

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАНА

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Горное дело»

Цой Александр Сергеевич

«Обосновать возможность применения системы с закладкой для глубоких
горизонтов Кемпирсайского месторождения»

ДИПЛОМНАЯ РАБОТА

Специальность 5В070700 – Горное дело

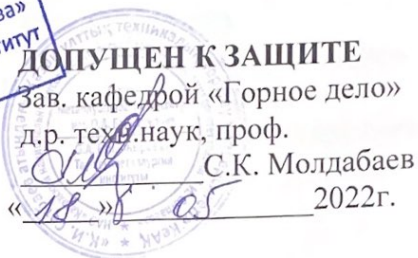
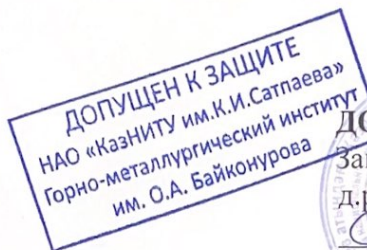
Алматы 2022

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАНА

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Горное дело»



ДИПЛОМНАЯ РАБОТА

На тему: «Обосновать возможность применения системы с закладкой для
глубоких горизонтов Кемпирсайского месторождения»

по специальности 5В070700 – Горное дело

Выполнил

Цой А.С.



Рецензент

кадр. г.о. ТОО «АНТА»

В.В. Грязнов

«18» 05 2022г.

Научный руководитель,
Доктор технических наук
Юсупов Х.А.

«13» 05 2022г.

Алматы 2022

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАНА
Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Горное дело»

УТВЕРЖДАЮ
Зав. кафедрой «Горное дело»
д.р. техн. наук, проф.
С.К. Молдабаев
«18» 05 2022г.

ЗАДАНИЕ
на выполнение дипломной работы

Обучающемуся Цой Александр Сергеевич

Тема: «Обосновать возможность применения системы с закладкой для глубоких горизонтов Кемпирсайского месторождения»

Утверждена приказом Ректора Университета №489-п от "24" дек. 2021г.
Срок сдачи законченной работы "16" мая 2022г.

Исходные данные к дипломной работе:

- 1) Геологические данные месторождения
- 2) Состояние подземных горных работ на месторождении

Краткое содержание дипломной работы:

- а) общие сведения
- б) вскрытие месторождения
- в) система разработки
- г) охрана окружающей среды, охрана труда и охрана недр
- д) экономика рудника

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей): схема вскрытия месторождения, система разработки месторождения, генеральный план поверхности

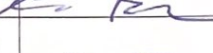
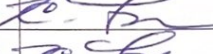
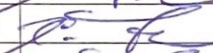
Рекомендуемая основная литература:

- 1) Байконуров О.А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. –Алма-Ата: Наука, 1969.

ГРАФИК
Подготовка дипломной работы

Наименование разделов	Сроки представления научному руководителю	Примечание
Общие сведения	01.01.2022 – 05.01.2022	
Основные параметры рудника	10.01.2020 – 15.01.2022	
Вскрытие месторождения	01.02.2022 – 15.02.2022	
Выбор системы разработки месторождения	03.03.2022 – 20.03.2022	
Охрана окружающей среды	30.03.2022 – 05.04.2022	
Охрана труда	10.04.2022 – 15.04.2022	
Охрана недр	15.04.2022 – 20.04.2022	
Экономика рудника	25.04.2022 – 30.04.2022	

Подписи
консультантов и нормоконтролера на законченную дипломную работу

Наименование разделов	Научный руководитель, консультанты	Дата подписания	Подпись
Общие сведения	Юсупов Х.А.	05.01.2022	
Основные параметры рудника	Юсупов Х.А.	15.01.2022	
Вскрытие месторождения	Юсупов Х.А.	15.02.2022	
Выбор системы разработки	Юсупов Х.А.	10.03.2022	
Охрана окружающей среды	Юсупов Х.А.	05.04.2022	
Охрана труда	Юсупов Х.А.	15.04.2022	
Охрана недр	Юсупов Х.А.	20.04.2022	
Экономика рудника	Юсупов Х.А.	30.04.2022	
Нормоконтролер	Мендескина Д.С.	17.05.22	

Научный руководитель



Юсупов Х.А.

Задания принял к исполнению



Цой А.С.

Дата

«17» 05

2022 г.

АНДАТПА

Дипломдық жұмыс кіріспеден, бес бөлімнен, қорытындыдан және пайдаланылған әдебиеттер тізімінен тұрады. Ол кен орнының геологиялық сипаттамасы туралы ақпарат береді, кеніштің негізгі параметрлерін анықтайды, кен орнын ашу мен игерудің экономикалық сұлбасын таңдау есептерін береді. Кенді ыдыратудың параметрлері мен көрсеткіштерінің есебі, игеру жүйесі бойынша 1 тонна кеннің құны келтірілген.

АННОТАЦИЯ

Дипломная работа состоит из введения, пяти разделов, заключения и списка использованной литературы. В ней дается информация о геологической характеристике месторождения, определены основные параметры рудника, приведены расчеты по выбору экономичной схемы вскрытия и системы разработки месторождения. Приведен расчет параметров и показателей отбойки руды, себестоимости 1т руды по системе разработки.

ABSTRACT

The diploma work consists of introduction, five sections, conclusion and list of references. It provides information on the geological characteristics of the deposit, determines the main parameters of the mine, provides calculations for choosing an economical discovery scheme and field development system. The calculation of the parameters and indicators of ore breaking, the cost of 1 ton of ore according to the development system is given.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	9
1 Общие сведения о месторождении	10
1.1 Геология месторождения «Кемпирсай»	10
1.2 Краткая горно-геологическая характеристика месторождения Кемпирсай	11
1.3 Оценка запасов	12
1.4 Применяемый способ разработки	12
2 Определение основных параметров рудника	14
2.1 Исходные данные для проектирования	14
2.2 Определение запасов месторождения «Кемпирсай»	14
2.3 Определение годовой производительности и срока службы рудника	14
3 Горная часть	16
3.1 Выбор способа вскрытия месторождения	16
3.2 Выбор и сравнительная оценка систем разработки	23
3.3 Описание системы разработки с отбойкой горизонтальными слоями и закладкой в нисходящем порядке	25
3.4 Расчет параметров шпуровой отбойки	27
4 Вспомогательные разделы	30
4.1 Генеральный план поверхности	30
4.2 Охрана труда	30
4.3 Охрана окружающей среды	31
4.4 Охрана недр	31
5 Экономическая часть	33
5.1 Организация и управление производством	33
5.2 Расчет себестоимости добычи	33
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	35
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	36

ВВЕДЕНИЕ

Уровень развития горнодобывающей промышленности страны, играет огромную роль в создании материально-технической базы Республики Казахстан. Наша страна перешла к большим объемам горных работ, исчисляемых миллиардами кубических метров в год. Осуществление таких намеченных программ развития и совершенствования горнорудной промышленности, а также с учетом увеличения глубины горных работ, произойдет в результате преимущественного развития подземного способа разработки месторождений полезных ископаемых.

В дипломном проекте рассмотрен актуальный вопрос возможности применения системы разработки с закладкой для глубоких горизонтов месторождения «Кемпирсай». В настоящее время на месторождении «Кемпирсай» ведется добыча полезного ископаемого подземным способом, с применением системы разработки с подэтажным обрушением. Однако, с увеличением глубины горных работ применяемая система разработки становится экономически не выгодной. Поэтому, основными задачами данной работы являются выбор способа вскрытия и системы разработки для глубоких горизонтов месторождения.

