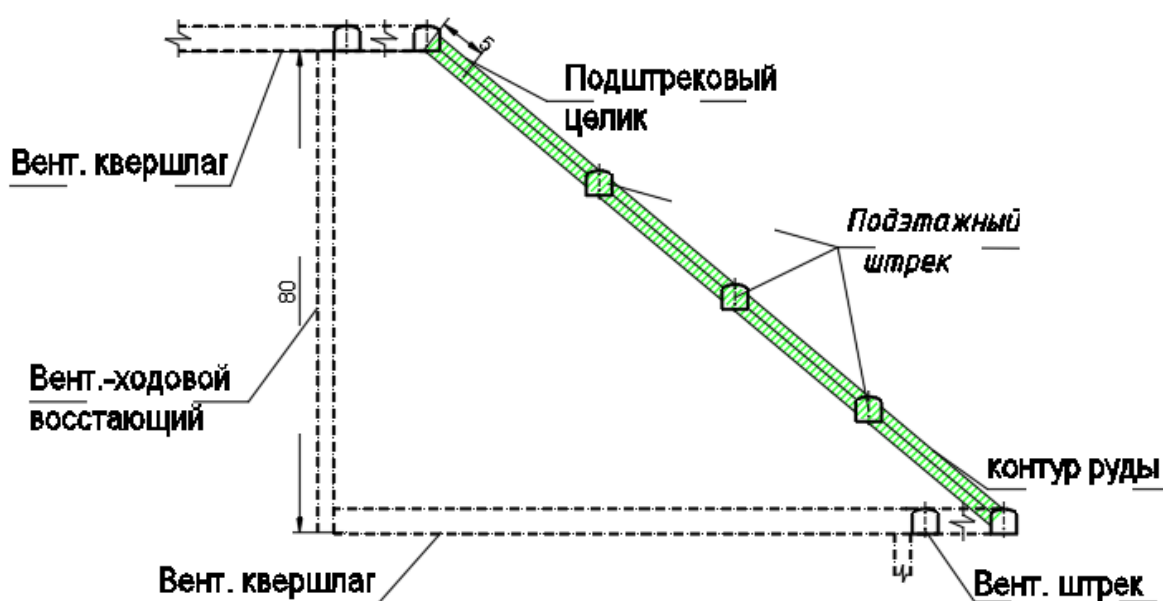


Рисунок 3.12 – Разрез по профилю Б-Б

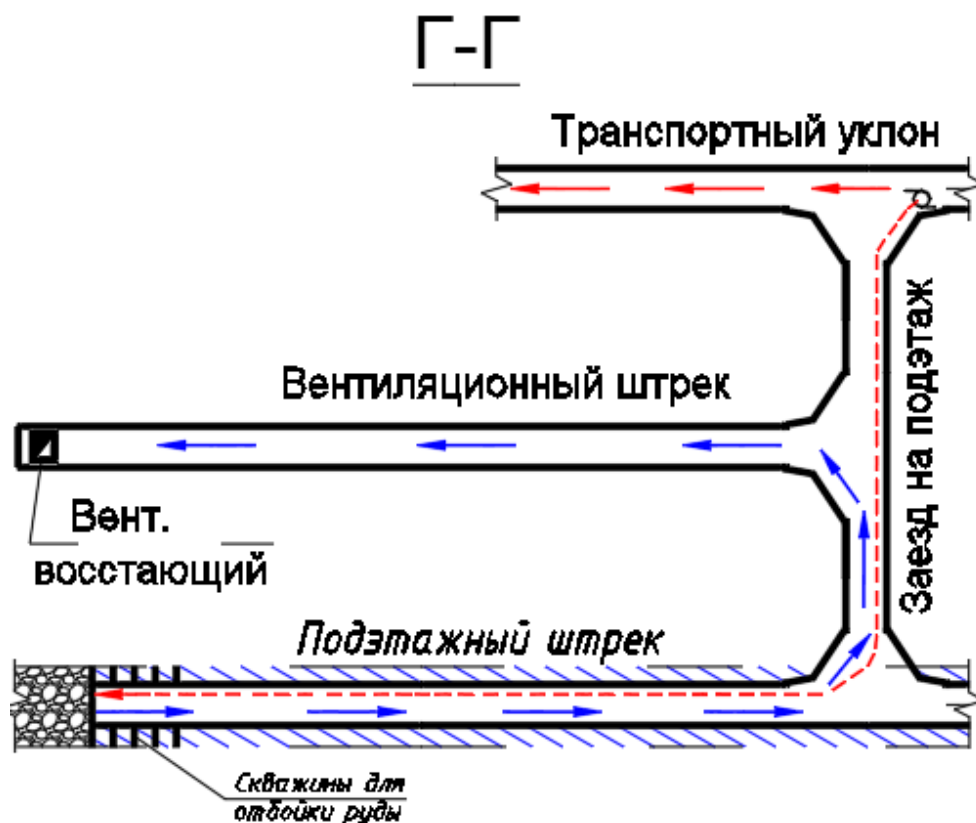


Рисунок 3.13 – Разрез по профилю Г-Г

3.1 Комбинированная подэтажно-камерная система разработки с вариантом доставки руды силой взрыва и скважиной отбойкой и донным выпуском руды, а также с применением самоходного оборудования

Подготовительно-нарезные работы.

Подготовительные работы начинаются с проходки заезда и разведочного штрека подсечки, проходимого по золоторудному телу выше уровня горизонта на высоту дучек для уточнения границ золоторудного тела в контуре блока. Висячем боку разведочного штрека подсечки проходится лебедочная ниша для проходки наклонного бурового восстающего с помощью скреперной лебедки и скрепера. На флангах блока проходятся буровые восстающие сечением до сбойки их с верхним подэтажом, для проветривания блока и производства буровых работ. Из заезда проходятся доставочные штреки, в которых проходятся ниши дучки, воронки под разведочный штрек подсечки, в первую очередь для камеры 1 первого блока, а потом для блоков 2 и 3 и т.д., буровые восстающие 1 и 2 до сбойки с верхним горизонтом или подэтажом, расположенным на флангах от отрабатываемых блоков [2].

Очистные работы.

Очистные работы заключаются в разработке камеры первой очереди, верхнего подэтажа, взрывом параллельных скважин с недозарядом от устьев из восстающих 1 и 2 на разведочный штрек подсечки.

Дальнейшие работы по отбойке руды с доставкой силой взрыва осуществляются также секциями параллельных скважин, пробуренных из буровых восстающих.

При отработке подэтажа 1 камеры, производится подготовка, разбуривание, начало и производство очистных работ в камерах второй и третьей и в блоках 2,3 расположенных на флангах от блока 1.

После полного выпуска руды из камеры, в целях мер безопасности по локальному проекту производится принудительная посадка кровли скважинами $d=100$ мм, пробуренным из лебедочных ниш или буровых камер, пройденных с доставочного штрека для образования предохранительной подушки в днище камеры от внезапного обрушения кровли в выработанном пространстве [2].

Результаты по объемам горно-подготовительных и нарезных работ показаны в таблицах 3.3-3.4.

Таблица 3.3 – Объемы ГПР при комбинированной подэтажно-камерной системе разработки с вариантом доставки руды силой взрыва и скважиной отбойкой и донным выпуском руды, а также с применением самоходного оборудования

№ п/п	Наименование выработок	Сечение, м ²	Длина, м			Объем, м ³		
			Общ.	Руда	Порода	Общ.	Руда	Порода
1	Доставочный штрек	9	150	-	150	1350	-	1350
2	Ниша под лебедку	6	15	-	15	90	-	90
3	Ниша вент. ход. восстающего	4	15	-	15	60	-	60
4	Вент. ход. восстающий	4	15	10	5	60	40	20
	Итого		195	10	185	1560	40	1520
	Итого*4		780	40	740	6240	160	6080

Таблица 3.4 – Объемы ГНР при комбинированной подэтажно-камерной системе разработки с вариантом доставки руды силой взрыва и скважиной отбойкой и донным выпуском руды, а также с применением самоходного оборудования

№ п/п	Наименование выработок	Сечение, м ²	Длина, м			Объем, м ³		
			Общ.	Руда	Порода	Общ.	Руда	Порода
1	Разведочный штрек	7,5	150	150	-	1125	1125	-
2	Буровой восстающий	6	155	155	-	930	930	-
3	Выпускные ниши	3,5	80	-	80	280	-	280
4	Выпускные дучки	3	62,5	-	62,5	187,5	-	187,5
5	Воронки	Ø - 5 м	27,5	10	17,5	190	70	120
	Итого		475	315	160	2712,5	2125	587,5
	Итого*4		1900	1260	640	10850	8500	2350

3.2 Комбинированная этажно-камерная система разработки с послонной отбойкой руды глубокими скважинами и применением комплекса «КПН» при проходке наклонного бурового восстающего

Подготовительно-нарезные работы.

Подготовка блоков к отработке жилы начинается с проходки заезда и разведочного штрека подсечки по жиле с центра к флангам. Из разведочного штрека подсечки проходится камера под комплекс «КПН», рассекается и проходится буровой, восстающий по отрабатываемой жиле [2].

В камеру «КПН» доставляется и монтируется комплекс «КПН» и ведущие рельсы с заходом из камеры по кривой в буровой восстающий. Одновременно с проходкой бурового восстающего комплексом «КПН», проходится доставочный штрек и разведочный штрек подсечка по жиле до вентиляционных выработок, расположенных на противоположном фланге отрабатываемой жилы или до бурового восстающего и буровой восстающий следующих блоков на флангах от отрабатываемого блока. Подготовка и отработка жилы осуществляется сверху вниз и от центра к флангам [2].

При проходке бурового восстающего комплексом «КПН» одновременно осуществляется подготовка днища блока к выпуску отбиваемой руды. Для этого из доставочного штрека проходится выпускные ниши и дучки которые разворачиваются. Над выпускными дучками разведочный штрек подсечка будет служить компенсацией для первых взрывов по отбойке слоев при очистной добыче.

После окончания проходки бурового восстающего и его сбойки с верхним вентиляционным горизонтом, с учетом перепроходки выше кровли доставочного штрека, производится разбуривание блока, проходческий комплекс поднимается на верхний горизонт, а в камере «КПН» и в буровом восстающем ведущие рельсы демонтируются на высоту разработки первого слоя [2].

При проходке бурового восстающего производится опробование жилы и фиксируется изменения для уточнения контура жилы с целью более качественного разбуривания.

До начала производства взрывов по отбойке руды в блоке в следующем блоке на фланге проходится отрезной восстающий, который должен служить для подхода к местам взрывов и как запасной выход с верхнего этажа.

Очистные работы.

С рабочего полка комплекса «КПН» выполняется бурение скважин с последующим взрыванием скважинных зарядов для отбойки руды

При производстве очистных работ в центральном блоке для увеличения производительности по добыче руды, производятся работы по подготовке к очистной добыче 2-х смежных блоков и в них, по готовности, можно производить добычу руды [2].

Буровые работы осуществляются оборудованием ударно-вращательного бурения непосредственно с проходческого комплекса. С помощью станков

пневмоударного бурения выполняется бурение скважин для создания подушки безопасности.

После полного выпуска руды из блока, в целях мер безопасности, производится принудительная посадка кровли взрывом скважинами, пробуренных из камеры комплекса для создания предохранительной подушки в днище от внезапного обрушения кровли в очистном пространстве [2].

Данные по объемам горно-подготовительных и нарезных работ продемонстрированы в таблицах 3.5-3.6.

Таблица 3.5 – Объемы ГПР при комбинированной этажно-камерной системе разработки с послойной отбойкой руды глубокими скважинами и применением комплекса «КПН» при проходке наклонного бурового восстающего

№ п/п	Наименование выработок	Сечение, м ²	Длина, м			Объем, м ³		
			Общ.	Руда	Порода	Общ.	Руда	Порода
1	Доставочный штрек	9	150	150	-	1350	1350	-
2	Ниша вент. Ход. восстающего	4	10	-	10	40	-	40
3	Вент. Ход. восстающий	4	35	-	35	140	-	140
4	Камера «КПН»	9	45	-	45	405	-	405
	Итого		240	150	90	1935	1350	585
	Итого*2		480	300	180	3870	2700	1170

Таблица 3.6 – Объемы ГНР при комбинированной этажно-камерной системе разработки с послойной отбойкой руды глубокими скважинами и применением комплекса «КПН» при проходке наклонного бурового восстающего

№ п/п	Наименование выработок	Сечение, м ²	Длина, м			Объем, м ³		
			Общ.	Руда	Порода	Общ.	Руда	Порода
1	Разведочный штрек	7,5	150	150	-	1125	1125	-
2	Буровой восстающий	6	310	310	-	1860	1860	-
3	Выпускные ниши	3,5	90	-	90	315	-	315
4	Выпускные дучки	3	150	-	150	450	-	450
5	Воронки	Ø - 6 м	90	33	57	622	226	396
	Итого		790	493	297	4372	3211	1161
	Итого*2		1580	986	594	8744	6422	2322

3.3 Подэтажно-камерная система разработки с вариантом доставки силой взрыва и с торцевым выпуском руды, а также с применением ПДМ

Подготовительно-нарезные работы

Подготовка золоторудной кварцевой жилы к отработке заключается в проходке транспортного уклона на подэтажи, транспортных штреков и вентиляционно-ходовых восстающих.

Нарезные работы выполняются на каждом подэтаже и включают в себя проходку рудного подэтажного штрека и отрезного восстающего.

Очистные работы.

Очистные работы заключаются в создании отрезной щели. Создание данной отрезной щели производится способом бурения и взрывания комплекта вертикальных скважин по схеме, применяемой на руднике. Отбойку руды на подэтаже производят зарядами параллельных скважин в «зажатой среде», отбитая руда под собственным весом и под весом обрушенных пород выпускается через торец подэтажного штрека и с помощью ПДМ доставляется к месту перегрузки на автосамосвалы.

