

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Институт геологии, нефти и горного дела им. К. Турысова

Кафедра Горное дело

Амангельді Серік Жеңісұлы

«Проект подземной разработки месторождения Майкаин С»

ДИПЛОМНАЯ РАБОТА

Специальность 5В070700 – Горное дело

Алматы 2020 г.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Институт геологии, нефти и горного дела им. К. Турысова

Кафедра Горное дело

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

Зав. кафедрой «Горное дело»

к.т.н., доцент

_____ Рысбеков К.Б.

«_____» _____ 2020 г.

ДИПЛОМНАЯ РАБОТА

На тему: «Проект подземной разработки месторождения Майкаин С»

по специальности 5В070700 – Горное дело

Выполнил

Амангелді Серік Жеңісұлы

Научный руководитель

Доктор технических наук

_____ Юсупов Х.А.

«_____» _____ 2020 г.

Алматы 2020 г.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Институт геологии, нефти и горного дела им. К. Турысова

Кафедра горное дело

УТВЕРЖДАЮ

Зав. кафедрой «Горное дело»

к.т.н., доцент

_____ Рысбеков К.Б.

« _____ » _____ 2020 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломной работы

Обучающемуся *Амангелді Серік Жеңісұлы*

Тема: *«Проект подземной разработки месторождения Майкаин С»*

Утверждена приказом Ректора Университета № 762-б от «27» января 2020 г.

Срок сдачи законченной работы «25» апреля 2020 г.

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 и подготовка месторождения
- в) выбор технологии отработки
- г) специальная часть
- д) электрификация
- е) охрана окружающей среды
- ж) охрана труда
- з) экономика рудника

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей): расположение *веерных скважин в забое*

Рекомендуемая основная литература:

1. Байконуров О.А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. –Алма-Ата: Наука , 1969 г.
2. Кравченко В.П., Куликов В.В. Применение твердеющей закладки при разработке рудных месторождений. - М.: Недра, 1974 г.

ГРАФИК
Подготовки дипломной работы

Наименование разделов	Сроки представления научному руководителю	Примечание
Общие сведения	01.01.2020 - 05.01.2020	
Вскрытие и подготовка месторождения	10.01.2020 - 15.01.2020	
Выбор технологии отработки	01.02.2020 - 05.02.2020	
Специальная часть	20.03.2020 - 25.03.2020	
Электрификация	30.03.2020 - 05.04.2020	
Охрана окружающей среды	05.04.2020 - 10.04.2020	
Охрана труда	10.04.2020 - 15.04.2020	
Экономика рудника	25.04.2020 - 30.04.2020	

Подписи

консультантов и нормоконтролера на законченную дипломную работу

Наименование разделов	Научный руководитель, консультанты	Дата подписания	Подпись
Общие сведения	д.т.н. Юсупов Х.А.	05.01.2020	
Вскрытие и подготовка месторождения	д.т.н. Юсупов Х.А.	13.01.2020	
Выбор технологии отработки	д.т.н. Юсупов Х.А.	03.02.2020	
Специальная часть	д.т.н. Юсупов Х.А.	24.03.2020	
Электрификация	д.т.н. Юсупов Х.А.	03.04.2020	
Охрана окружающей среды	д.т.н. Юсупов Х.А.	09.04.2020	
Охрана труда	д.т.н. Юсупов Х.А.	14.04.2020	
Экономика рудника	д.т.н. Юсупов Х.А.	25.04.2020	

Научный руководитель _____ Юсупов Х.А.

Задание принял к исполнению _____ Амангелді С.Ж.

Дата «____» _____ 2020 г.

АННОТАЦИЯ

Дипломная работа состоит из введения, восьми разделов, заключения и списка использованной литературы. В проекте дается информация о географии, геологии и истории рассматриваемого месторождения, определены основные параметры рудника, приведены расчеты по выбору экономической схемы вскрытия и системы разработки месторождения.

Специальная часть проекта посвящен анализу и практическому определению наиболее подходящей рецептуры закладочной смеси для условий месторождения Майкаин С.

АНДАТПА

Дипломдық жұмыс кіріспе, сегіз бөлімнен, қорытынды және қолданылған әдебиет тізімінен тұрады. Бұл жобада қарастырылып жатқан кен орынның географиясы, геологиясы және тарихы жайлы ақпарат берілген, кеннің негізгі параметрлері анықталған, кенді үнемді ашу сұлбасы және казу жүйесін тандау есебі берілген.

Жобаның негізгі бөлімі Майкаин С кен орнының жағдайына ең жарамды толтырма қоспасының рецептурасын талдауға және оны тәжірибелік тұрғыда анықтауға арналған.