1 Общие сведения о месторождении

1.1 Геология месторождения «Кемпирсай»

Кемпирсайское месторождение хрома расположено в Актюбинской обл. Казахстана. Хромовые шахты Донского ГОК находятся рядом с городом Хромтау в северо-западной части Казахстана, 90 км к востоку от Актобе, административного центра Актюбинской области. В настоящее время в эксплуатации находятся две шахты, карьер, две обогатительных фабрики, две установки по производству окатышей и две установки переработки тонкодисперсных хвостов:

- шахта «10-летия независимости Казахстана» (обычно именуемая «ШДНК»);
- шахта «Молодежная»;
- карьер «Южный» (20-летия Казахской ССР);
- фабрика № 1 (ДОФ-1);
- фабрика № 2 (ФООР);
- фабрики тонкого обогащения ОМК-1 и ОМК-2;
- установка по производству окатышей № 1 (УПО-1);
- установка по производству окатышей № 2 (УПО-2);
- установка переработки хвостов № 1.

Месторождения хромовых руд были открыты в 1930-х годах, добыча из Донского карьера началась в 1938 году. Годовая добыча составила более 1 млн. тонн в 1959 году и 3 млн тонн в 1973 году. Добыча из шахты «Молодежная» началась в 1982 году, ШДНК была введена в эксплуатацию в 1999 году. Всего с начала добычи в 1938 году выработано 24 карьера. Из них Южный карьер до сих пор находится в эксплуатации, его закрытие запланировано на 2022 год. В 1995 году произошло объединение горно-обогатительных сооружений Донского ГОК с Актюбинским заводом ферросплавов и Аксуским заводом ферросплавов в АО «Казхром».

Донской ГОК обслуживается асфальтированной дорогой и железнодорожными ветками к западу от Актобе и к востоку от Астаны и Аксуского завода ферросплавов. Снабжение электроэнергией осуществляется через энергетическую систему Казахстана. В топографическом плане вся центральная и северная территория Казахстана представляет собой преимущественно плоскую открытую степную местность без древесной растительности. С учетом текущей сырьевой базы и прогноза добычи эксплуатация Донского ГОК планируется до 2051 года.

Все площадки АО «Казхром» находятся на участках, характеризующихся резко континентальным климатом с жарким сухим летом с максимальной температурой выше 40°C и температурой в зимнее время ниже -40°C. Средняя температура составляет ниже 0°C в течение 200 дней в году, при этом

вечномерзлые породы на территории отсутствуют. Участки относятся к полужасушливым со среднегодовым количеством осадков 350 мм, большинство из которых выпадает в осенний и зимний периоды. Грозы могут сопровождаться ливнями с количеством осадков 50 мм за одно явление

1.2 Краткая горно-геологическая характеристика месторождения Кемпирсай

Залежи хромовой руды в Хромтау расположены на южной границы Уральских гор в Кемпирсайском массиве, в Варсиановом офиолитовом комплексом протяженностью более 2000 км². В пределах Кемпирсайского массива существует несколько залежей хромовой руды, при этом залежи рядом с Хромтау является крупнейшим и имеет самое высокое содержание руды. Залежи хромовой руды Донской, проявляющиеся на основном месторождении, встречаются на участке длиной порядка 22 км и шириной 7 км.

Удлиненные линзы хромовой руды в пределах залежей Донской состоят из хромовой руды, варьирующейся от плотной до массивной породы ((Fe,Mg)(Cr,Al,Fe)2O₄), являющейся минералом, обогащенным хромом. Удлиненные линзы обычно имеют большую длину и простираются на несколько сотен метров по склонению и имеют переменную толщину, в среднем составляющую примерно 50 м. Контакт между удлиненными линзами хромовой руды и вмещающей породой, представляющей серпентит, обычно очень контрастный (резкий) или с постепенным переходом на расстоянии 1–2 м, выделяющийся мелкими вкраплениями хромита. Большая часть минерализации классифицируется как «Массивная», представляющая более 90 % хромовой руды. Размер зерна обычно варьируется от 2 до 20 мм. Также присутствуют два дополнительных типа минерализации, а именно: «мелковкрапленный» и «порфирный», которые на текущий момент исключены из оценок ГКЗ из-за низкого содержания руды. Основное различие между мелковкрапленным и порфирным типом заключается в размере зерна: при порфирной минерализации обычно наблюдаются скопления хромита диаметром от 0,5 до 10 см, при этом размер отдельных зерен хромита составляет 1 мм. Ряд обыкновенных сбросов с наклонением в южном направлении смещает удлиненные линзы на 300 м по вертикали и 80 м в поперечном направлении.

Молодежная. Залежь лежит в 15 км в северо-восточном направлении от Хромтау и содержит 25 удлиненных линз, три из которых содержат или содержали значительный тоннаж руды. Залежь № 22 является самой большой, расположена на глубине от 420 до 600 м ниже поверхности и в настоящий момент разрабатывается подземными методами. Удлиненная линза имеет длину по простирацию приблизительно 1500 м, максимальную ширину свыше 300 м и максимальную толщину 140 м. Средняя толщина составляет приблизительно 50 м. Угол падения удлиненной линзы составляет приблизительно 40° в юго-восточном направлении. Среднее содержание на месте залегания превышает 51% хрома (Cr₂O₃).

В пределах Молодежной дополнительные геолого-разведочные работы на участке Дуберсай привели к добавлению данной залежи к Минеральным ресурсам. Дуберсай лежит ниже карьера Молодежной, доступ к нему будет обеспечен из данного карьера. Минерализация приблизительно составляет 300 м по длине, 100 м по толщине по вертикали и расположена близко к поверхности

1.3 Оценка запасов

Крупнейшая в отрасли ресурсная база Казхрома включает 211,9 млн тонн уникальной по качеству хромовой руды со средним содержанием хрома 50% и с низким содержанием примесей. Доказанные и вероятные резервы составляют 167,4 млн тонн хромовой руды и способны обеспечить работу рудника на несколько десятков лет при текущем уровне производства, обеспечивая существенный потенциал дальнейшего расширения

1.4 Применяемый способ разработки

В настоящий момент Донской ГОК применяет следующие способы разработки

- обрушение:

гравитационное обрушение с использованием скреперных штреков с рельсовой откаткой к подъемным стволам, включая гравитационное обрушение с промежуточных горизонтов: Молодежная (горизонт -215) и Этап 1 по ДНК, включая Алмаз-Жемчужину, Миллионное и Западный, гравитационное обрушение с использованием скреперных штреков с откаткой на грузовых автомобилях по наклонной выработке: № 21 на ДНК и «подкарьерные ресурсы» на Молодежной.

Подземным способом разработки, применяемым в настоящее время на Этапе 1 на ДНК, является гравитационное обрушение с использованием скреперных штреков. Штреки в лежачем и висячем бортах соединяются с интервалом 40-60 м сборными или транспортировочными штреками. Штреки соединяются поперечными штреками с интервалом примерно 40-60 м. Скреперные штреки разрабатываются от висячего борта поперечных штреков через каждые 12 м. Места загрузки шириной примерно 1,8 м и глубиной 2,2 м разрабатываются на расстоянии 8 м по центру вдоль скреперного штрека.

Базовая подземная система опор представляет собой набор трехсегментных податливых стальных арок. Расстояние между опорами, несущая способность и конструкция системы опор для конкретного участка зависят от состояния горной породы и уровня ожидаемых напряжений. Казахстанские научные институты разработали набор SRK Consulting (UK) Limited Отчет компетентного лица АО «Казхром» 2017 г. – Основной отчет UK07444 Kazchrome CPR 2017_for translation_ru 1 января 2018 Стр. 34 из 150 стандартных расчетных критериев для подземных опор для горнодобывающей отрасли страны, которые основаны на алгоритмах взаимодействия породы и крепи. Научные институты работают

совместно с техническим персоналом шахты для разработки поправочных коэффициентов, характерных для конкретной площадки, для стандартных расчетных критериев. Научные институты также разработали критерии оценки положения и величины зоны напряжения перед передней частью участка обрушения. Поэтому рудничная крепь проектируется с использованием сочетания данных критериев.