Отработка каждого подэтажа осуществляется в отступающем порядке от отрезного восстающего к заезду на подэтаж. Очистные работы на подэтажах предусматривается вести в нисходящем порядке. В одновременной работе могут находиться 2-3 подэтажа, при этом опережение разработки верхнего подэтажа по отношению к следующему нижнему должно быть не меньше высоты самого подэтажа.

Результаты по объемам горно-подготовительных и нарезных работ приведены ниже в таблицах 3.7-3.8.

Таблица 3.7 – Объемы ГПР при подэтажно-камерной системе разработки с вариантом доставки силой взрыва и с торцевым выпуском руды, а также с применением ПДМ

№ п/п	Наименование выработок	Сечение, м ²	Длина, м			Объем, м ³		
			Общ.	По руде	По породе	Общ.	По руде	По породе
1	Транспортный уклон	9	400	-	400	3600	-	3600
2	Заезд на подэтаж	9	100	-	100	900	-	900
3	Вент. штрек	7,5	300	-	300	2250	-	2250
	Вент. кверш.	7,5	250	-	250	1875	-	1875
3	Вент. Ход. восстающий	4	160	-	160	640		640
	Итого		1210	-	1210	9265	-	9265

Таблица 3.8 – Объемы ГНР при подэтажно-камерной системе разработки с вариантом доставки силой взрыва и с торцевым выпуском руды, а также с применением ПДМ

№ п/п	Наименование выработок	Сечение, м ² ВхН=S	Длина, м			Объем, м ³		
			Общ.	По руде	По породе	Общ.	По руде	По породе
1	Подэтажный штрек подсечки	8	750	750	-	6000	6000	-
	Итого		750	750	-	6000	6000	-

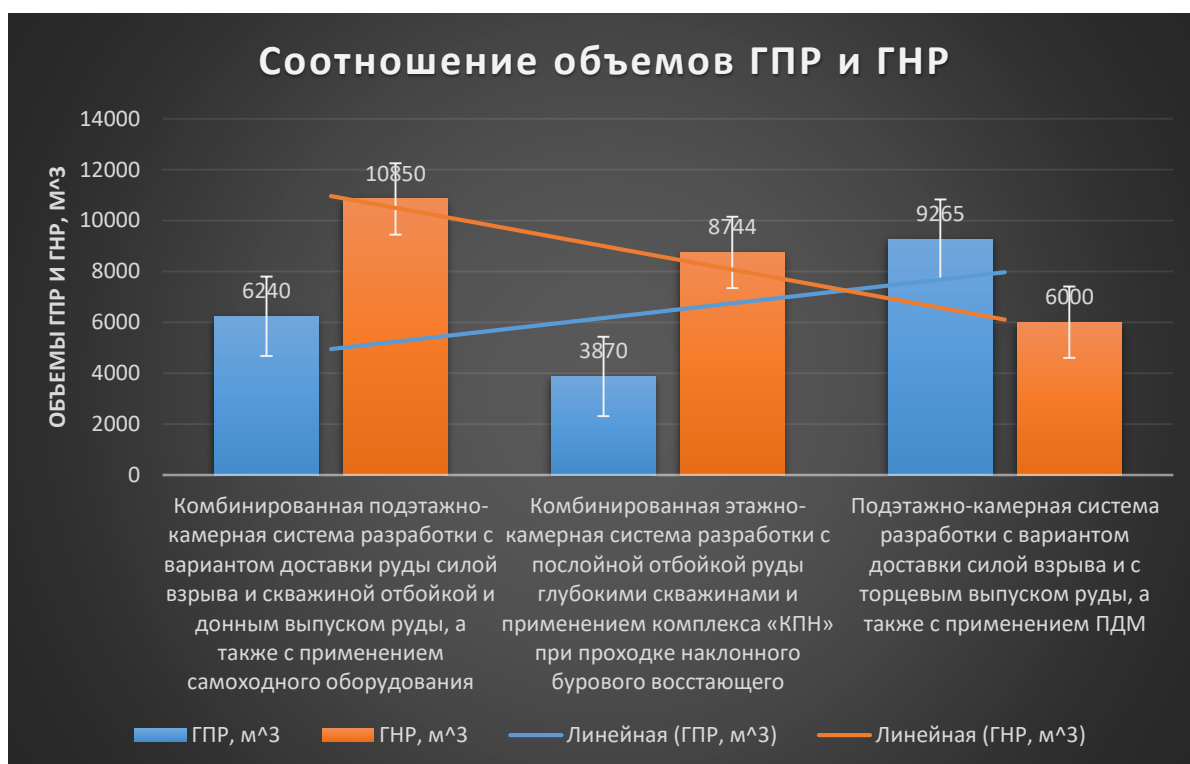


Рисунок 3.14 – Сравнение объемов подготовительно-нарезных работ при трех системах

3.4 Расчет потерь и разубоживания

1. При комбинированной подэтажно-камерной системе разработки с вариантом доставки руды силой взрыва и скважиной отбойкой и донным выпуском руды, а также с применением самоходного оборудования.

Сотрудниками ВНИИцветмета была предложена формула для определения потери в лежащем боку очистной выемки при доставке руды силой взрыва.

$$П_d = a - b * \sqrt[3]{\alpha - c}, \% \quad (3.1)$$

где α – угол падения золоторудного тела или доставки руды, град;
 a, b, c – коэффициенты, зависящие от длины транспортировки;
 L – длина транспортировки, м.

$$\begin{aligned} a &= 3,9 + 0,15 * L \\ a &= 3,9 + 0,15 * 60 = 11,9 \end{aligned} \quad (3.2)$$

$$\begin{aligned} b &= 1,3 + 0,03 * L \\ b &= 1,3 + 0,03 * 60 = 3,1 \end{aligned} \quad (3.3)$$

$$\begin{aligned} c &= 34,6 - 0,02 * L \\ c &= 34,6 - 0,02 * 60 = 33,4 \end{aligned} \quad (3.4)$$

$$P_d = 11,9 - 3,1 * \sqrt[3]{40 - 33,4} = 6,1 \% \quad (3.5)$$

Потери руды при транспортировке вычисляются по ниже приведенной формуле:

$$P_{отб} = \frac{V_{отб} * P_d}{100\%}, \text{ т} \quad (3.6)$$

где $V_{отб}$ – объем взрываваемой балансовой руды скважинами.

$$P_{отб} = \frac{61665 * 6,1\%}{100\%} = 3762 \text{ т}$$

При использовании гидросмыва учитывается поправочный коэффициент – 0,28.

$$\begin{aligned} P_2 &= P_{отб} * 0,28, \text{ т} \\ P_2 &= 3762 * 0,28 = 1053 \text{ т} \end{aligned} \quad (3.7)$$

Определение вторичных потерь вычисляется по ниже приведенной формуле:

$$P_{отб} = \frac{1053 * 100\%}{61665} = 1,7 \%$$

Потери в днище блока определяем графоаналитическим способом, которые составляют:

$$\begin{aligned} P_1 &= V_{ц} * q, \text{ т} \\ P_1 &= 940 * 2,9 = 2726 \text{ т} \end{aligned} \quad (3.8)$$

где $V_{ц}$ – объем руды в целике.

Первичные потери:

$$\Pi_{отб} = \frac{2726 \cdot 100\%}{61665} = 4,4 \%$$

Потеря руды при этом вычисляется по ниже приведенной формуле:

$$\begin{aligned} \Pi_{общ} &= \Pi_1 + \Pi_2 \\ \Pi_{общ} &= 1053 + 2726 = 3779 \text{ т} \\ \Pi_{общ} &= \frac{3779 \cdot 100\%}{61665} = 6,1 \% \end{aligned} \quad (3.9)$$

Вычислим разубоживание за счет прирезки пустых пород в отбиваемой руде по формуле:

$$B_{отб} = S_{лб} \cdot \Delta m \cdot \gamma_n, \text{ т} \quad (3.10)$$

где $S_{бл} = 14175 \text{ м}^2$, площадь лежачего или висячего бока рудного тела;
 $\Delta m = 0,4 \text{ м}$, прихват породы при отбойке;
 $\gamma_n = 2,8 \text{ т/м}^3$, удельный вес породы.

$$B_{отб} = 14175 \cdot 0,4 \cdot 2,8 = 15876 \text{ т}$$

Прихват вмещающих пород при проходке горно-нарезных работ в попутной руде:

$$\begin{aligned} P_{пор} &= V_{пор} \cdot 2,8, \text{ т} \\ P_{пор} &= 815 \cdot 2,7 = 2200 \text{ т} \end{aligned} \quad (3.11)$$

Общее разубоживание по блоку составит:

$$P = B_{бл} / (B_{бл} - \Pi + B_{отб}) \cdot 100\% \quad (3.12)$$

где $B_{бл}$ – суммарное разубоживание по блоку, т $B_{бл} = 15876 + 2200 = 18076$ т;

$B_{бл}$ - балансовые запасы блока, $B_{бл} = 61665 \text{ т}$;

$\Pi_{бл}$ – потери руды в блоке, $\Pi = 3779 \text{ т}$.

$$P = 18076 / (61665 - 3779 + 18076) \cdot 100\% = 23,8 \%$$

II. При комбинированной этажно-камерной системе разработки с послыйной отбойкой руды глубокими скважинами и применением комплекса «КПН» при проходке наклонного бурового восстающего.

Вследствие того, что рудные жилы имеют малую мощность от 0,5 до 1,5 м и отбойка руды выполняется с прирезками пустых пород с висячего и

лежащего боков рудного тела (по 0,2 м на каждую из сторон) возможны незначительные потери руды. По опыту разработки аналогичных месторождений данный вид потерь принимаем равным до 2,5%.

Количество руды, теряемой в массиве при отбойке камерных запасов:

$$П_{\text{м}} = Б_{\text{к}} * 0,025, \text{ т} \quad (3.13)$$

где $Б_{\text{к}}$ - запасы руды в блоке (т) при мощности жилы 1,47 м.

$$П_{\text{м}} = 61665 * 0,025 = 1541 \text{ т}$$

Согласно «Методическим указаниям по нормированию, определению и учету потерь и разубоживания золотосодержащей руды при добыче», удельные нормативные потери руды на наклонных участках блока, при угле наклона рудной жилы от 30 до 55° составит 1,1 т/м² или по мощности $m = (1,1/2,9) = 0,37 \text{ м}$.

Учитывая, что в этой мощности взрываема пустая порода (прихватываемая) на лежащем боку золоторудного тела составляет 0,2 м, фактическая мощность оставляемой руды составит 0,17 м/м².

Тогда количество руды, теряемой на поверхности лежащего бока составит:

$$П_{\text{бл}} = S_{\text{бл}} * 1,1 * 0,2 / K_{\text{р}} * 0,37, \text{ т} \quad (3.14)$$

где $S_{\text{бл}} = 14580 \text{ м}^2$, площадь поверхности лежащего бока;
 $K_{\text{р}}$ 1,5, коэффициент разрыхления.

$$П_{\text{бл}} = 14580 * 1,1 * 0,2 / 1,5 * 0,37 = 5779 \text{ т}$$

При применении гидросмыва:

$$П_{\text{бл}} = 5779 * 0,28 = 1618 \text{ т}$$

Потери днище блока в целике между доставочным и разведочным штреком подсечки определим графическим методом, которые составляют:

$$П_{\text{ц}} = S_{\text{ц}} \cdot h \cdot \gamma, \text{ т} \quad (3.15)$$

$$П_{\text{ц}} = 950 * 2,9 = 2755 \text{ т}$$

где $V_{\text{ц}} = 475 \text{ м}^3$ объем теряемой руды в целике;
 $q = 2,9 \text{ т/м}^3$ - объемный вес руды.

Подсчет общих нормативных потерь по блоку:

$$П_{\text{бл}} = П_{\text{ц}} + П_{\text{м}} + П_{\text{бл}} \quad (3.16)$$

$$\Pi_{\text{бл}}=2755+1541+1618=5914 \text{ т};$$

$$\begin{aligned}\Pi_{\text{бл}} &= \Pi_{\text{бл}} / B_{\text{бл}} * 100\% \\ \Pi_{\text{бл}} &= 5914 / 61665 * 100\% = 9,6 \%\end{aligned}\quad (3.17)$$

Разубоживание руды Р (%) для условий опытного блока.
Определим разубоживание за счет прирезки вмещающих пород:

$$V_{\text{отб}} = S_{\text{ло}} * \Delta m * \gamma_{\text{н}}, \text{ т} \quad (3.18)$$

где $S_{\text{бл}} = 14580 \text{ м}^2$, площадь лежачего или висячего бока рудного тела;
 $\Delta m = 0,4 \text{ м}$, прихват пустой породы при отбойке;
 $\gamma_{\text{н}} = 2,7 \text{ т/м}^3$, удельный вес породы.

$$V_{\text{отб}} = 14580 * 0,4 * 2,7 = 15746 \text{ т}$$

Разубоживание за счет прихвата пустых пород при проходке подготовительных и нарезных работ.

Прихват пустых пород при проходке разведочных штреков при мощности $m = 1,47 \text{ м}$ равен 1260.

Прихват пустых пород при проходке нарезного восстающего проходческим комплексом КППН будет равен, при мощности $m = 1,47 \text{ м}$ равен 2970.

Общее разубоживание по блоку составит:

$$P = V_{\text{бл}} / (B_{\text{бл}} - \Pi + V_{\text{бл}}) * 100\% \quad (3.19)$$

где $V_{\text{бл}}$ – суммарное разубоживание по блоку, т
 $V_{\text{бл}} = 15746 + 1260 + 2970 = 19976 \text{ т};$

$B_{\text{бл}}$ – балансовые запасы блока. $B_{\text{бл}} = 61665 \text{ т};$

$\Pi_{\text{бл}}$ – потери руды в блоке, $\Pi = 5914 \text{ т}.$

$$P = 19976 / (61665 - 5914 + 19976) * 100\% = 26,3 \%$$

III. При подэтажно-камерной системе разработки с вариантом доставки силой взрыва и с торцевым выпуском руды, а также с применением ПДМ.