Наиболее распространенная система опор состоит из комплекта арок, расположенных на расстоянии 0,3-0,5 м друг от друга. Сварная решетка располагается между и за арками, пустое пространство заполняется блоками пустой породы для улучшения опорных реакций. Двойная арочная крепь с расположенными через равные расстояния деревянными затяжками бортов, торкрет-бетон, закладываемый между арками, дополнительные слои бетона толщиной до 0,6 м и использование более тяжелых стальных профилей — методики, применяемые для повышения способности крепи при необходимости.

Число скреперных штреков, которые эксплуатируются в настоящее время, ограничено для контроля распределения напряжений и минимизации повреждений, вызванных напряжением в части целика, служащего опорой для кровли.

Разработка с закладкой

Способ почвоуступной разработки с закладкой планируется применять на участках, на которых мощность и морфология не подходят для обрушения и, что более важно, на тех участках, которые расположены под горно-капитальной проходкой или рядом с ней, например. Туннели проходятся внутри руды и заполняются обратной бетонной закладкой. Для ожидаемого размера рудного тела одновременно может быть предусмотрено несколько туннелей. После засыпки данных туннелей можно начинать проходку соседних туннелей. После завершения всего горизонта под обратной закладкой выполняется разработка следующего горизонта

Данный способ обладает следующими преимуществами: он подходит для слабого грунта, оседание пород незначительно, и потери и разубоживание очень малы. Недостатками являются более высокие расходы и более низкая производительность.

В настоящее время данный способ опробован на Первомайском с туннелем размером 4х4 м. Самоходное оборудование на пневматическом ходу эксплуатируется подрядчиком по разработке, который также эксплуатирует установку для размещения обратной закладки.

2 Определение основных параметров рудника

2.1 Исходные данные для проектирования

Определение запасов глубоких горизонтов залежи №22, которые расположены на глубине от 600 до 1000 м ниже поверхности. Удлиненная линза на глубине от 600 м. имеет длину по простиранию приблизительно 1300 м, максимальную ширину свыше 400 м и максимальную толщину 130 м. Средняя толщина составляет приблизительно 40 м. Угол падения удлиненной линзы составляет приблизительно 55° в юго-восточном направлении. Среднее содержание на месте залегания превышает 52% Cr_2O_3 . Коэффициент потерь 0,07, коэффициент разубоживания 0,14, плотность руды $3,1 \text{ т/м}^3$. Поправочный коэффициент на угол падения рудного тела 0,9, на мощность рудного тела 0,6, годовое понижение горных работ 19 м.

2.2 Определение запасов месторождения «Кемпирсай»

Балансовые запасы определяются по формуле:

$$Q_6 = L_{\text{пр}} * m * L_{\text{пад}} * \rho_r, \text{ т} \quad (2.1)$$

где $L_{\text{пр}}$ – длина месторождения по простиранию, м;

m – мощность рудного тела, м;

$L_{\text{пад}}$ – длина месторождения по падению, м;

ρ_r – плотность руды.

$$Q_6 = 1300 * 40 * 400 * 3,1 = 64\,480\,000 \text{ т}$$

Определяем извлекаемые запасы:

$$Q_{\text{из}} = Q_6 \frac{K_{\text{и}}}{K_{\text{к}}} = Q_6 \frac{1 - K_{\text{п}}}{1 - K_{\text{р}}}, \text{ т} \quad (2.2)$$

где $K_{\text{и}}$ – коэффициент извлечения руды;

$K_{\text{к}}$ – коэффициент качества руды;

$K_{\text{р}}$ – коэффициент разубоживания руды;

$K_{\text{п}}$ – коэффициент потерь руды;

$$Q_{\text{из}} = 64\,480\,000 \frac{1 - 0,07}{1 - 0,14} = 69\,728\,372 \text{ т}$$

2.3 Определение годовой производительности и срока службы рудника

При наклонных и крутопадающих месторождениях годовая производственная мощность рудника определяется по методу акад. АН СССР

Агошкова М.И., учитывающему горнотехническую возможность годового понижения очистной выемки месторождения[3]

$$A_r = V_r * S * \rho * K_u * K_1 * \frac{K_2}{K_k} * \frac{t}{\text{год}} \quad (2.3)$$

где V_r – средняя скорость годового понижения очистной выемки, м;
 $S = L * m$ – площадь горизонтального сечения рудного тела, м^2 ;
 m – средняя горизонтальная мощность рудного тела, м;
 L – длина рудного тела по простиранию, м;
 ρ – плотность руды в массиве, $\text{т}/\text{м}^3$;
 K_u – коэффициент извлечения, доли. ед.;
 K_1 – поправочный коэффициент на угол падения рудного тела;
 K_2 – поправочный коэффициент на мощность рудного тела;
 $K_k = 1 - \rho$ – коэффициент качества руды;
 ρ – коэффициент разубоживания руды.

$$S = L_{\text{пр}} * m = 1300 * 40 = 52\,000 \text{ м}^2 \quad (2.4)$$

$$A_r = \frac{19 * 52\,000 * 3,1 * 0,93 * 0,9 * 0,6}{0,86} = 1\,788\,532 \frac{\text{т}}{\text{год}}$$

Принимаем полученное значение как 1 800 000 т/год

При известной расчетной годовой производительности рудника срок ее существования составит:

$$T = t_{\text{раз}} + t_{\text{осн}} + t_{\text{зат}}, \text{ лет} \quad (2.5)$$

где $t_{\text{раз}}$ – срок развития горных работ, равное 2 – 3 года.

$t_{\text{осн}}$ – основное время работы рудника с проектной годовой производительностью

$$t_{\text{осн}} = \frac{Q_{\text{из}}}{A_r}, \text{ лет} \quad (2.6)$$

$t_{\text{зат}}$ – срок затухания горных работ, равное 2 – 4 лет

$$t_{\text{осн}} = \frac{69\,788\,532}{1\,788\,532} = 39,02 \approx 39 \text{ лет}$$

$$T = 3 + 39 + 3 = 45 \text{ лет}$$

Таким образом, срок существования рудника составит 45 лет.

3 Горная часть

3.1 Выбор способа вскрытия месторождения

Для вскрытия месторождения технически возможными являются следующие варианты:

1) Вскрытие вертикальным стволом, расположенным в лежащем боку залежи;

2) Вскрытие вертикальным стволом с концентрационными горизонтами;

Из двух конкурентоспособных способов вскрытия выбираем наиболее оптимальный.

Выбранный способ вскрытия должен удовлетворять следующим требованиям: безопасность труда и лучшие условия проветривания горных выработок; максимальное извлечение полезного компонента из недр; экономичность по капитальным и эксплуатационным затратам; минимальный срок вскрытия и развития очистных работ; обеспечение заданной производительной мощности рудника.

Из двух схожих способов вскрытия выбираем наиболее выгодный и безопасный. Сравнение способов вскрытия произведем по технико-экономическим показателям[2]

Вскрытие вертикальным стволом, расположенным в лежащем боку залежи:

Капитальные затраты

Проведение главного клетьевого ствола:

$$K_{\text{КС}} = H_{\text{КС}} * K_{\text{К}} * n_{\text{КС}}, \text{ тг} \quad (3.1)$$

где H – глубина ствола, м,

K – стоимость проведения 1 п.м. ствола, тг/м,

n – количество стволов

$$K_{\text{КС}} = 415 * 740\,000 * 1 = 307\,100\,000 \text{ тг}$$

Проведение вентиляционных стволов:

$$K_{\text{ВС}} = H_{\text{ВС}} * K_{\text{К}} * n_{\text{ВС}}, \text{ тг} \quad (3.2)$$

где H – глубина вентиляционного ствола, м,

K – стоимость проведения 1 п.м. вентиляционного ствола, тг/м,

n – количество вентиляционных стволов

$$K_{\text{ВС}} = 400 * 255\,000 * 1 = 102\,000\,000 \text{ тг}$$

Проведение квершлагов

$$K_{\text{кв}} = \sum L_{\text{кв}} * K_{\text{к}}, \text{ тг} \quad (3.3)$$

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

K – стоимость проведения 1 п.м. квершлага тг/м

$$K_{\text{кв}} = 2640 * 55\,000 = 145\,200\,000 \text{ тг}$$

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений:

$$Д = 9,3 + 3,24 * А, \text{ тг} \quad (3.4)$$

где A – годовая производительность рудника, т/год

$$Д = 9,3 + 3,24 * 1,8 = 15,1 \text{ млн тг}$$

Общая стоимость капитальных затрат первого способа составит:

$$K_{\text{кс}} + K_{\text{вс}} + K_{\text{кв}} + Д = 307\,100\,000 + 102\,000\,000 + 145\,200\,000 + 15\,100\,000 = 569\,400\,000 \text{ тг}$$

Эксплуатационные затраты

Стоимость поддержания клетового ствола шахты:

$$C_{\text{кс}} = H_{\text{кс}} * R_{\text{кс}} * T, \text{ тг} \quad (3.5)$$

где $H_{\text{кс}}$ – высота клетового ствола

$R_{\text{кс}}$ – стоимость поддержания 1 п.м. ствола, тг/м,

T – срок службы рудника, лет

$$C_{\text{кс}} = 415 * 40 * 45 = 747\,000 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания вентиляционного ствола шахты:

$$C_{\text{кс}} = H_{\text{вс}} * R_{\text{вс}} * T, \text{ тг} \quad (3.6)$$

где $H_{\text{вс}}$ – высота вентиляционного ствола

$R_{вс}$ – стоимость поддержания 1 п.м. вентиляционного ствола, тг/м,
 T – срок службы рудника, лет

$$C_{кс} = 400 * 40 * 45 = 720\,000 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания квершлагов:

$$C_{кв} = 2L * R * T, \text{ тг} \quad (3.7)$$

где L – длина квершлагов, м,

R – стоимость поддержания 1 п. м. квершлага, тг/м,

T – срок службы рудника, лет

$$C_{кв} = 2 * 2640 * 67 * 45 = 15\,920\,000 \text{ тг}$$

Стоимость подъема руды по стволу:

$$C_{под} = Q_б * H_{гс} * K_{под}, \text{ тг} \quad (3.8)$$

где $Q_б$ – балансовые запасы, т

$H_{гс}$ – средняя высота ствола, м ,

K – стоимость подъема 1 тонны руды на 1 м

$$C_{под} = 64\,480\,000 * 207 * 9 = 120\,126\,240\,000 \text{ тг}$$

Стоимость откатки по квершлагоу:

$$C_{под} = L_{кв.ср} * Q_б * K_{от}, \text{ тг} \quad (3.9)$$

где $L_{кв.ср}$ – средняя длина квершлагов, м

$Q_б$ – балансовые запасы, т

$K_{от}$ – стоимость откатки, тг/т

$$C_{под} = 293 * 64\,480\,000 * 7 = 132\,904\,800\,000 \text{ тг}$$

Стоимость ремонта надшахтных зданий и сооружений:

$$D_p = (0,164 + 0,07 * A_r) * T, \text{ тг} \quad (3.10)$$

где A – годовая производительность рудника, млн. т,
 T – срок службы рудника, лет

$$D_p = (0,164 + 0,07 * 1,8) * 45 = 13\,050\,000 \text{ тг}$$

Общая сумма эксплуатационных затрат по первому способу:
253 061 477 000 тг

Вскрытие вертикальным стволом с концентрационными горизонтами:
Капитальные затраты

Проведение главного клетьевого ствола:

$$K_{kc} = H_{kc} * K_k * n_{kc}, \text{ тг} \quad (3.11)$$

где H – глубина ствола, м,

K – стоимость проведения 1 п.м. ствола, тг/м,

n – количество стволов

$$K_{kc} = 415 * 740\,000 * 1 = 307\,100\,000 \text{ тг}$$

Проведение вентиляционных стволов:

$$K_{kc} = H_{bc} * K_k * n_{bc}, \text{ тг} \quad (3.12)$$

где H – глубина вентиляционного ствола, м,

K – стоимость проведения 1 п.м. вентиляционного ствола, тг/м,

n – количество вентиляционных стволов

$$K_{kc} = 400 * 255\,000 * 1 = 102\,000\,000 \text{ тг}$$

Проведение квершлага:

$$K_{kv} = \sum L_{kv} * K_k, \text{ тг} \quad (3.13)$$

где L_{kv} – длина квершлага, м

K – стоимость проведения 1 п.м. квершлага тг/м

$$K_{kv} = 1520 * 55\,000 = 83\,600\,000 \text{ тг}$$

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений:

$$Д = 9,3 + 3,24 * А, \text{ тг} \quad (3.14)$$

где А – годовая производительность рудника, т/год

$$Д = 9,3 + 3,24 * 1,8 = 15,1 \text{ млн тг}$$

Общая стоимость капитальных затрат второго способа составит:

$$K_{\text{КС}} + K_{\text{ВС}} + K_{\text{КВ}} + Д = 307\,100\,000 + 102\,000\,000 + 83\,600\,000 + 15\,100\,000 = 507\,800\,000 \text{ тг}$$

Эксплуатационные затраты

Стоимость поддержания клетового ствола шахты:

$$C_{\text{КС}} = H_{\text{КС}} * R_{\text{КС}} * T, \text{ тг} \quad (3.15)$$

где $H_{\text{КС}}$ – высота клетового ствола,

$R_{\text{КС}}$ – стоимость поддержания 1 п.м. ствола, тг/м,

T – срок службы рудника, лет

$$C_{\text{КС}} = 415 * 40 * 45 = 747\,000 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания вентиляционного ствола шахты:

$$C_{\text{КС}} = H_{\text{ВС}} * R_{\text{ВС}} * T, \text{ тг} \quad (3.16)$$

где $H_{\text{ВС}}$ – высота вентиляционного ствола

$R_{\text{ВС}}$ – стоимость поддержания 1 п.м. вентиляционного ствола, тг/м,

T – срок службы рудника, лет

$$C_{\text{КС}} = 400 * 40 * 45 = 720\,000 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания квершлагов:

$$C_{\text{КВ}} = 2L * R * T, \text{ тг} \quad (3.17)$$

где L – длина квершлагов, м,

R – стоимость поддержания 1 п. м. квершлага, тг/м,

T – срок службы рудника, лет

$$C_{\text{КВ}} = 2 * 1520 * 67 * 45 = 9\,656\,000 \text{ тг}$$

Стоимость подъема руды по стволу:

$$C_{\text{под}} = Q_{\text{б}} * H_{\text{гс}} * K_{\text{под}}, \text{ тг} \quad (3.18)$$

где $Q_{\text{б}}$ – балансовые запасы, т

$H_{\text{гс}}$ – средняя высота ствола, м,

K – стоимость подъема 1 тонны руды на 1 м

$$C_{\text{под}} = 64\,480\,000 * 207 * 9 = 120\,126\,240\,000 \text{ тг}$$

Стоимость откатки по квершлагу:

$$C_{\text{под}} = L_{\text{кв.ср}} * Q_{\text{б}} * K_{\text{от}}, \text{ тг} \quad (3.19)$$