Количество руды, теряемой в массиве при отбойке запасов:

$$\Pi_{\text{м}} = 61665 * 0,023 = 1418 \text{ т}$$

Потери подштрекового целика, фланговых целиков и центрального определим графическим методом, которые составляют:

$$\begin{aligned} \Pi_{\text{ц}} &= 635 \cdot 2,9 = 1842 \text{ т} \\ \Pi_{\text{ц}} &= 1094 \cdot 2,9 = 3173 \text{ т} \\ \Pi_{\text{ц}} &= 440 \cdot 2,9 = 1276 \text{ т} \end{aligned}$$

Подсчет общих нормативных потерь по блоку:

$$\begin{aligned} \Pi_{\text{бл}} &= 1418 + 1842 + 3173 + 1276 = 7709 \text{ т;} \\ \Pi_{\text{бл}} &= 7709 / 61665 \cdot 100\% = 12,5 \text{ \%} \end{aligned}$$

Разубоживание руды P (%) для условий опытного блока.
Определим разубоживание за счет прирезки вмещающих пород:

$$B_{\text{отб}} = 14892 \cdot 0,4 \cdot 2,7 = 16080 \text{ т}$$

Разубоживание за счет прихвата пустых пород при проходке подготовительных и нарезных работ.

Прихват пустых пород при проходке подэтажных штреков при мощности $m=1,47$ м равен 5080.

Общее разубоживание по блоку составит.

где $B_{\text{бл}}$ – суммарное разубоживание по блоку, т $B_{\text{бл}} = 16080 + 5080 = 21160$ т.

$$P = 21160 / (61665 - 7709 + 21160) \cdot 100\% = 28,1 \text{ \%}$$



Рисунок 3.15 – Анализ потерь и разубоживания при трех системах

Таблица 3.9 – Техничко-экономические показатели

Наименование показателей	Ед. изм.	Значение		
		Комбинированная подэтажно-камерная система разработки с вариантом доставки руды силой взрыва и скважиной отбойкой и донным выпуском руды	Комбинированная этажно-камерная система разработки с послыной отбойкой руды глубокими скважинами и применением комплекса «КПН»	Подэтажно-камерная система разработки с вариантом доставки силой взрыва и с торцевым выпуском руды
Высота блока	м	80	80	80
Мощность руды	м	1,47	1,47	1,47
Длина блока	м	150	150	150
Угол падения	град	40°	40°	40°
Объемный вес руды	т/м³	2,9	2,9	2,9
Объемный вес вмещающих пород	т/м³	2,8	2,8	2,8
Глубина разработки	м	200	200	200
Запасы эксплуатационные	м³/т	21263/61665	21263/61665	21263/61665
Объемы горно-подготовительных работ по блоку	п.м./м³	780/6240	480/3870	1210/9265
Объемы нарезных работ по блоку	п.м./м³	1900/10850	1580/8744	750/6000
Потери	%/т	6,1/3779	9,6/5914	12,5/7709
Разубоживание	%/т	23,8/18076	26,3/19976	28,1/21160
Экономика	\$	783 860	777 200	769 875

3.5 Экономическое обоснование выбранной системы

Расходы на добычу 1 тонны руды по предоставленным данным с месторождения, а также по опыту разработки аналогичных месторождений данный вид расходов принимаем равным около 18 долларов США за тонну. Из них 60% составляют расходы на добычные работы, а 40% на обогащение. Исходя, из этих данных можно вычислить расчетные плановые ожидаемые эксплуатационные расходы.

1. При комбинированной подэтажно-камерной системе разработки с вариантом доставки руды силой взрыва и скважиной отбойкой и донным выпуском руды, а также с применением самоходного оборудования.

$$C_1 = [B_k + (B_k * P) - (B_k * \Pi)] * C_{1T} \quad (3.20)$$

$$C_1 = [61665 + (61665 * 0,238) - (61665 * 0,061)] * 10,8 = 783\,860 \text{ \$}$$

Расчетно-плановая ожидаемая прибыль за реализацию:

$$C_1 = [B_k + (B_k * P) - (B_k * \Pi)] * C_{Au} / k * C_{тр.унц} \quad (3.21)$$

где C_{Au} содержание золота колеблется от 0,8 г/т до 50 г/т (среднее – 9,16 г/т);

k – коэффициент для перевода из грамма в тройскую унцию равная 31,1;

$\Pi_{тр.унц}$ – стоимость золота 1963 \$/тр.унцию (по данным лондонской биржи).

$$C_1 = [61665 + (61665 * 0,238) - (61665 * 0,061)] * 9,16 * 1963 / 31,1 = 41\,963\,392 \$$$

II. При комбинированной этажно-камерной системе разработки с послыйной отбойкой руды глубокими скважинами и применением комплекса «КПН» при проходке наклонного бурового восстающего.

$$C_2 = [61665 + (61665 * 0,263) - (61665 * 0,096)] * 10,8 = 777\,200 \$$$

$$C_1 = [61665 + (61665 * 0,263) - (61665 * 0,096)] * 9,16 * 1963 / 31,1 = 41\,606\,863 \$$$

III. При подэтажно-камерной системе разработки с вариантом доставки силой взрыва и с торцевым выпуском руды, а также с применением ПДМ.

$$C_3 = [61665 + (61665 * 0,281) - (61665 * 0,125)] * 10,8 = 769\,875 \$$$

$$C_1 = [61665 + (61665 * 0,281) - (61665 * 0,125)] * 9,16 * 1963 / 31,1 = 41\,214\,682 \$$$



Рисунок 3.16 – Экономическая эффективность

Вывод. Учитывая технико-экономические показатели по трем системам подземной разработки, сделав анализ и сопоставление по объемам горно-подготовительных и нарезных работ, по потерям и разубоживанию, а также по экономической эффективности можно сделать вывод, что наиболее рентабельным и эффективным является комбинированная поэтажно-камерная система разработки с вариантом доставки руды силой взрыва и скважиной отбойкой и донным выпуском руды, а также с применением самоходного оборудования.

3.6 Технические характеристики применяемого оборудования

Максимальная высота или длина восстающего будет варьироваться в зависимости от наклона ствола и размера платформы. Эти цифры являются среднеарифметическими. Цифры, описывающие размер ствола, высоту или длину восстающего, не всегда применимы в схожих условиях, особенно при использовании устройств с электрическим приводом.

Имеет 1-2 приводных устройства, каждое с двумя пневматическими двигателями. Проходческий комплекс движется как вверх, так и вниз. В случае поломок, например, при отказе шланга, комплекс может спуститься под действием силы тяжести.

Таблица 3.10 – Технические характеристики комплекса проходческого для восстающих «КПН»

Параметры	STH-5L	STH-5LL
Площадь наклонного ствола	До $S=10 \text{ м}^2$	До $S=18 \text{ м}^2$
Предлагаемая длина проходки	До $L=150 \text{ м}$	
Скорость подъема КПВ «КПН»	До $v=0.72 \text{ км/ч}$	До $v=0.6 \text{ км/ч}$
Скорость спуска КПВ «КПН»	До $v=1.2 \text{ км/ч}$	
Скорость спуска за счет силы притяжения КПВ «КПН»	До $V=1.8 \text{ км/ч}$	
Предлагаемые параметры шланга	0,04 м	
Расход воздуха	До $V=840 \text{ м}^3/\text{час}$	До $V=840 \text{ м}^3/\text{час}$
Защитный козырек с воздушным приводом	До $L=0.7 \text{ м}$	До $L=1.4 \text{ м}$
Защитный козырек с ручным управлением	До $L=2.5 \text{ м}$	До $L=4.25 \text{ м}$
Имеет до двух приводных оборудования, каждое с двумя пневматическими двигателями. КПВ «КПН» передвигается как вверх, так и вниз. При выходе из строя шланга КПВ имеет возможность спуска за счет силы притяжения.		
Параметры	STH-5E	STH-5EE
Площадь наклонного ствола	До $S=10 \text{ м}^2$	До $S=18 \text{ м}^2$
Высота проходки	$H \approx 400 \text{ м}$	
Длина проходки	$L \approx 900 \text{ м}$	$L \approx 800 \text{ м}$
Скорость подъема КПВ «КПН» при	До $v=1.4 \text{ км/ч}$	
Скорость спуска за счет силы притяжения КПВ «КПН»	До $v=1.8 \text{ км/ч}$	
Мощность двигателя КПВ «КПН»	15 л.с.	30 л.с.
Защитный козырек с воздушным приводом	До $L=0.7 \text{ м}$	До $L=1.4 \text{ м}$
Защитный козырек с ручным управлением	До $L=2.8 \text{ м}$	До $L=5.0 \text{ м}$

продолжение таблицы 3.10

Имеет до двух приводных оборудований, каждый с одним электродвигателем. При выходе из строя шланга КПВ имеет возможность спуска за счет силы притяжения.

Параметры	STH-5D	STH-5DD
Площадь наклонного ствола	До $S=9 \text{ м}^2$	До $S=18 \text{ м}^2$
Длина проходки	$L \approx 1100 \text{ м}$	
Скорость подъема КПВ «КПН» при	До $v=1.4 \text{ км/ч}$	До $v=1.1 \text{ км/ч}$
Скорость спуска за счет силы притяжения КПВ «КПН»	До $v=1.8 \text{ км/ч}$	
Мощность двигателя КПВ «КПН»	44 л.с.	
Защитный козырек с воздушным приводом	До $L=0.7 \text{ м}$	До $L=1.4 \text{ м}$
Защитный козырек с ручным управлением	До $L=2.8 \text{ м}$	До $L=4.9 \text{ м}$
Имеет до двух приводных оборудований – 1 гидравлический двигатель и 1 дизельно-гидравлический источник энергии.		

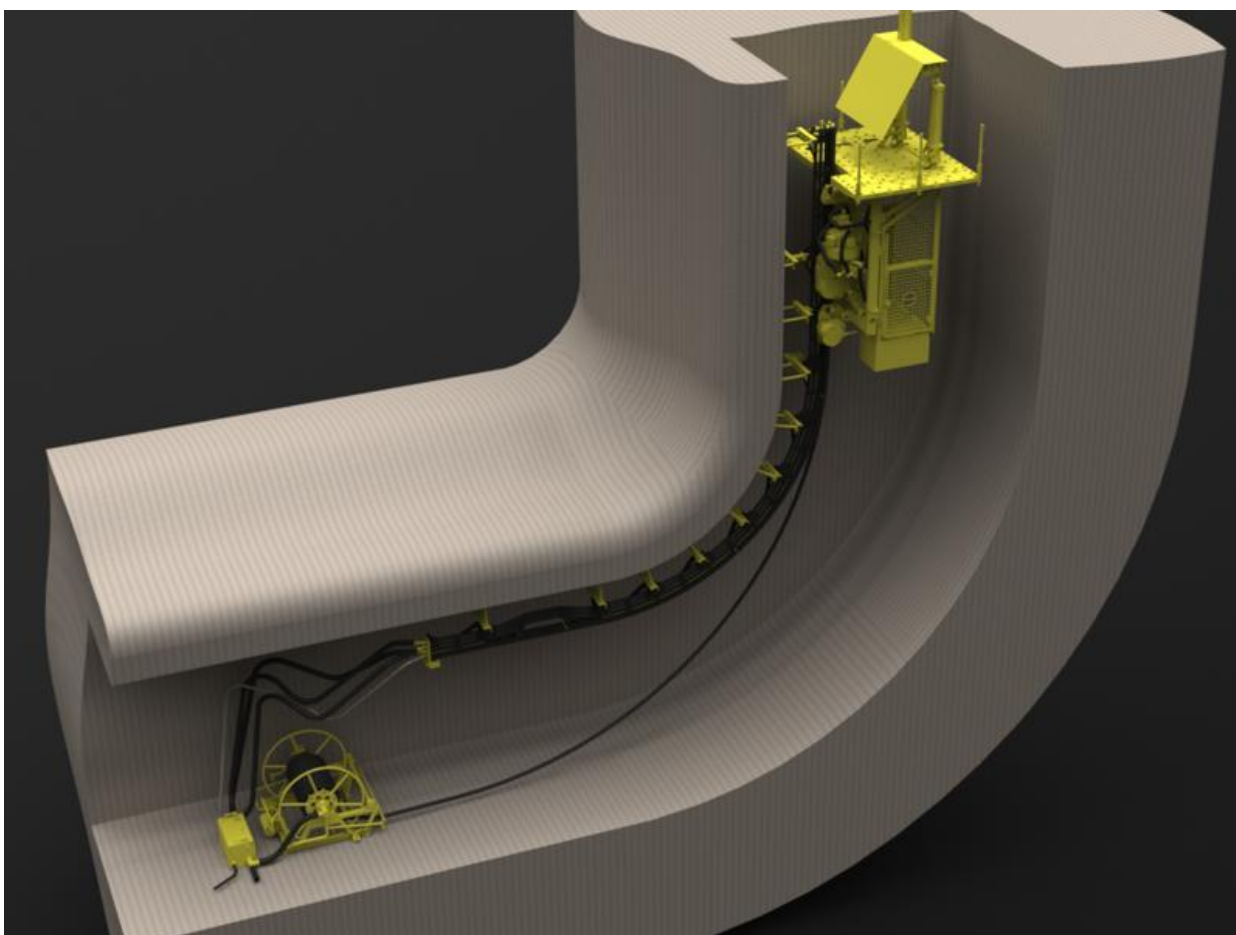


Рисунок 3.17 – Аксонометрия размещения комплекса проходческого для восстающих «КПН»

Погрузчик Scooptram ST2D предназначен для эксплуатации в выработках с малым (7-9 м) сечением, а также для ведения работ как на строительстве выработок, так и на добыче [11,12].



Рисунок 3.18 – Погрузчик Scooptram ST2D

Погрузчик ST7 предназначен для эксплуатации в выработках с малым и средним сечением, для работы на добыче, строительстве рудника и зачистке выработок [11,12].



Рисунок 3.19 – Погрузчик Scooptram ST7

Таблица 3.11 – Технические характеристики ПДМ Scooptram

Технические характеристики	Дизельный ST2D	Дизельный ST7
Габариты выработки (рекомендуемые) ширина x высота	2,5×3,0 м	3,5×3,0 м
Грузоподъемность	3 600 кг	6 800 кг
Емкость ковша	от 1,1 до 2,4 м ³	от 2,3 до 3,8 м ³
Дизельный двигатель	Deutz TCD3,6L4 Tier3	Cummins QSB 6,7 EPA (водяной)
Мощность двигателя 2 300/2 200 об/мин	74,4кВт/100 л.с.	144кВт/193 л.с.
Мосты	Dana 14D	Rock Tough 406
Тормоза	LCB (диск в масляной ванне)	SAHR

продолжение таблицы 3.11

Технические характеристики	Дизельный ST2D	Дизельный ST7
Вес машины	12 320 кг	19 000 кг
Усилие механического отрыва	6 550 кг	11 750 кг
Усилие гидравлического отрыва	9 060 кг	13 350 кг
Ширина по ковшу	1 650 мм	2 180 мм
Высота по кабине	2 086 мм	2 160 мм
Высота разгрузки (угол опрокида ковша 40°)	1 467 мм	1 890 мм
Плавность хода стрелы (опция)	Нет	Да
Ковш с выталкивателем (опция)	Да	Да
Работа машины в режиме дистанционного управления (опция)	Нет	Да
Размер шин	12,00×24	17,5×25



Рисунок 3.20 – Самосвал Mine truck

Таблица 3.12 – Технические характеристики самосвала Mine truck

Технические характеристики	Mine truck
Габариты выработки (рекомендуемые) ширина x высота	3,5×3,5 м
Грузоподъемность	20 000 кг
Емкость кузова	от 6,7 до 11 м ³
Двигатель	Cummins Diesel Engine QSL9 C300, 300 л.с.
Мосты	Rock Tough 406
Тормоза	SAHR
Рабочая масса (пустой)	21 000 кг
Ширина по кузову	2 400 мм
Высота по кабине	2 530 мм
Радиус поворота, макс.	7 250 мм
Амортизация переднего моста (стд.)	нет
Арктическое исполнение (предпусковые подогреватели)	да

Ерігос Бомер – это высокопроизводительные, мощные и современные самоходные буровые установки для проходки горизонтальных и слабонаклонных горных выработок, зарекомендовавшие свою надежность по всему миру. Установки Бомер позволяют обуивать забой площадью от 6 до 206 м². Уникальная система стрел Ерігос выгодно отличается высокой скоростью перемещения податчика от шпура к шпуру и точностью наведения податчика на шпур, обеспечивая высокое качество проходки [11,12].

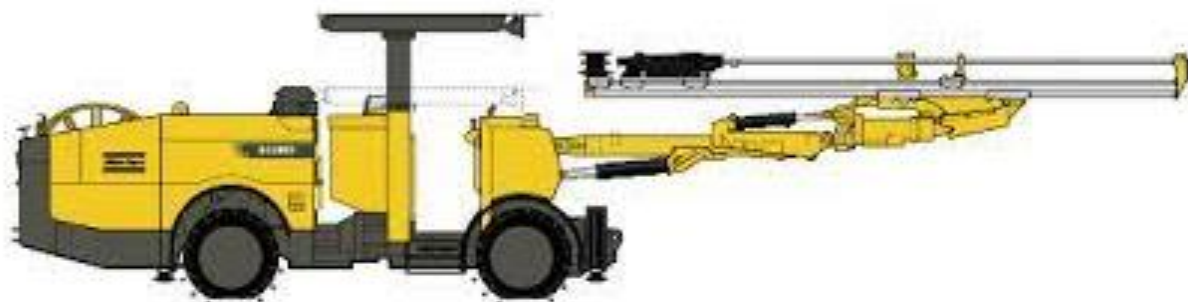


Рисунок 3.21 – Самоходная буровая установка

Таблица 3.13 – Технические характеристики буровой установки

Технические характеристики	Boomer
Зона обуивания	8-45 м ²
Максимальные габариты зоны обуивания (Ш×В)	8,7×6,3
Перфоратор	2xCOP 1838HD+
Стрела	2XBUT 28
Податчик общая длина податчика	2xBMH 2831-2849
Глубина шпура	макс. 6 507 мм макс. 4 625 мм
Система управления	RCS/DCS
Электросистема	
Мощность электродвигателя	2×55 кВт
Установленная мощность	125 кВт
Шасси	DC 15
Дизельный двигатель	Deutz D914 L04 с воздушным охлаждением
Шины	58 кВт при 2300 об/мин 12.00×R20
Габаритные размеры	11 830 мм
Длина	с BMH 2843
Ширина	1 990 мм
Высота	3 000/2 300 мм
Радиус поворота	5 700/2 800 мм
Вес	18 300 кг
Возможная конфигурация	Перфоратор COP 1838HD+ или COP MD20 2238HD Модификации на рельсовом ходу: RailDrill 281 RailDrill 282

Производительность погрузочно-доставочной машины вычисляется по формуле:

$$A_d = \frac{3600 v_k k_n}{t_{\text{ц}} k_p k_{\text{ман}} + \frac{2L}{v_{\text{ср}}} k_{\text{дв}} + t_p}, \text{ м}^3/\text{час} \quad (3.22)$$

где A_d - производительность погрузочно-доставочной машины, $\text{м}^3/\text{час}$;
 v_k - емкость ковша, м^3 ; k_n - коэффициент наполнения ковша, 0,7-0,8;
 $t_{\text{ц}}$ - время цикла черпания руды, с;
 k_p - коэффициент, учитывающий время, затрачиваемое на техническое обслуживание погрузочно-доставочной машины, равное 1,2;
 $k_{\text{м}} - 1,1$ - коэффициент, учитывающий время на маневры машины в забое;
 L - расстояние доставки;
 $k_{\text{дв}} - 1,0$ - коэффициент, учитывающий время на разгон и замедление;
 $t_p - 40$ - время разгрузки, с.

Вычисляем техническую производительность для погрузчика Scooptram ST2D:

$$A_d = \frac{3600 * 2,4 * 0,75}{20 * 1,2 * 1,1 + \frac{2 * 50}{10,8} * 1 + 40} = \frac{6480}{26,4 + 9,3 + 40} = \frac{6480}{75,7} = 85,6, \text{ м}^3/\text{час}$$

Вычисляем техническую производительность для погрузчика Scooptram ST7:

$$A_d = \frac{3600 * 3,8 * 0,75}{20 * 1,2 * 1,1 + \frac{2 * 50}{10,8} * 1 + 40} = \frac{10260}{26,4 + 9,3 + 40} = \frac{10260}{75,7} = 135,5, \text{ м}^3/\text{час}$$

Производительность самоходной буровой установки вычисляется по формуле:

$$A_{\text{м}}^{\text{БУ}} = \frac{N_{\text{бм}} * k_{\text{бм}}}{\frac{1}{v_{\text{б}} * k_{\text{гл}}} + \sum t_i^{\text{в}}}, \text{ м}/\text{мин} \quad (3.23)$$

где $N_{\text{бм}}$ - число бурильных машин (стрел), шт;
 $k_{\text{бм}}$ - коэффициент одновременности работы бурильных машин;
 $v_{\text{б}}$ - скорость бурения, м/мин;
 $k_{\text{гл}}$ - коэффициент изменения в зависимости от глубины бурения;
 $\sum t_i^{\text{в}}$ - суммарное время на выполнение вспомогательных операций, мин/м.

Вычисляем техническую производительность для погрузчика Mine truck Boomer 282:

$$A_{m}^{бу} = \frac{2 * 0,7}{\frac{1}{1,15 * 0,85} + 1,1} = \frac{1,4}{1,09 + 1,1} = \frac{1,4}{2,19} = 0,64, \text{ м/мин}$$

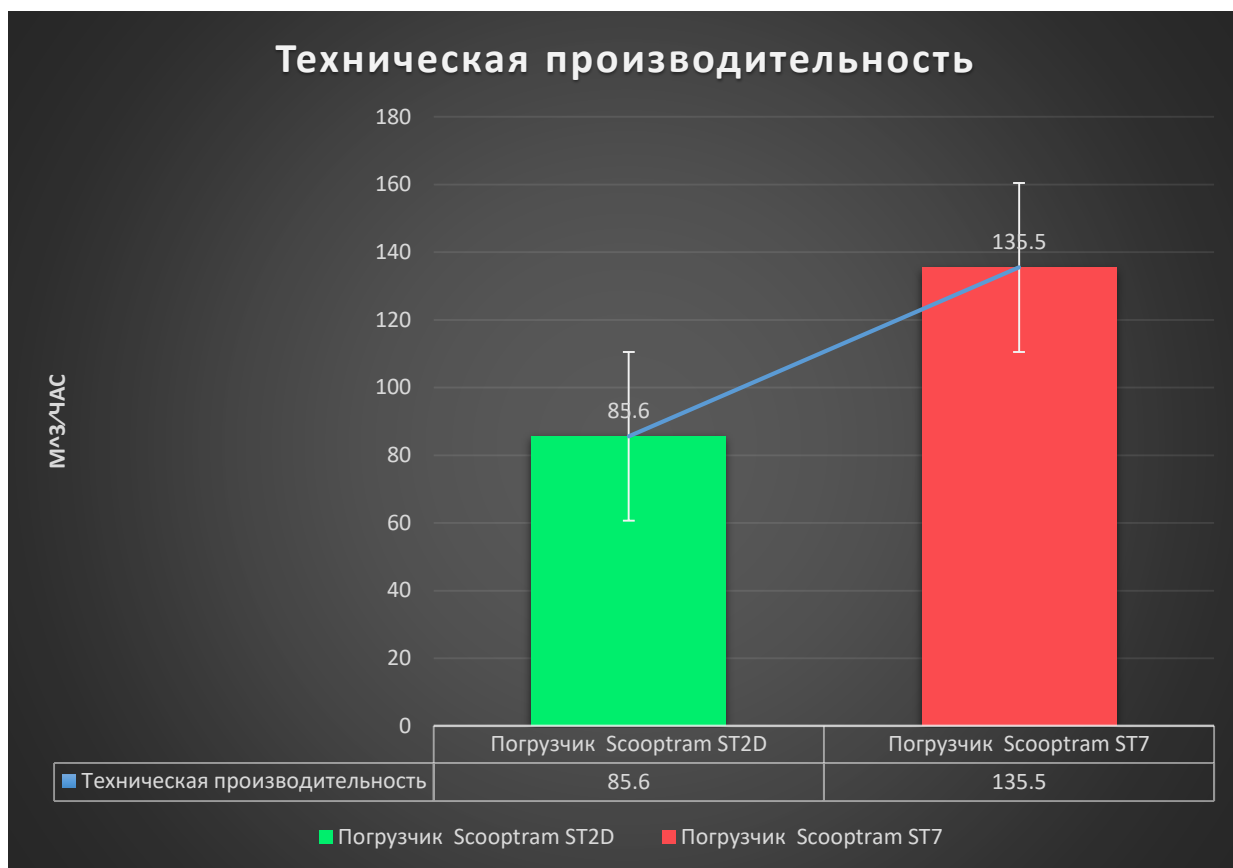


Рисунок 3.22 – Соотношение производительности погрузчиков

Вывод. По данным расчетам можно сделать соотношение между погрузчиками. Погрузчик Scooptram ST7 за счет большей емкости ковша увеличивает производительность на 36,8% или на 49,9 м³/час, по сравнению с погрузчиком Scooptram ST2D который меньше его на 1,4 м³.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертационной работе был произведен выбор конкурентоспособных систем разработки. На основании параметров рудного тела (мощность, угол падения, глубина залегания, глубина распространения, длина по простираанию, коэффициент крепости и плотность руды), окончательно выбраны 3 оптимальные системы разработки, такие системы как:

I Комбинированная подэтажно-камерная система разработки с вариантом доставки руды силой взрыва и скважиной отбойкой и донным выпуском руды, а также с применением самоходного оборудования;

II Комбинированная этажно-камерная система разработки с послышной отбойкой руды глубокими скважинами и применением комплекса «КПН» при проходке наклонного бурового восстающего;

III Подэтажно-камерная система разработки с вариантом доставки силой взрыва и с торцевым выпуском руды, а также с применением ПДМ.

Выбор систем подземной разработки был обоснован, проанализирован и сопоставлен.