где $L_{\text{кв.ср}}$ – средняя длина квершлагов, м

$Q_{\text{б}}$ – балансовые запасы, т

$K_{\text{от}}$ – стоимость откатки, тг/т

$$C_{\text{под}} = 190 * 64\,480\,000 * 7 = 85\,758\,400\,000 \text{ тг}$$

Стоимость ремонта надшахтных зданий и сооружений:

$$D_{\text{р}} = (0,164 + 0,07 * A_{\text{г}}) * T, \text{ тг} \quad (3.20)$$

где A – годовая производительность рудника, млн. т,

T – срок службы рудника, лет

$$D_{\text{р}} = (0,164 + 0,07 * 1,8) * 45 = 13\,050\,000 \text{ тг}$$

Общая сумма эксплуатационных затрат по второму способу:

205 908 813 000 тг

Расчет удельных затрат и выбор способа вскрытия:

Оптимальный вариант схемы вскрытия месторождения определяется по минимальным удельным затратам

$$Z_{\text{уд}} = \frac{E_{\text{н}} \sum K_{\text{з}}}{A} + \frac{\sum \Xi_{\text{з}}}{A_{\text{бал}}}, \text{ тг} \quad (3.21)$$

где $E_{\text{н}}$ – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений, равный 0,12 – 0,15;

$\sum K_{\text{з}}$ – суммарные капитальные затраты на строительства, тг

$\Sigma \mathcal{E}_3$ – суммарные эксплуатационные затраты, тг
 A – годовая производительность рудника, т/год
 $A_{\text{бал}}$ – балансовые запасы, т

1-й способ вскрытия:

$$Z_{\text{уд}} = \frac{0,15 * 569\,400\,000}{1\,800\,000} + \frac{253\,061\,477\,000}{64\,480\,000} = 47,45 + 3925 = 3\,972 \text{ тг}$$

2-й способ вскрытия:

$$Z_{\text{уд}} = \frac{0,15 * 507\,800\,000}{1\,800\,000} + \frac{205\,908\,813\,000}{64\,480\,000} = 42,31 + 3193 = 3\,235 \text{ тг}$$

Принимается тот вариант вскрытия месторождения у которого удельные затраты меньше т.е второй способ вскрытия, вертикальным стволом с концентрационными горизонтами (групповыми квершлагами) (рисунок 1).

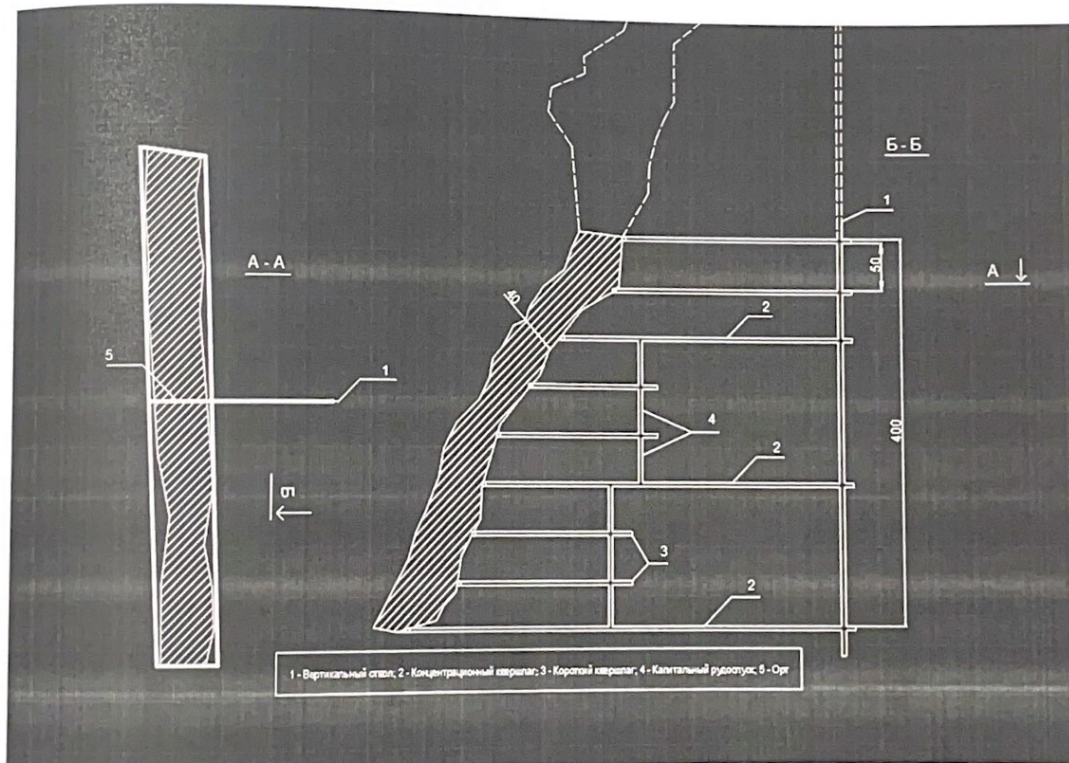


Рисунок 1 – Схема вскрытия глубоких горизонтов месторождения.

Технико-экономические показатели вариантов вскрытия показаны в таблице 1.

Таблица 1 – Техничко-экономические показатели вариантов вскрытия

Наименование затрат	Показатели, тг	
	1 вариант вскрытия	2 вариант вскрытия
Капитальные затраты		
Проведение клетьевого ствола	307 100 000	307 100 000
Проведение вентиляционного ствола	102 000 000	102 000 000
Проведение квершлагов	145 200 000	83 600 000
Строительство надшахтных сооружений	15 100 000	15 100 000
ИТОГО	569 400 000	507 800 000
Эксплуатационные затраты		
Поддержание клетьевого ствола	747 000	747 000
Поддержание вентиляционного ствола	720 000	720 000
Поддержание квершлагов	15 920 000	9 656 000
Стоимость подъема руды по стволу	120 126 240 000	120 126 240 000
Стоимость откатки по квершлагоу	132 904 800 000	85 758 400 000
Ремонт надшахтных сооружений	13 050 000	13 050 000
ИТОГО	253 061 477 000	205 908 813 000
Приведенные затраты	3 972	3 235

3.2 Выбор и сравнительная оценка систем разработки

От принятой системы разработки зависят такие важнейшие показатели работы рудника, как производительность труда забойного рабочего, себестоимость добычи руды, величина потерь и разубоживания при добыче, количество и себестоимость конечной продукции горного предприятия и размер получаемой прибыли. Поэтому выбор системы разработки и ее конструктивных элементов является одной из самых важнейших задач.

Выбор рациональной системы разработки для месторождения осуществляется в 2 этапа.

1 этап: Предварительный выбор систем, по горно-геологическим и горнотехническим условиям.

2 этап: Сравнительная оценка отобранных систем и выбор наиболее рациональной.

Для отработки крутопадающих рудных залежей, средней мощности и мощных с неустойчивыми вмещающими породами и рудным массивом с высокой ценностью руды целесообразно применить следующие системы разработки:

- 1) Система с отбойкой из подэтажных выработок и обрушением
- 2) Система с отбойкой горизонтальными слоями и закладкой в нисходящем порядке

С целью выбора наиболее эффективной системы разработки дальнейшее сравнение осуществляется по совокупности технико-экономических показателей, принимаемых в качестве критериев, используя метод выборов[1]

Все расчёты приведены ниже и сведены в таблице 2.