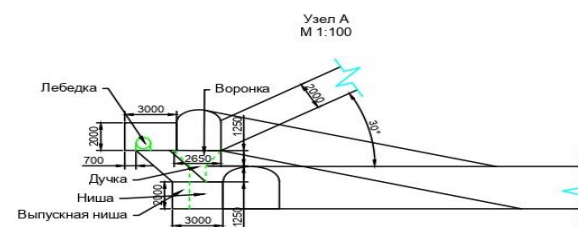
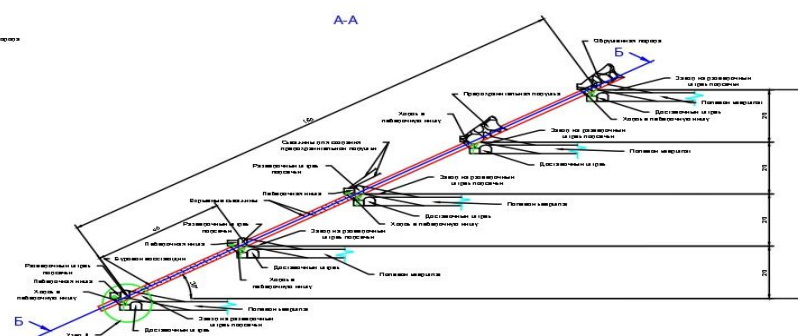
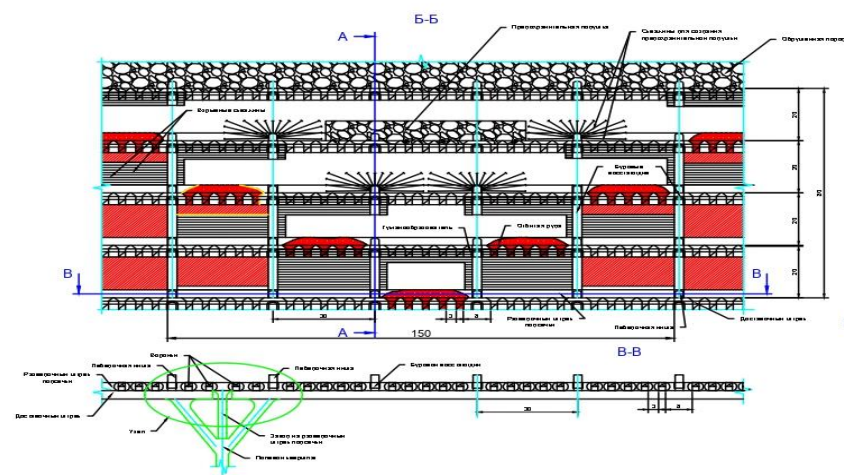
Для этих систем разработки произведены: подготовка и нарезка блока, организация очистных работ, рассчитаны себестоимости и прибыли. Также рассчитаны основные параметры выбранных систем разработки, такие параметры, как потери и разубоживание, подготовка и нарезка блока, результаты которого представлены в данной диссертационной работе, в разделе 3. По каждой системе подземной разработки прилагается подробная схема отработки. Данные чертежи представлены в приложении.

На основании выполненной диссертационной работы делаем вывод, что при комбинированной подэтажно-камерной системе разработки с вариантом доставки руды силой взрыва и скважиной отбойкой и донным выпуском руды, а также с применением самоходного оборудования, достигается наибольшее извлечение руды с минимальными потерями по блоку около 6,1 %, а также по разубоживанию в районе 23,8 %, чем при остальных системах подземной разработки. Также при данной системе подземной разработки расчетно-плановые ожидаемые эксплуатационные расходы составляют 783 860 долларов США, при ожидаемой прибыли за реализацию 41 963 392 долларов США.

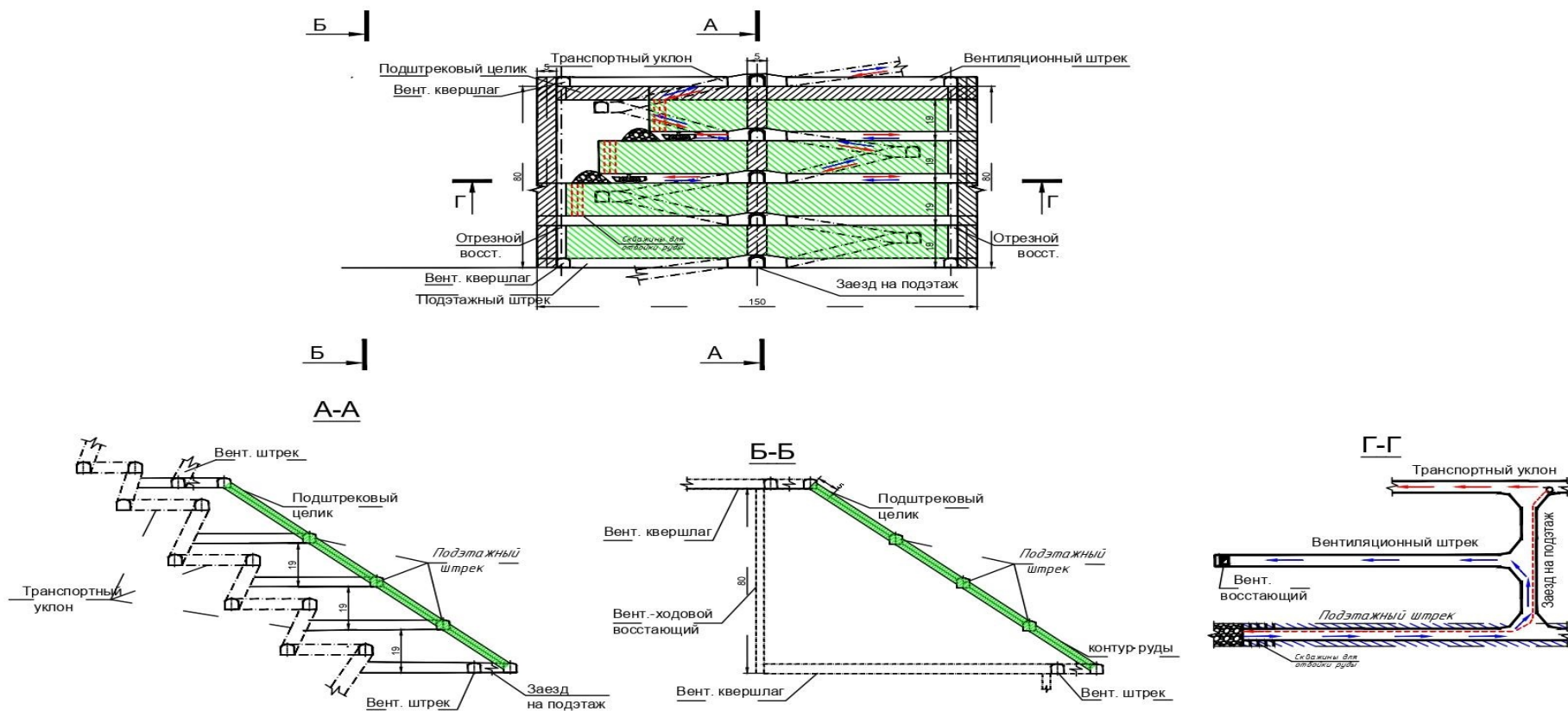
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

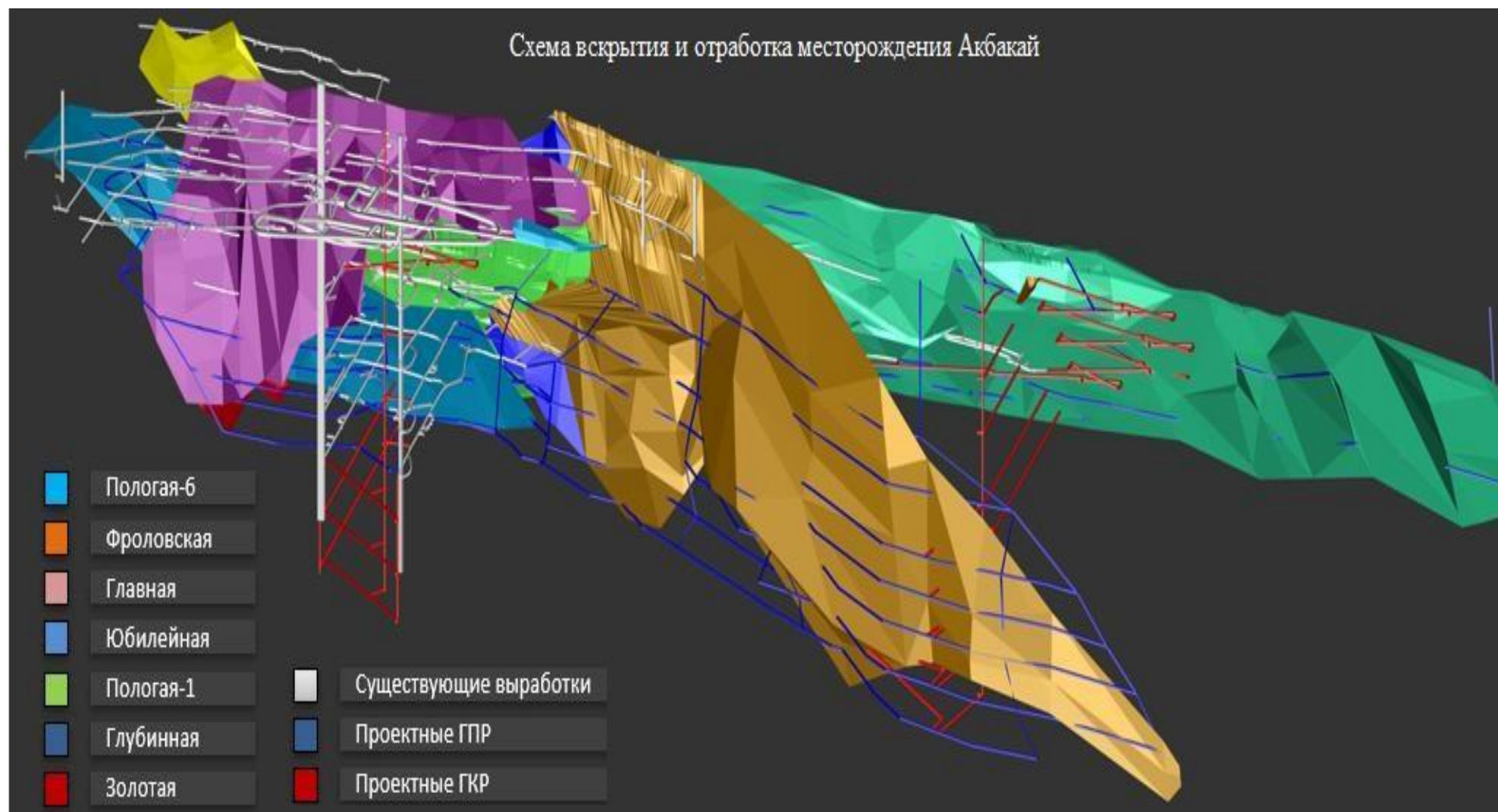
- 1 Проект «Локальный проект на отработку опытного блока с применением комплекса «КПН» по жиле «Южная» месторождения «Акбакай» г. Алматы 2011 г. ТОО инжиниринговая компания «Горное дело».
- 2 Дополнение и корректировка к проекту строительства второй очереди Акбакайского горно-обогатительного комбината по разработке месторождения «Акбакай» II этап строительства. Вскрытие и отработка запасов ниже гор. +296 м (гор. 180) по гор. -104 (гор. 580) и Восточного фланга с Календарным графиком подготовки и разработки месторождения «Акбакай» АО «АК«Алтыналмас» г. Риддер 2011 г. ТОО «Каз Техно Проект».
- 3 Рабочая программа на разработку месторождения «Акбакай» г. Алматы. АК «Алтыналмас».
- 4 Дипломная работа Кунпеисова М.К. Геологическое сопровождение добычных работ при отработке месторождения Акбакай в Мойынкумском районе Жамбылской области. 3D моделирование рудных тел
- 5 Дополнение и корректировка к проекту строительства второй очереди Акбакайского горно-обогатительного комбината по разработке месторождения «Акбакай» II этап строительства. Проходка наклонно-транспортного съезда от горизонта +296 (гор. 180) до горизонта -104 м (гор. 580) г. Риддер 2011 г. ТОО «Каз Техно Проект».
- 6 Проектирование систем разработки рудных месторождений: учебное пособие / В.С. Шеховцов; Сиб. гос. индуст. ун-т. – Новокузнецк: СибГИУ, 2011. – 103 с.
- 7 Горно-геологический справочник по разработке рудных месторождений / под ред. А.М. Бейсебаева, М.Ж. Битимбаева, С.Ж. Даукеева, Алматы, Информационно-презентационный центр МСК РК. В двух томах: I том – 575 с.
- 8 Фрейдин А.М., Неверов А.А., Неверов С.А. Подземная разработка рудных месторождений / Учебное пособие.- Под редакцией чл.-корр. РАН В.Н. Опарина. – Новосибирск.: ИГД СО РАН, 2010. – 372с.
- 9 Проектирование систем разработки рудных месторождений: учеб. пособие / Г. Г. Пирогов. – Чита: ЗабГУ, 2013. – 216 с.
- 10 Панин задачник по подземной разработке рудных месторождений.
- 11 Atlas Сорсо каталог горно-шахтного оборудования.
- 12 Ерігос оборудование для подземных горных работ.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

[illegible]

ПРИЛОЖЕНИЕ В

[illegible]





SATBAYEV
UNIVERSITY



СӘТБАЕВ ОҚУЛАРЫ
САТБАЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ
SATBAYEV CONFERENCE

"СӘТБАЕВ ОҚУЛАРЫ-2022. ҚАЗІРГІ ҒЫЛЫМИ ЗЕРТТЕУЛЕРДІҢ ТРЕНДТЕРІ" ХАЛЫҚАРАЛЫҚ ҒЫЛЫМИ-ПРАКТИКАЛЫҚ КОНФЕРЕНЦИЯ ЕҢБЕКТЕРІ



PROCEEDINGS OF THE INTERNATIONAL
SCIENTIFIC AND PRACTICAL CONFERENCE
"SATBAYEV CONFERENCE - 2022.
TRENDS IN MODERN SCIENTIFIC RESEARCH"

2

TOM
VOLUME

12.04.2022

**"СӘТБАЕВ ОҚУЛАРЫ-2022. ҚАЗІРГІ ҒЫЛЫМИ ЗЕРТТЕУЛЕРДІҢ
ТРЕНДТЕРІ" ХАЛЫҚАРАЛЫҚ ҒЫЛЫМИ-ПРАКТИКАЛЫҚ
КОНФЕРЕНЦИЯ ЕҢБЕКТЕРІ**

12 сәуір 2022 ж.

II Том

**ТРУДЫ МЕЖДУНАРОДНОЙ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКОЙ
КОНФЕРЕНЦИИ «САТБАЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ – 2022. ТРЕНДЫ
СОВРЕМЕННЫХ НАУЧНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ»**

12 апреля 2022 г.

Том II

**PROCEEDINGS OF THE INTERNATIONAL SCIENTIFIC AND PRACTICAL
CONFERENCE "SATBAYEV CONFERENCE - 2022. TRENDS IN MODERN
SCIENTIFIC RESEARCH"**

12 April 2022

Volume II

Алматы 2022

Труды Международной научно-практической конференции «САТПАЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ – 2022. ТРЕНДЫ СОВРЕМЕННЫХ НАУЧНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ».

- | | |
|--------------------------|--|
| Шокпаров А.Ж. | – Член Правления - Проректор по науке и международному сотрудничеству, председатель |
| Бактыгали Ж.К. | – Директор Департамента науки, ответственный исполнитель |
| Сыздыков А.Х. | – Директор Института геологии и нефтегазового дела |
| Рысбеков К.Б. | – Директор Горно-металлургического института |
| Ускенбаева Р.К. | – Директор Института автоматизации и информационных технологий |
| Елемесов К.К. | – Директор Института энергетики и машиностроения |
| Куспангалиев Б.У. | – Директор Института архитектуры и строительства |
| Амралинова Б.Б. | – Директор Института управления проектами |
| Удербасов А.Ж. | – И.о. директора Института базового образования |
| Узбаева Б.Ж. | – Директор Научной библиотеки |

«Сатбаев окулары-2022. Қазіргі ғылыми зерттеулердің трендтері» = «Сатпаевские чтения – 2022. Тренды современных научных исследований» = "Satbayev conference - 2022. Trends in modern scientific research": Материалы Международной научно-практической конференции – Алматы: КазННТУ, 2022.-Том 2. 1174 с. – Англ., каз., рус
ISBN 978-601-323-291-1

В сборнике рассматриваются тренды современных научных исследований следующих направлений: Науки о Земле; Актуальные вопросы биотехнологии, химической технологии и защиты окружающей среды; Энергетика и машиностроение; Инновационные технологии в геопространственной инженерии и горном деле; Прогрессивные технологии в ИКТ; Проблемы и перспективы развития архитектуры и строительной инженерии в современных условиях; Управление развитием бизнеса, проектный менеджмент и логистика; Современные тенденции преподавания базовых дисциплин в эпоху цифровой трансформации.

ЗОЛОТОРУДНОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ «АКБАКАЙ»

Ж.М. Юсупов^{id}, Е.Е. Искаков^{id}

Satbayev University, Казахстан, г. Алматы

zhoxongir.yusupov@bk.ru

Аннотация. Данная обзорная статья посвящена золоторудному месторождению «Акбакай». В ней изложены общие сведения о районе месторождения в частности расположения месторождения, климата местности, снабжение электроэнергией, технической и питьевой водой. Также вкратце описана морфология рудных тел, кварцевые жилы в пределах главной рудной зоны, а именно 5 крутопадающих жил и 9 пологопадающих жил. В таблице показаны запасы месторождения «Акбакай». Кроме того, указана гидрогеологическая характеристика месторождения. И в заключении описана схема вскрытия и отработки месторождения «Акбакай» с применением двух видов систем: магазинированием руды для крутопадающих жил и подэтажными штреками для наклонных жил.

Ключевые слова. Золоторудное месторождение «Акбакай», подземная разработка, кварцево-жильное, маломощное рудное тело, система разработки.

ВВЕДЕНИЕ.

При разработке наклонных золоторудных жильных месторождений малой мощности мы сталкиваемся с большими потерями и не менее малым разубоживанием. Из-за сложного строения геологии, тектонических разломов, неравномерности залегания драгоценного металла в недрах земли, маленького размера очистного пространства, физико-механических свойств горной породы; потери могут составлять около 15% при разубоживании около 40-75%. Все это сводится к низкой производительности предприятия. В силу сложности отработки тонких жильных месторождений добывается около 40% руды подземным способом.

Для повышения производительности, уменьшения потерь и разубоживания, а также затрат на добычу следует усовершенствовать технологии выемки золоторудных наклонных жил малой мощности путем внедрения инновационных технологий (высокопроизводительных машин). Также новой технологии разработки наклонных маломощных жил.

Вследствие этого вопросы изыскания эффективной технологии подземной разработки золоторудных жил малой мощности наклонного залегания являются актуальными и не теряют своей значимости.

1 Общие сведения о районе месторождения

Золоторудное месторождение «Акбакай» находится в пределах Мойынкумского района Жамбылской области в 450 км на северо-запад от крупнейшего мегаполиса Алматы, в 106 км к северу от ЖД станции Кияхты и в 90 км от районного центра- села Мойынкум.

В географическом отношении месторождение «Акбакай» расположено на территории Чу-Балхашского водораздела, представляющего собой слабовсхолмленную местность с абсолютными отметками 460-515 м и относительными превышениями 20-50 м.

Климат местности резко-континентальный, летнее время года засушливое, а зимы продолжительные. В пределах рудного участка поверхностные воды отсутствуют. Шахтные воды применяются в качестве технической воды. Благодаря подземным водам месторождения «Бескемпир» обеспечивается поселок «Акбакай» питьевой водой. Из поселка «Кумузек» (80км) проведены ЛЭП мощностью 110 кВ в сторону поселка «Акбакай» и АО «Акбакайский ГМК» для снабжения электроэнергией.

В период таяния снегов образуются временные водотоки по тальвегу саев, продолжительностью в течение 3-5 суток. В низинах саев «Кзылжартас» и «Кошкинбайсай» наблюдается проявления вод в виде родников. В 75 км к югу от поселка «Акбакай» расположена река Шу которая является постоянным водотоком.

Пути связи в районе служат железные дороги, проходящие в 70 км к северо-востоку, автомобильными дорогами Берлик-Мойынкум-Уланбель в 80 км к юго-западу и Алматы-Астана - в 140 км к северо-востоку от пос. «Акбакай». С ЖД станцией «Кияхты» поселок объединен асфальтной дорогой (106 км).



Рис. 1 - Акбакайский золоторудный район



Рис. 2 – Схема расположения месторождений центральной части Акбакайского золоторудного района.

Район экономически освоен слабо, местность не заселена и используется в качестве отгонного животноводства.

2 Краткая морфология рудных тел месторождения

Акбакайское месторождение является кварцево-жильной. Рудные тела на месторождении осложняются многочисленными разноориентированными нарушениями от региональных

разломов «Кенгирского» заложения до оперяющих разрывов, трещин отрыва, скола и трещинных структур. Оперяющие трещины скола или отрыва являются основными рудоконтролирующими структурами, протяженность которых составляет до 2–3 км. Главную роль в контроле расположения рудных тел играют дайки. Падение кварцевых жил северное, простирание – субширотное, мощность кварцевых жил меняется от 0,2 до 4,0 м, длина по простиранию от 100 до 680 м. Рудные тела состоят из 1-2 стержневых жил, мощностью 0,2-0,6 м, наибольшие мощности приурочены к зонам сопряжения кварцевых жил. В контур рудных тел часто входит дайка лампрофиров. Средняя мощность жил составляет 1.33 м.



Рис. 3 – Кварцевые жилы в пределах главной рудной зоны.

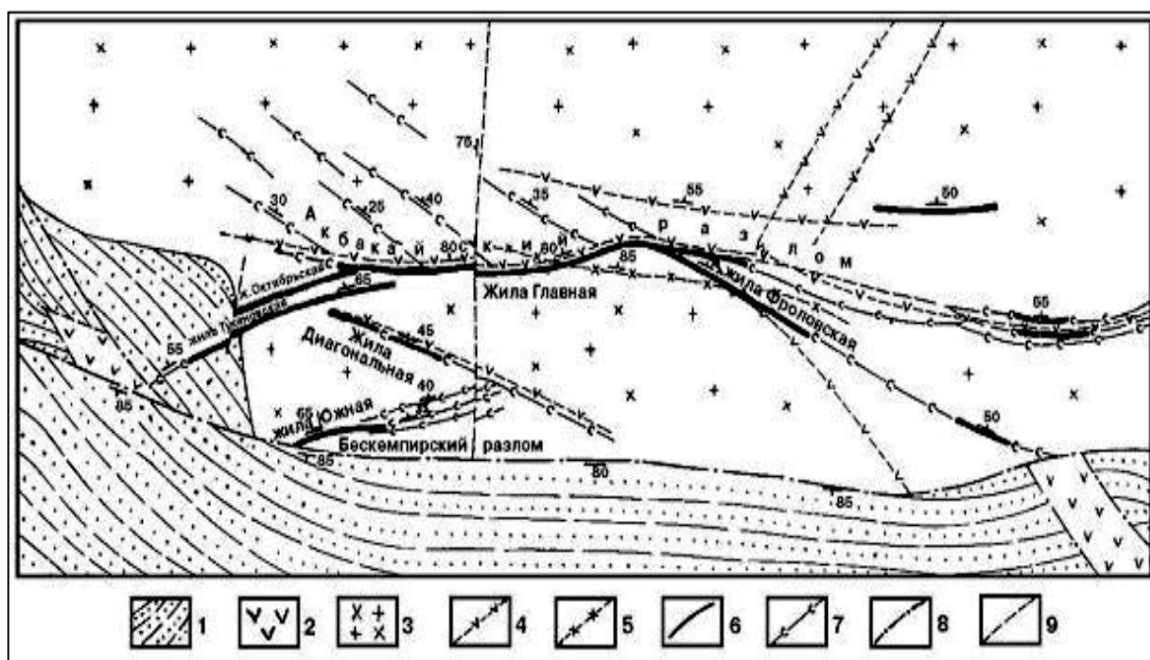


Рис. 4 – Месторождение «Акбакай». 1-песчано-сланцевая толща (ордовик), 2-андезиты и андезитобазальтовые порфиры (девон), 3-диориты, гранодиориты, 4-5-дайки: 4-лампрофиры, диабазовые порфиры, 5- гранодиорит-порфиры, 6-золотоносные кварцевые жилы с промышленным оруденением, 7-жилы березитов и зоны гидротермально измененных пород с бедной золотоносностью, 8-крупные разломы, 9-прочие разрывные нарушения.

В итоге морфологию рудных тел Акбакайского месторождения можно описать как довольно простую, но переменчивую по мощности.

Таблица 1

Запасы месторождения «Акбакай»									
Месторождение	Показатель	Ед. изм.	SRK2014 ¹			ГКЗ 2015			
			M&I	Inferred	Итого	C1	C2	Забаланс	Итого
«Акбакай»	Руда	т. т	1400	3778	5178	601,2	1322	1264	3187
	Содержание	г/т	6,57	4,53	5,08	33,24	10,78	4,84	12,66
	Металл	кг	9200	17126	26326	19986	14250	6118	40354

SRK2014¹: *A feasibility study for the Akbakai mines, Rfzfrhstan, SRK Consulting, April 2014 (JORC Code 2004)*

3 Краткая гидрогеологическая характеристика месторождения

При изучении гидрогеологии, в период детальной разведки месторождения «Акбакай», было установлено, что месторождение можно отнести к простому типу по степени осложненности. На верхних горизонтах месторождения определены грунтовые и трещинные воды. Максимальная глубина развития трещиноватости 290 м, а мощность зоны открытой трещиноватости 50-60 м. Уровень зеркала подземных вод отмечается на глубине 0,2-16 м, водобильность горных пород невысокая, дебиты из скважин не превышают 0,1 л/с. Вычисления показали, что прогнозные водопритоки в горные выработки при глубине шахты 300 метров составило 20 м³ /час, а при глубине шахты 500 метров – 32 м³ /час. В химический состав воды входит хлоридно-сульфатно-натриевые, а их минерализация колеблется в пределах от 4.8 до 10.8 г/дм³, жесткость в интервале 2,5–2,8 мг/экв/л, а РН равна 7,6-7,95.

4 Система разработки месторождения

Месторождение разрабатывается подземным методом, вскрыто вертикальными стволами по центру месторождения и вдоль рудного тела наклонно-транспортным съездом, также вентиляционными восстающими на флангах.

В центре месторождения находится шахта «Главная». Ствол предназначен для спуска и подъема людей (оборудован 2 клетями), а также для выдачи горной породы на поверхность. Для вскрытия и подготовки низлежащих горизонтов применяется ствол РЭШ-1, также служит запасным выходом на поверхность, предназначен для доставки материалов и оборудования, спуска и подъема персонала.

Добыча руды на месторождении «Акбакай» осуществляется подземным методом с применением самоходного оборудования. При отработке месторождения применяются 2 вида системы: система разработки с маганизированием руды для крутопадающих кварцевых жил; система разработки подэтажными штреками для наклонных кварцевых жил с применением скважинной веерной отбойки.

При системе разработки подэтажными штреками параметры блока составляют ширина 700-800 м, а высота камеры по простиранию до 10-15 м. Наклонно-транспортными съездами вскрываются горизонты и запасы участка с использованием самоходной машины, при этом скорость проходки составляет 150-160 п.м. в месяц.