Таблица 2 – Техничко-экономические показатели вариантов систем разработки

К _п	Критерии оптимальность	Системы разработки	
		Вар. 1	Вар. 2
1	Производительность труда рабочего по системе, т/смену	80	30
2	Разубоживание, %	18	3
3	Потери, %	15	5
4	ПНР, м/1000т	6	10
5	Себестоимость добычи тг/т	8 500	11 000

И по каждой строчке (показателю) определяем абсолютные отклонения каждого показателя от лучшего значения по формуле:

$$\delta = \left| \frac{K_l - K_n}{K_l} \right| \quad (3.22)$$

где K_л - лучшее значение по сравниваемым критериям

1) Производительность труда рабочего по системе

$$\delta_1^1 = \left| \frac{80 - 80}{80} \right| = 0$$

$$\delta_1^2 = \left| \frac{80 - 30}{80} \right| = 0,625$$

2) Разубоживание

$$\delta_2^1 = \left| \frac{3 - 18}{3} \right| = 5$$

$$\delta_2^2 = \left| \frac{3 - 3}{3} \right| = 0$$

3) Потери

$$\delta_3^1 = \left| \frac{5 - 15}{5} \right| = 2$$

$$\delta_3^2 = \left| \frac{5 - 5}{5} \right| = 0$$

4) ПНР

$$\delta_4^1 = \left| \frac{6 - 6}{6} \right| = 0$$

$$\delta_4^2 = \left| \frac{6 - 10}{6} \right| = 0,6$$

5) Себестоимость добычи

$$\delta_5^1 = \left| \frac{8500 - 8500}{8500} \right| = 0$$

$$\delta_5^2 = \left| \frac{8500 - 11000}{8500} \right| = 0,29$$

$$\delta = \begin{vmatrix} 0 & 0,625 \\ 5 & 0 \\ 2 & 0 \\ 0 & 0,6 \\ 0 & 0,29 \end{vmatrix}$$

Теперь, для каждого столбца матрицы, соответствующего определенной системе разработки, вычисляется норма вектора отклонения по формуле:

$$R_n = \sqrt{\sum (\Delta\delta_n)^2} \quad (3.23)$$

где δ_n – значение абсолютного отклонения

$$R_1 = \sqrt{0 + 5^2 + 2^2 + 0 + 0} = 5,3$$

$$R_1 = \sqrt{0,625^2 + 0 + 0 + 0,6^2 + 0,29^2} = 0,8341$$

По показателю наименьшей норме вектора выбрана оптимальная система с отбойкой горизонтальными слоями и закладкой в нисходящем порядке.

3.3 Описание системы разработки с отбойкой горизонтальными слоями и закладкой в нисходящем порядке

Сущность системы состоит в том, что рудную залежь, подготовленную этажным способом, разделяют на отдельные выемочные блоки, запасы руды в которых отрабатывают горизонтальными слоями первой и второй очереди, а выработанное пространство заполняют закладкой в нисходящем порядке.

Условия применения данной системы разработки при отработке наклонных

и крутопадающих, мощных и весьма мощных рудных залежей, с неустойчивыми боковыми породами.

Рудную залежь разбивают на блоки с высотой этажа 50-60 м и длиной 50-60 м. Ширина блока зависит от мощности рудной залежи. Выемку руды в блоке ведут горизонтальными слоями высотой 4-6 м. Отбойку производят горизонтальными шпурами. После отработки каждого слоя выработанного пространства заполняют твердеющей закладкой, подаваемой из закладочного трубопровода.

Достоинства: высокая степень извлечения и незначительной разубоживание; пожарная безопасность; возможность раздельной добычи руды по сортам и отсортровки пустой породы в забоях; поддержание боков и сохранение поверхности от обрушения.

Недостатки: невысокая производительность труда забойного рабочего; высокая стоимость добычи из – за расходов на закладку и сложность цикла операций при очистных работах.

Лучшее значение соответствует второй системе – с отбойкой горизонтальными слоями и закладкой в нисходящем порядке (рисунок 2).

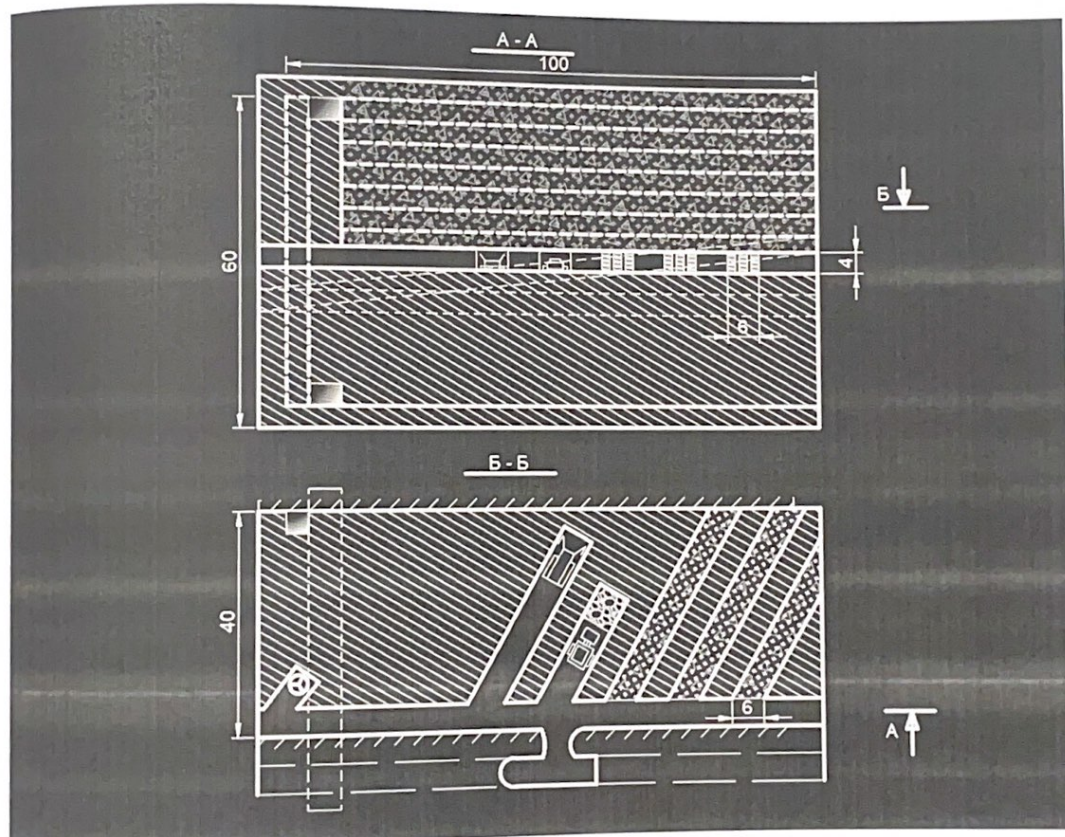


Рисунок 2 – Выбранная система разработки.

3.4 Расчет параметров шпуровой отбойки

Шпуровая отбойка.

Основными параметрами отбойки являются линия наименьшего сопротивления (ЛНС) и расстояние между шпурами. Глубина шпуров ограничивается техническими возможностями используемых буровых машин или горнотехническими условиями.

Для расчета шпуровой отбойки должны быть известны: диаметр ствола, физико-технические свойства пород, в которых сооружается ствол (крепость пород по шкале М.М. Протоdjяконова или другие упруго-прочностные свойства), опасность забоя по пылегазовому фактору, его обводненность.

На основе перечисленных данных выбираем тип ВВ и СИ, тип буровой установки для бурения шпуров, диаметр патрона ВВ, в соответствии с принятой буровой установкой и технологией проходки ствола принимаем глубину шпуров.