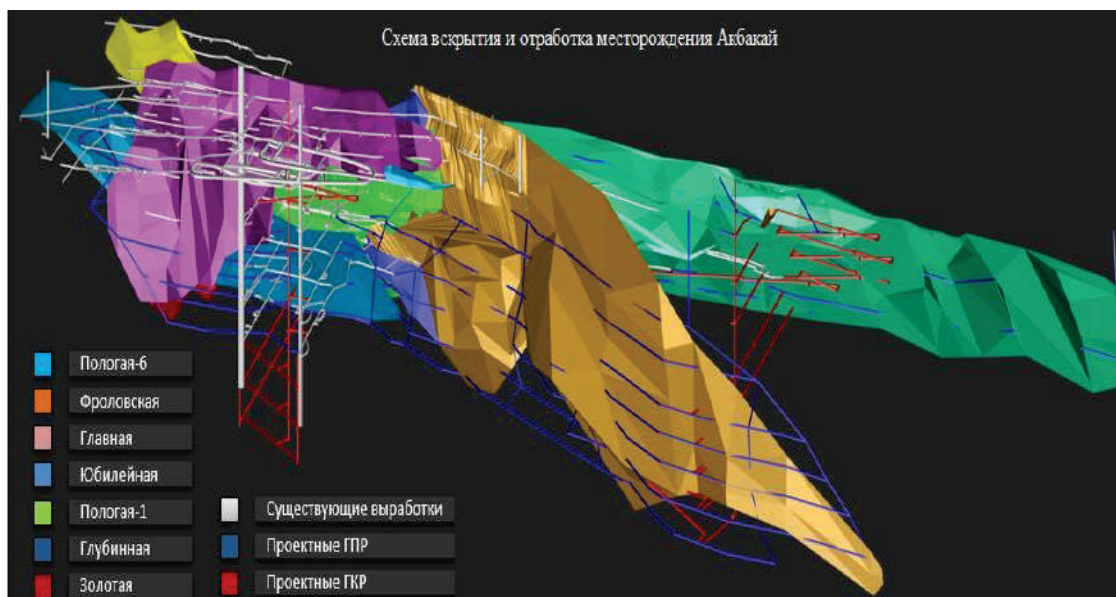


Рис. 5 - Схема вскрытия и отработка месторождения «Акбакай»
(вид с юго- востока на северо- запад)

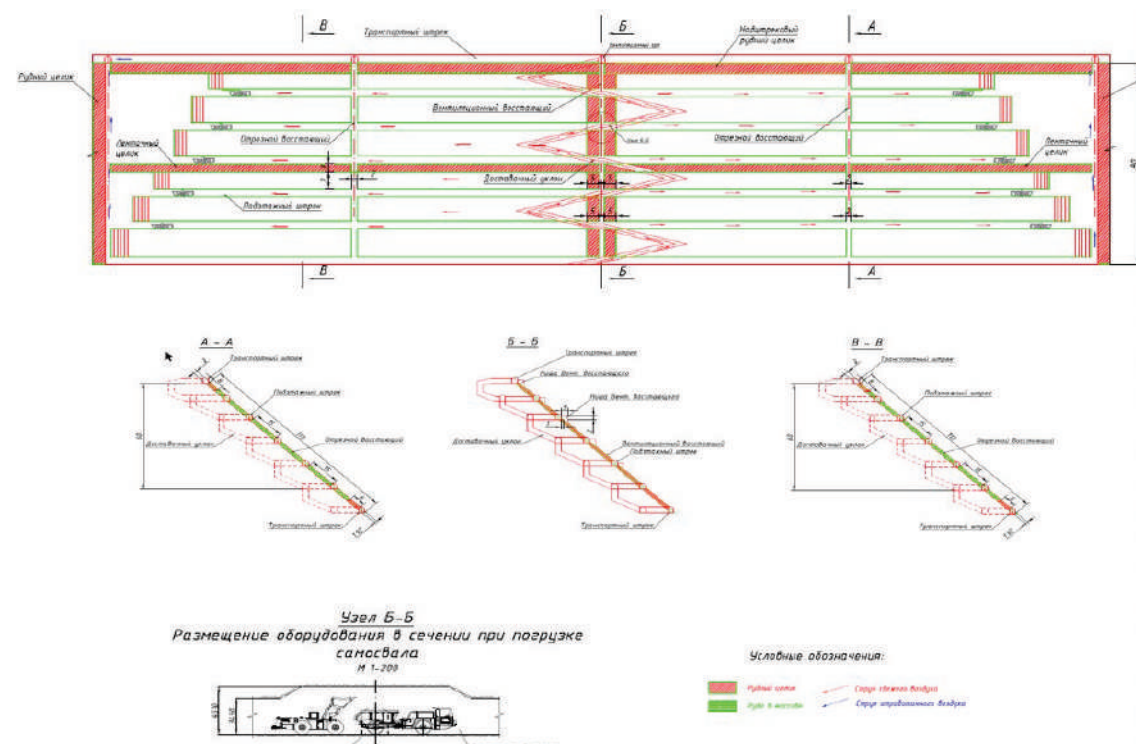


Рис. 6 - Подэтажно-камерная система разработки с торцевым выпуском руды

ЛИТЕРАТУРА

1. Обоснование эффективной технологии подземной разработки золоторудных жил малой мощности наклонного залегания: на примере Ирокиндского месторождения. Автореферат. К.Т.Н. Павлов Александр Митрофанович.
2. Ваулин О.В. (составитель) Жамбылская область. Золото. Справочник. Тараз - Бишкек, «РОКИЗОЛ», 2016-94 с.
3. <http://info.geology.gov.kz/ru/informatsiya/spravochnik-mestorozhdenij-kazakhstana/tverdye-poleznye-iskopaemye/item/%D0%B0%D0%BA%D0%B1%D0%B0%D0%BA%D0%B0%D0%B9-4>
- 4.

5. <https://stud.kz/ru/referat/show/31961>
6. <https://www.altynalmas.kz/akbakay>

"Ақбақай" алтын кен орны
Ж. М. Юсупов^{id}, Е. Е. Искаков^{id}

Андатпа. Бұл мақала "Ақбақай" алтын кен орнына арналған. Онда кен орнының ауданы, атап айтқанда кен орнының орналасуы, аймақтың климаты, электр энергиясымен, техникалық және ауыз сумен қамтамасыз етілуі туралы жалпы мәліметтер келтірілген. Сондай-ақ, кен денелерінің морфологиясы, негізгі кен аймағындағы кварц өзектері, атап айтқанда 5 тік және 9 төмен түсетін өзектер қысқаша сипатталған. Кестеде "Ақбақай" кен орнының қорлары көрсетілген. Сонымен қатар, кен орнының гидрогеологиялық сипаттамасы көрсетілген. Қорытындыда жүйенің екі түрін қолдана отырып, "Ақбақай" кен орнын ашу және өңдеу схемасы сипатталған: тік түсетін талсымдар үшін және көлбеу талсымдарға арналған қабаттық қуақаз.

Негізгі сөздер. "Ақбақай" алтын кен орны, жерасты қазу, кварц-талшықты, қуаты аз кен денесі, игеру жүйесі.

«Akbakai» gold deposit
Z.M.Yussupov^{id}, E.E. Iskakov^{id}

Abstract. This review article is devoted to the gold deposit «Akbakai». It provides general information on the area of the deposit, in particular the location of the deposit, the local climate, electricity, technical and drinking water. Also briefly described is the morphology of ore bodies, quartz veins within the main ore zone, namely 5 steep cores and 9 gentle veins. The table shows the reserves of the «Akbakai» field. In addition, the hydrogeological characteristics of the deposit are indicated. And in the conclusion the scheme of opening and working out of the deposit «Akbakai» with the use of two types of systems: the shopping of ore for steeply falling cores and under-storey rods for sloping cores is described.

Keywords. Gold ore deposit «Akbakai», underground development, quartz-core, low-power ore body, development system.

**ТРУДЫ МЕЖДУНАРОДНОЙ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКОЙ КОНФЕРЕНЦИИ
«САТПАЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ – 2022. ТРЕНДЫ СОВРЕМЕННЫХ НАУЧНЫХ
ИССЛЕДОВАНИЙ»**

Том 2

Подписано в печать 11.02.2022 г.
Тираж – 100 экз. Формат – 60х84х 1/16.
Бумага типогр. № 1. Уч.-изд.л. 73,4.
Усл. п.л. 68,3. Заказ № 299. Цена договорная.
Издание Казахского национального исследовательского
технического университета имени К.И. Сатпаева
Издательство «Polytech»
г. Алматы, ул. Сатпаева, 22

ISBN 978-601-323-291-1



ISBN 978-601-323-294-2





SATBAYEV
UNIVERSITY



СӘТБАЕВ ОҚУЛАРЫ
САТПАЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ
SATBAYEV CONFERENCE

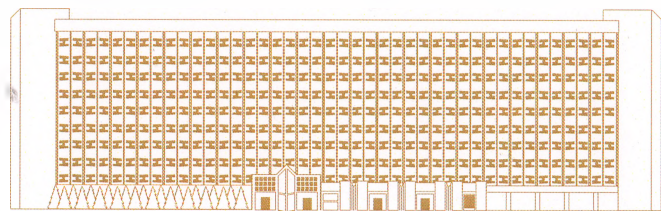
Сертификат *Certificate*

«СӘТБАЕВ ОҚУЛАРЫ-2022. ҚАЗІРГІ ҒЫЛЫМИ ЗЕРТТЕУЛЕРДІҢ ТРЕНДТЕРІ»
«SATBAYEV CONFERENCE-2022. TRENDS IN MODERN SCIENTIFIC RESEARCH»

Халықаралық ғылыми-практикалық конференцияға жоғарғы деңгейлі
International research and Practice conference on the topic

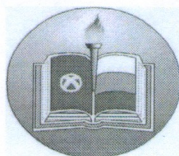
«Золоторудное месторождение «Акбакай»»
«Akbaikai» gold deposit
(Ж.М. Юсупов, Е.Е. Искаков)

атты мазмұнды баяндама ұсынғаны үшін беріледі.
for providing a high-level semantic report.



Басқарма мүшесі -
Ғылым және халықаралық
ынтымақтастық жөніндегі проректор
Ә. Шөкпаров

Кыргыз Республикасынын билим
беруу жана илим Министрлиги
Россия Федерациясынын билим беруу
жана илим Министрлиги
**Жогорку профессионалдык билим
беруунун мамлекеттик билим беруучу
окуу жайы Кыргызстан-Россия
Славян университети**
720000, Бишкек ш.,
Киев коч. 44
Тел.: (0 996-312) 66 25 67, 43 11 69
Факс: (0 996-312) 43 11 69, 43 11 71
E-mail: krsu@krsu.edu.kg
расчеттук эсеп №1030120010765517
ГОПУ ОАО КБ «Кыргызстан» Бишкек ш.
БИК 103001
ИНН 01512199310054
2033345 9



Министерство образования и науки
Кыргызской Республики
Министерство образования и науки
Российской Федерации
**Государственное образовательное
учреждение высшего профессионального
образования Кыргызско-Российский
Славянский университет**
720000, г. Бишкек,
ул. Киевская, 44
Тел.: (0 996-312) 66 25 67, 43 11 69
Факс: (0 996-312) 43 11 69, 43 11 71
E-mail: krsu@krsu.edu.kg
расчетный счет №1030120010765517
ГОПУ ОАО КБ «Кыргызстан» г. Бишкек
БИК 103001
ИНН 01512199310054
2033345 9

0253101 2

«26» мая 2023 г.

Научная статья **«Оценка перспективы развития золотодобывающей
отрасли Республики Казахстан»** авторов

Турсбеков С.В., Юсупов Ж.М. принята на публикацию в журнал «Вестник
КРСУ» № 9 том 23 и находится в производстве.

Научный рецензируемый журнал «Вестник Кыргызско-Российского
Славянского университета» входит в Перечень российских рецензируемых
научных журналов ВАК Министерства образования и науки РФ (дата
включения журнала в новый Перечень ВАК РФ от 01.12. 2015 г. №202).

Журнал включен в Российский индекс научного цитирования (РИНЦ).

Зам. гл. редактора,
д-р физ.-мат. наук, профессор

Исп. Кудашева Л.А.
Тел. 43-29-08

/ Лелевкин В.М.



МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ ПРИ ОТРАБОТКЕ ЗАПАСОВ РУДНИКА ХАНДИЗА ПОДЗЕМНОМ СПОСОБОМ

Мардонов И. Н., Махмудов Д. Р., Худойбердиев Ф. Т.

ТашГТУ

Темиров Т. Х.

Альмалыкский ГМК

Юсупов Ж. М.

КазНИТУ

Аннотация: Достоверное определение потерь и разубоживания руды имеет колоссальное значение для решения важнейших экономических задач в горном деле. Прежде всего, при выборе и сравнении способов и систем разработки, определении производственной мощности и остальных параметров рудника.

Ключевые слова: Потери руды, разубоживания руды, эксплуатационные запасы, рудник, затраты, ущерб, полиметаллические руды, извлекаемость.

Определение рациональной величины показателей извлечения руды при добыче является одним из важнейших вопросов недропользования. Особенно важен он при разработке полиметаллических руд подземным способом вследствие как достаточно высокой ценности руды, как правило, являющейся многокомпонентной, так и из-за значительных затрат на добычу и переработку руды. В связи с этим актуальным является экономическая оценка потерь и разубоживания при подземной разработке месторождений. Между тем в настоящее время нет общепринятой современной методики этой оценки, как нет и соответствующих нормативных документов.

Сейчас для технико-экономических расчетов в области горного производства обычно применяется методика, позволяющая в режиме денежного потока достаточно полно учесть капитальные и эксплуатационные затраты, и их дисконтирование по времени. Экономическая оценка потерь и разубоживания по данной методике вполне возможна, более того она напрямую регламентируется в ряде нормативных документов для проектных работ, например [1]. С другой стороны, данная методика требует детального обоснования капитальных вложений и их распределения во времени. Такое требование сравнительно легко выполняется на стадии составления проекта на разработку месторождения, но вызывает значительные затруднения применительно к условиям действующего в течении многих лет горного производства - учет ранее произведенных капитальных затрат обычно практически невозможен вследствие существенного колебания цен и курсов валют, и большой номенклатуры капитальных работ за период существования предприятия[2].