Выбор ВВ производится с учетом газового режима шахты, крепости и обводненности пород. Так как породы по газовому режиму не опасные и имеют коэффициент крепости $f = 8$ в качестве ВВ применяется – аммонал

Удельный расход ВВ определяется по формуле:

$$q = q_0 k_1 k_m, \frac{\text{кг}}{\text{м}^3} \quad (3.23)$$

$$q = 0,61 * 1 * 1,15 = 0,7 \text{ кг/м}^3$$

где q_0 – теоретический удельный расход ВВ, кг/м³, (таблица 3)

k_1 – коэффициент относительной работоспособности ВВ,

k_m – коэффициент учитывающий выемочную мощность

Таблица 3 – Теоретический удельный расход ВВ при различных коэффициентах крепости руды

f_0	4	6	8	10	12	14	16	20
q_0	0,4	0,49	0,61	0,74	0,9	1,09	1,31	1,61

Линию наименьшего сопротивления (Л.Н.С.) при отбойке с двумя обнаженными поверхностями определяют по формуле:

$$W = d \sqrt{0,785 \frac{\Delta k_3}{m * q}}, \text{ м} \quad (3.24)$$

$$W = 0,042 \sqrt{0,785 \frac{900 * 0,7}{1,4 * 0,7}} = 0,9 \text{ м}$$

где d – диаметр шпура, м

Δ – плотность заряжения, кг/м³

$k_3 = 0.6 - 0.72$ – коэффициент заполнения шпура

m – коэффициент сближения зарядов.

Расстояние между шпурами в ряду определяется по формуле:

$$a = 0,886d \sqrt{\frac{\Delta k_3}{q}} \quad (3.25)$$

$$a = 0,886 * 0,042 \sqrt{\frac{900 * 0,7}{0,7}} = 1,1 \text{ м}$$

Объем отбойки в забое находится из выражения:

$$V_{\text{отб}} = B_c * l_{\text{ш}} * \eta * h_c, \text{ м}^3 \quad (3.26)$$

$$V_{\text{отб}} = 6 * 2,8 * 0,85 * 4 = 57,1 \text{ м}^3$$

где B_c – ширина слоя, м

$l_{\text{ш}}$ – длина шпура, м

η – коэффициент использования шпуров

h_c – высота слоя, м

Число шпуров в ряду определяется по формуле:

$$N_{\text{ш}} = \frac{(M - 2a_{\text{кр}})}{a + 1} \quad (3.27)$$

$$N_{\text{ш}} = \frac{(40 - 2 * 0,3)}{1,1 + 1} = 19$$

где $a_{\text{кр}} = 0,2-0,3$ м – расстояние от стенок очистного пространства до оконтуривающих шпуров

Общая длина шпуров:

$$L_{\text{ш}} = N_{\text{ш}} l_{\text{ш}} N_p = 19 * 2,8 * 3 = 160 \text{ м} \quad (3.28)$$

Длина шпуров на 1 м³ отбойки руды:

$$l_{\text{с}} = \frac{L_{\text{ш}}}{V_{\text{отб}}} = \frac{160}{57,1} = 2,8 \text{ м} \quad (3.29)$$

Выход руды с 1 м шпура:

$$v_0 = \frac{V_{\text{отб}}}{L_{\text{ш}}} = \frac{57,1}{160} = 0,35 \text{ м}^2 \quad (3.30)$$

Общий расход ВВ на отбойку:

$$Q_{\text{ВВ}} = q_{\text{ш}} * L_{\text{ш}} * k_3, \text{ кг} \quad (3.31)$$

$$Q_{\text{ВВ}} = 1,378 * 160 * 0,7 = 154 \text{ кг}$$

где $q_{\text{ш}}$ – масса заряда ВВ, приходящаяся на 1 м шпура, кг/м, - (таблица 4)

Таблица 4 – масса заряда ВВ, приходящаяся на 1м шпура при различных диаметрах шпура

d, мм	42	44	46	48	50	55	60
$q_{\text{ш}}$	1,478	1,622	1,772	1,93	2,094	2,534	3,015

Удельный расход ВВ на отбойку (реальный для принятых условий)

$$q = \frac{Q_{\text{ВВ}}}{V_{\text{отб}}} = \frac{154}{57,1} = 2,6 \text{ кг/м}^3 \quad (3.32)$$

4 Вспомогательные разделы

4.1 Генеральный план поверхности

Генеральный план поверхности (рисунок 3) – план земной поверхности в пределах земельного отвода, на которой произведена инженерная подготовка территории, планировка и благоустройство, и комплексно размещены основные здания, сооружения, транспортные коммуникации, сети водопровода, канализации, теплоснабжения и др.[5] К основным зданиям и сооружениям на поверхности рудника относятся такие, которые непосредственно связаны с технологией добычи и выдачи руды.

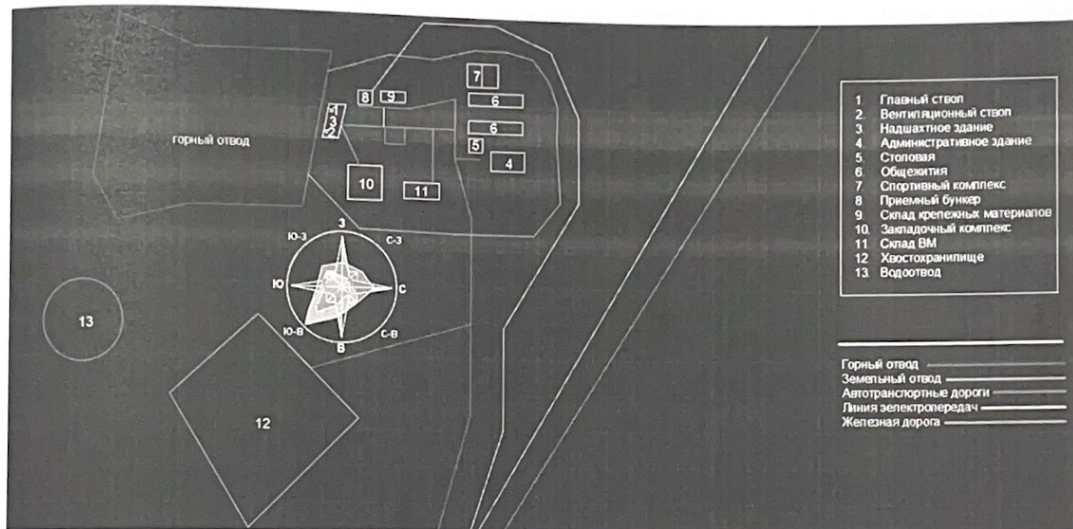


Рисунок 3 – Генеральный план поверхности.

4.2 Охрана труда

Вентиляция шахт должна производиться 24 часа в сутки. Количество подаваемого воздуха должно соответствовать количеству одновременно работающих людей в шахте, чтобы обеспечивать благоприятные условия труда рабочих. При повышенной температуре в шахте должны быть предусмотрены холодильные установки для охлаждения воздуха до заданной температуры. При пониженной предусмотрены калориферные установки, предназначенные для подогрева воздуха.

Источниками пылеобразования являются:

- буровые работы – 50-85%;
- взрывные работы – 20-40%;
- доставка руды – 5-10%.

Борьба с пылью и газами в шахте имеет важное значение, так как пыль и газы имеют негативное влияние на организм человека. В воздухе действующих

выработок количество кислорода должно быть не менее 20%. Перед допуском людей в забой, после взрывных работ, содержание ядовитых газов не должно превышать 0,008%. Для определения содержания газов в восстающих применяется дистанционный пробоотборник эжекторного типа. Для проветривания шахт используются вентиляторы главного и вспомогательного проветривания. При очистных работах каждая панель проветривается обособленной струей воздуха. Проветривание подготовительных выработок должно быть непрерывно и производится как за счет общешахтной депрессии, так и вентиляторами местного проветривания.