Вследствие этого методика с точки зрения расчетов показателей извлечения руды при добыче целесообразна на стадиях проектных работ, как правило, на этапе проектирования системы разработки. Обычно на этом этапе не производится прямой оценки потерь и разубоживания - но они обязательно учитываются при выборе системы разработки и ее



параметров. При этом следует учесть, что величины потерь и разубоживания для разных систем разработки могут отличаться в несколько раз[3].

Для оперативного расчета потерь и разубоживания методика, во-первых, слишком громоздка, во-вторых, требует учета большого количества исходных данных, получение которых в условиях действующего предприятия часто затруднительно.

Объективная оценка ущерба от потерь и от разубоживания полезных ископаемых необходима как при выборе технологии добычных работ, так и для анализа их результатов. В одинаковых горно-технических условиях менее дорогие технологии добычи обычно обеспечивают относительно большую производительность по добытой рудной массе. Но, как правило, для них характерно повышение уровней потерь и разубоживания руды и соответственно более низкое качество добычи [4,5].

Удельный ущерб от потерь части ценности руды в общем виде

$$U_p = P \cdot z, \text{ у.е./т. руды, (1)}$$

где P - коэффициент потерь руды при добыче, доли ед.; z - ценность руды, руб. (у.е.)/т.

Данное выражение можно представить на базе валовой и извлекаемой ценности потерянной руды (см. подразд. 1.3):

$$U_{p_v} = P \cdot z = P \sum_{i=1}^n \alpha_i c_i, \text{ у.е./т; (2)}$$

$$U_{p_{извл}} = P \cdot z_{извл} = P(1-P) \epsilon \left(\sum_{i=1}^n \alpha_i c_i - \Sigma C_{дтп} \right), \text{ у.е./т; (3)}$$

где α_i - содержание в руде i -го компонента, доли ед. (%); c_i - цена i -го металла руб. (у.е.)/т; ϵ - коэффициент извлечения металла при переработке руды; $C_{дтп}$ - суммарная себестоимость добычи, транспорта и переработки 1 т руды.

Общий ущерб от потерь части рудных запасов

$$U_p = u_p Q_6, \text{ у.е. (4)}$$

где Q_6 - количество балансовых запасов руды, подлежащих выемке, т.

Оценивая потери полезных ископаемых в недрах, необходимо чётко различать, какие из них являются действительно безвозвратно теряемыми, а какие должны рассматриваться как временно оставляемые в недрах, поскольку сохраняется на будущее время реальная возможность их извлечения[6,7].

Ущерб от разубоживания руды, по существу, характеризует дополнительные затраты на перерабатывающем производстве, вызванные ухудшением её качества. Для компенсации снижения содержания металлов в добытой рудной массе необходимо увеличивать затраты средств на добычу, транспорт и переработку дополнительного количества руды. Как следствие, возрастают и общие затраты по всему горно-металлургическому комплексу производств.

Удельный экономический ущерб от разубоживания руды можно представить суммой дополнительных (непроизводительных) затрат средств на добычу, транспорт и переработку примешавшихся к балансовой руде пустых пород и некондиционных руд, снижающих качество добытого минерального продукта:

$$U_R = \Sigma C_{дтп} R, \text{ у.е. (5)}$$



Общий ущерб от разубоживания

$$U_R = u_R Q_3 \text{ у.е. (6)}$$

где Q_3 -количество горных пород, засоряющих руду, предопределяющее снижение её качества.

В качестве затрат обычно принимается себестоимость добычи и обогащения. При этом надо иметь в виду, что в составе себестоимости амортизационные отчисления не являются затратами - это компенсация понесенных предприятием инвестиционных вложений. Но так как при экономической оценке показателей извлечения следует учитывать как эксплуатационные, так и капитальные затраты, амортизационные отчисления в себестоимости условно можно считать величиной капитальных затрат, отнесенных на единицу продукции.

Для решения вопроса о допустимости использования данного критерия для оценки показателей извлечения нами выполнены расчеты по вышерассмотренным методикам применительно к строительству и разработке типичного полиметаллического рудника с балансовыми запасами 20,9 млн. т и производительностью 600 тыс. т руды в год.

Цена металлов в концентрате принята равной 50 % текущей мировой цены металла. Такая цена близка к фактической выручке горнорудных предприятий при реализации конечной продукции.

В качестве эксплуатационных затрат принята усредненная суммарная себестоимость добычи и обогащения медной руды на аналогичных предприятиях.

Расчеты по первой методике производились на весь срок существования рудника, коэффициент дисконтирования принимался равным 10 %, а из величины себестоимости вычитались амортизационные отчисления. Остальные исходные данные:

- извлекаемыми полезными компонентами для данного полиметаллического рудника являются свинец, цинк и медь;
- цена меди в концентрате - 533.68 у.е./т.
- цена свинец в концентрате - 283.4 у.е./т.
- цена цинка в концентрате - 492.41 у.е./т.;
- полная себестоимость добычи, транспортировки и обогащения, включая затраты на разведочные работы - 202.95 у.е./т.

Содержание полезного компонента на экспериментальном блоке следующее: медь - 0,6%; свинец - 2,0%; цинк - 4,95%.

Извлечение ε_0 металлов при обогащении при принятом содержании: меди в медный концентрат - 56%; свинца в свинцовый концентрат - 61%; цинка в цинковый концентрат - 77%.

Изменение содержания металла в добытой руде за счет потерь и разубоживания приводит к изменению величины извлечения металлов при обогащении, что также учитывалось в расчетах.

Расчеты были произведены для интервала изменения показателей потерь и разубоживания от 0 до 24% с интервалы в 2%. Результаты представлены в виде ущерба от потери и разубоживания на 1 т балансовых запасов. Алгоритм расчета предусматривал первоначальный подсчет эксплуатационных запасов, содержания меди и цинка в добытой руды, соответствующего изменения ценности и срока отработки месторождения в зависи-



мости от величины потерь и разубоживания.

Результаты расчетов представлены в табл.1.

Удельный ущерб от потерь руды

$$U_{p_{извл}} = P * z_{извл} = P(1-P) \epsilon \left(\sum_{i=1}^n \alpha_i \Pi_i - \Sigma C_{дтп} \right), \text{ у.е./т};$$

Ущерб от потерь руды

$$U_p = u_{p_{извл}} * Q_6; \text{ млн у.е.}$$

Удельный ущерб от разубоживания руды

$$u_R = \Sigma C_{дтп} R; \text{ у.е./т.}$$

Дополнительное количество добываемой рудной массы по причине разубоживания

$$Q_3 = R * Q_6; \text{ млн.т.}$$

Ущерб от разубоживания руды

$$U_R = u_R * Q_3; \text{ млн у.е.}$$

Суммарный ущерб от потерь и разубоживания руды

$$U_p + U_R; \text{ млн у.е.}$$

Таблица 1. Ущерб от потерь и разубоживания вследствие снижения балансовой прибыли, у.е. на 1 т балансовых запасов

Потери, %	Разубоживание, %												
	0	2	4	6	8	10	12	14	16	18	20	22	24
0	0	3.96	7.92	11.8	15.84	19.8	23.76	27.72	31.68	35.64	39.6	43.56	47.52
2	21.78	25.74	29.7	33.58	37.62	41.58	45.54	49.5	53.46	57.42	61.38	65.34	69.3
4	42.68	46.64	50.6	54.48	58.52	62.48	66.44	70.4	74.36	78.32	82.28	86.24	90.2
6	62.69	66.65	70.61	74.49	78.53	82.49	86.45	90.41	94.37	98.33	102.29	106.25	110.21
8	81.8	85.76	89.72	93.6	97.64	101.6	105.56	109.52	113.48	117.44	121.4	125.36	129.32
10	100.03	106.99	110.95	114.83	118.87	122.83	126.79	130.75	134.71	138.67	142.63	146.59	150.55
12	117.7	121.66	125.62	129.5	133.54	137.5	141.46	145.42	149.38	153.34	157.3	161.26	165.22
14	134.3	138.26	142.22	146.1	150.14	154.1	158.06	162.02	165.98	169.94	173.9	177.86	181.82
16	149.8	153.76	157.72	161.6	165.64	169.6	172.96	177.52	181.48	185.44	189.4	193.36	197.32
18	164.6	168.56	172.52	176.4	180.44	184.4	188.36	192.32	196.28	200.24	204.2	208.16	212.12
20	178.4	182.36	186.32	190.2	194.24	198.2	202.16	206.12	210.08	214.04	218	221.96	225.92
22	191.3	195.26	199.22	203.1	207.14	211.1	215.06	219.02	222.98	226.94	230.9	234.86	238.82
24	203.4	207.36	211.32	215.2	219.24	223.2	227.16	231.12	235.08	239.04	243	246.96	250.92



Сравнение данных табл. 1 показывает, что и в том, и в другой случае прослеживается прямо пропорциональная зависимость ущерба как от потерь, так и от разубоживания. Вследствие этого можно считать, что в тех случаях, когда при расчетах показателей извлечения можно не учитывать фактор времени и важна не абсолютная, а относительная величина ущерба, вполне может использоваться более простая методика оценки по прибыли на 1 т балансовых запасов.

При принятии технологических решений, изменяющих величины потерь и разубоживания руды, необходимо учитывать в общем случае их разную экономическую значимость. В одних случаях, особенно для очень ценных полезных ископаемых при относительно небольшой себестоимости производства, 1% потерь предопределяет больший ущерб, чем ущерб от 1% разубоживания. В других - могут быть любые иные результаты. Это обстоятельство необходимо использовать, устанавливая для горно-добычных работ такое соотношение потерь и разубоживания, при котором обеспечивался бы минимальный суммарный ущерб.

В процессе горно-добычных работ формируется обратная взаимозависимость между величинами потерь и разубоживания. Механизм образования этой связи можно проследить на рис. 1.

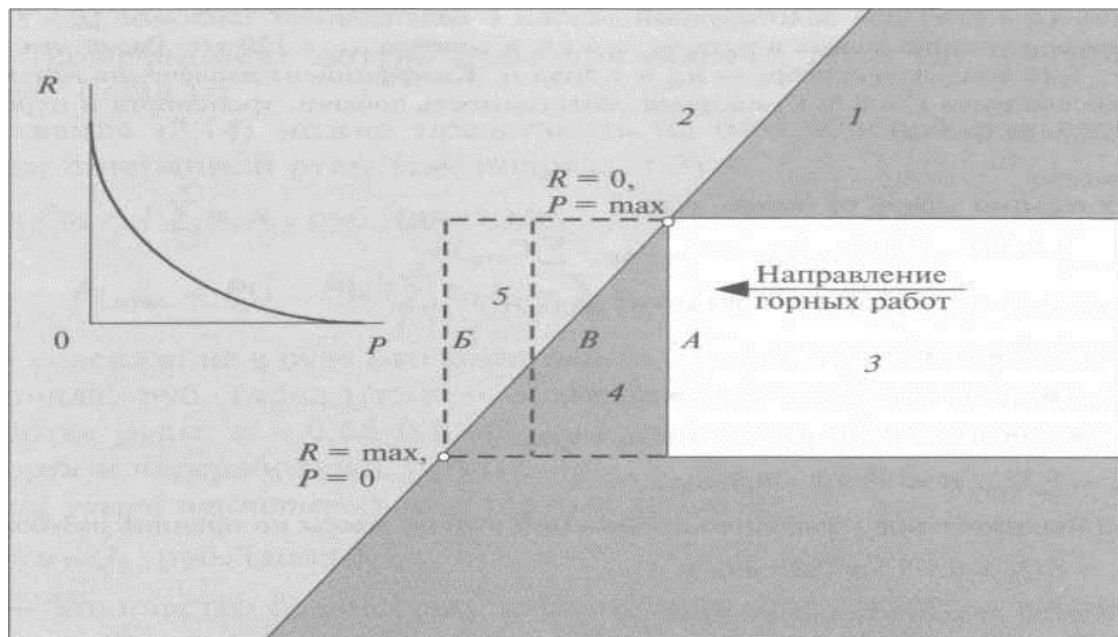


Рис. 1. Взаимосвязь потерь и разубоживания руды

1-рудное тело; 2-вмещающие горные породы; 3-выработанное пространство; 4-теряемая часть руды при положении горных работ в позиции А;

5-засоряющие руду горные породы в позиции Б.

Таким образом, если развивать горные работы лишь до позиции А, то тем самым не будут затронуты пустые горные породы и это не приведёт к засорению добытой руды. Как следствие, разубоживание будет равно нулю, но потери руды достигнут максимального значения. В случае же дальнейшего продвижения горных работ до позиции Б будет получен обратный результат: максимальное разубоживание при нулевых потерях руды.



Промежуточные, между *A* и *B*, положения горных работ дают переходные результаты. Таким образом, зная экономическую значимость потерь и разубоживания полезного ископаемого, можно минимизировать общий экономический ущерб, рационально регулируя соотношение потерь и разубоживания полезных ископаемых в процессе их добычи.

Библиографический список

1. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. Ташкент, 2003г.
2. Именитов В.Р. Системы подземной разработки рудных месторождений. - М.: МГГУ, 2000. – 297 с.
3. Именитов В.Р., Ковалев И.А., Уралов В.С. Моделирование обрушения и выпуска руды. – М.: МГИ, 1991. – 151 с.
4. Ломоносов Г.Г. Производственные процессы подземной разработки рудных месторождений. Учебник для горных вузов. Изд. Горная книга 2013 г.
5. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. М.: изд-во МГГУ, 2003-795с.
6. Слащилин И.Т., Романько А.Д. Прогнозирование показателей извлечения руды при системах разработки с массовым обрушением руды. Уч. пособие. Свердловск: изд. УПИ им. С.М.Кирова, 1980. – 53с.
7. Пути снижения потерь и разубоживания руды при отработке приконтурных запасов системами разработки с обрушением руды и вмещающих пород. Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1(17). - С. 14-18.