Контроль за запыленностью в шахте осуществляется пылевентиляционной службой. Предельно допустимая концентрация пыли в шахте должна быть не более 2 мг/м³ воздуха. С поверхности воздух должен поступать с запыленностью не более 0,6 мг/м³.

4.3 Охрана окружающей среды

НТП характеризуется не только бурным развитием производства, но и все большим его влиянием на природу.

Варианты, масштабы, глубина изменений природной среды за последние десятилетия неизменно возросли, и проблема охраны природы приобрела исключительную остроту.

В настоящее время одним из основных экологически вредных производств является добыча и переработка полезных ископаемых, т.к. эти производства наносят огромный вред земельным ресурсам (стволы, карьеры, непогашенные горные выработки), атмосфере (выбросы отравляющих веществ при сжигании угля), гидросфере (сбросы в водоемы отходов производства из обогащательных фабрик, медьзавода и т.д.). Поэтому нужно особое внимание уделять экологической обстановке на этих предприятиях.

4.4 Охрана недр

Охрана окружающей среды, в том числе и недр, является важнейшим аспектом государства. Основным документом по охране недр является основное законодательство Республики Казахстан о недрах, где основными требованиями в области охраны недр являются:

- 1) Обеспечение полного и комплексного извлечения полезного ископаемого;
- 2) Соблюдение установленного порядка предоставления недр в пользование;
- 3) Наиболее полное извлечение из недр и рациональное использование запасов полезного ископаемого;
- 4) Недопущение вредного влияния горных работ на сохранение запасов полезного ископаемого;

5) Охрана месторождений от затоплений, пожаров и других факторов, снижающих качество полезного ископаемого;

6) Предупреждение необоснованной и самовольной застройки площадей;

7) Предупреждение загрязнения недр при подземном хранении веществ, вредных отходов, сбросов, сточных вод.

Пользователи недр должны обеспечить:

- Полноту геологического изучения, рациональное и комплексное использование недр и их охрану;

- безопасность ведения работ;

- охрану окружающей среды;

- приведение нарушенных земель в безопасное и пригодное для народного хозяйства состояние.

При разработке месторождений основное значение имеет правильный выбор системы разработки.

Основными направлениями по комплексному использованию недр являются:

- сокращение потерь и разубоживания;

- повышение извлечения металла при обогащении в металлургическом переделе;

- использование отвалов пород в строительстве и закладке.

Основными мероприятиями по снижению потерь и разубоживания являются:

1) Вовлечение в повторную отработку ранее оставленных запасов руд.

2) Выбор местоположения панельных и барьерных целиков при проектировании отработки новых залежей, приурочивая их к менее богатым по содержанию металла зонам.

3) Сокращение площадей оставления рудной корки за счет совершенствования технологии отбойки руд.

5 Экономическая часть

5.1 Организация и управление производством

Режим работы рудника приведен в таблице 5.

Таблица 5 – Режим работы рудника

Наименование	Подземный рудник	
	Основные горно-транспортные работы	Вспомогательные работы
Число рабочих дней в году	305	250
Число рабочих дней в неделю	6	5
Количество смен в сутки	1-3	1-3
Продолжительность смены, час	7	7

5.2 Расчет себестоимости добычи

Расчет себестоимости 1 тонны руды приведен в таблицах с 6 по 10.

Таблица 6 – Сумма заработной платы персонала

Наименование	Заработная плата, тг	Численность рабочих	Число блокв	Годовой фонд заработной платы, тг
Начальник рудника	520 000	1		6 240 000
Главный инженер	350 000	1		4 200 000
Инженер по ТБ	210 000	2		5 040 000
Персонал тех отдела	150 000	2		3 600 000
Персонал отд БВР	220 000	2		5 280 000
Персонал отд гл. мех	170 000	2		4 080 000
Персонал отд геол	220 000	2		5 280 000
Начальник участка	380 000	1	49	18 620 000
Сменный мастер	290 000	4		13 920 000
Геолог	250 000	1		3 000 000
Уч. маркшейдер	230 000	1		2 760 000
Бурильщик	320 000	3		11 520 000
Помощник бурильщика	240 000	3		8 640 000
Машинист ПД	250 000	3		9 000 000
Взрывник	270 000	3		9 720 000
Помощник взрывника	200 000	3		7 200 000
Механик	190 000	3		6 840 000
Слесарь	160 000	3		5 760 000
Итого		1240		130 700 000
Неучтенные 15%				19 605 000
Всего				150 305 000

$40 \cdot 3 = 120$ тонн из одного блока за смену;

$120 \cdot 305 = 36\,600$ тонн в год; $1\,800\,000 / 36\,600 = 49$ блока.

Таблица 7 – Сумма амортизации зданий и техники

Название	Сумма, тг	Количество	Амортизационные отчисления	Сумма, тг
Буровая установка Boomer 281	70 000 000	16	17%	1 120 000 000
ПДМ Caterpillar R1700	85 000 000	24	17%	2 040 000 000
Вентилятор ВЦ-31.5	30 000 000	2	17%	60 000 000
Наземные здания и сооружения	1 025 000 000		10%	1 127 500 000
Неучтенные 15%				652 125 000
Итого				4 999 625 000

Таблица 8 – Расчет энергопотребления

Объект	кВт	Стоимость 1 кВт, тг	Работает дней в году	В год, тг
Освещение	4,5	25	365	985 500
Вентиляция	80		365	17 520 000
Водоотлив	600		300	108 000 000
Итого				126 505 500
Неучтенные 7%				8 855 385
Всего				135 360 885

Таблица 9 – Расчет затрат на материалы

Наименование	Ед.изм	Норма расхода на 1 тонну	Количество материалов	Цена, тг	Сумма
Амонит	кг/т	0,09	162 000	300	48 600 000
Коронка	кг/т	0,0098	180	2500	450 000
Всего					49 050 000
Неучтенные 18%					8 829 000
Итого					57 879 000

Таблица 10 – Расчет суммарных затрат на 1 тонну руды

Наименование	Суммарные затраты, тг	Годовая производительность, тонн	Затраты на 1 руды, тг/т
Заработная плата рабочих	150 305 000	1 800 000	85
Сумма амортизации зданий и техники	4 999 625 000		2 777
Энергопотребление	135 360 885		75
Затраты на материал	57 879 000		32
Итого	5 343 169 885		2 969

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В дипломной работе определены основные параметры рудника, такие как производительность и срок службы рудника. Используя общепринятую методику выбора способа вскрытия, был определен наиболее эффективный и оптимальный вариант системы разработки с закладкой для глубоких горизонтов Кемпирсайского месторождения. Произведен расчет параметров шпуровой отбойки и объем закладочного материала для одного слоя.

Запроектирован генеральный план поверхности и в завершении приведен расчет себестоимости добычи одной тонны руды по системе разработки.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Байконуров О.А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. Алматы: Наука, 2002
- 2 Валиев, Н. Г., Стряпунин В. В. Вскрытие и подготовка рудных месторождений. Изд-во УГГУ, 2012. - 146 с.
- 3 Агошков М.И. Подземная разработка рудных месторождений / М.И. Агашков, Г.М. Малахов. – М.: Недра, 1966. – 663 с.
- 4 Бейсебаев А.М., Битимбаев М.Ж. и др. Горно - геологический справочник по разработке рудных месторождений. Алматы, 1997
- 5 <https://poznayka.org/>
- 6 <https://library.satbayev.university.ru>
- 7 СТ КазННТУ-09-2017