ABSTRACT

The diploma work consists of an introduction, eight sections, conclusion and list of references. The project provides information on the geography, geology and history of considered field, defines the main parameters of the mine, provides calculations on the choice of an economical opening scheme and the field development system.

A special part of the project is devoted to the analysis and practical determination of the most suitable filling mixture formulation for the conditions of the Maycaine C deposit.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	9
1. Общие сведения	10
1.1 Краткая горно-геологическая характеристика месторождения	10
1.2 Основные параметры рудника	12
1.2.1 Срок службы рудника	13
1.2.2 Режим работы рудника	13
2. Вскрытие и подготовка месторождения	15
2.1 Принятая схема вскрытия	15
3. Выбор технологии отработки	17
3.1 Расчет объема подготовительно нарезных работ (ПНР)	17
3.2 Выбор системы разработки	19
3.3 Расчет скважинной отбойки	20
4. Специальная часть	25
4.1 Методика исследования и выбора рациональных составов твердеющих закладочных смесей	25
4.2 Выбор рецептуры закладки для условий рудника «Майкаин»	28
5. Электрификация	30
5.1 Характеристика электрических нагрузок рудника	30
5.2 Источники электроснабжения	30
6. Охрана окружающей среды	31
6.1 Экологические условия разработки	31
6.2 Основные источники и виды воздействия	31
6.3 Прогнозирование и оценка загрязнения атмосферного воздуха	31
6.4 Рекультивация нарушенных земель и природоохранные мероприятия	31
7. Охрана труда	33
7.1 Производственная санитария	33
7.2 Техника безопасности	36
8. Экономика рудника	38
8.1 Капитальные затраты на горные работы	38
8.2 Заработная плата	39
8.3 Затраты на материалы	42
8.4 Калькуляция себестоимости добычи полезных ископаемых	43
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	44
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	45
Приложение А	46
Приложение Б	52
Приложение В	53

ВВЕДЕНИЕ

Горно-металлургическая отрасль Республики Казахстан является наиболее динамично развивающимся сектором промышленности страны и представляет собой стратегическую отрасль экономики, роль которой состоит в обеспечении сырьем производства высокотехнологичной и наукоемкой конечной продукции. Также, как и другие отрасли, она имеет свои слабые стороны, на решение которых правительство уделяет большое внимание. К ним относятся : значительное количество забалансовых запасов месторождений, освоение которых экономически невыгодно; низкий уровень извлечения; низкий уровень механизации и автоматизации производственных процессов; малое применение инновационных технологий в производственных процессах и т.д. [1]

Ввиду этого, в данной дипломной работе мною предложено применение системы разработки с закладкой. Данная система разработки станет отличным решением во множестве проблем стоящих в горно-металлургической отрасли нашей страны.

Во-первых, с помощью такой системы разработки станет возможным разработка забалансовых руд;

Во-вторых, система разработки с закладкой увеличивает уровень извлечения горной породы из недр земли;

В-третьих, данная система соответствует целям государственной программы индустриального-инновационного развития РК 2020-2025 о технологической модернизации горно-металлургического комплекса. [2]

В-четвертых, система с закладкой соответствует Кодесу Республики Казахстан от 27 декабря 2017 года «О недрах и недропользовании», в котором говорится о рациональном использовании фонда недр. [3]

Опираясь на вышеперечисленные факты, в данной дипломной работе я предлагаю использование Камерной системы разработки с закладкой на месторождении Майкаин С, специальной частью которой является выбор закладочной смеси для условий месторождения Майкаин С.

1. Общие сведения

Месторождение «Майкаин С» расположено на территории Майкаинского рудного поля, которое расположено в пределах Баянаульского района, Павлодарской области, Республики Казахстан.

Поселок Майкаин, который расположен на площади рудного поля, находится в 85 км севернее районного центра Баянаул и в 130 км к ЮЗ от г. Павлодара. С этими пунктами, а также с г.Экибастузом поселок Майкаин связан асфальтированными дорогами. Кроме того, п. Майкаин связан через станцию Ушкулын отдельной веткой с железнодорожной линией Павлодар-Астана.

Окрестности п. Майкаин представляет собой холмистую степь с большим количеством засоленных котловин и горько-соленых озер.

Абсолютные отметки наиболее высоких точек не превышает 300 м. Наименьшая высота 235 м. Многочисленные сопки (Большой и Малый Майкаин) сложены кварцитами и окварцованными породами, вытянутые в северо-восточном направлении.

Климат района засушливый, резко континентальный. Колебания температуры составляют: -45 градусов в январе, до + 40 градусов в июле-августе.

Среднегодовое количество осадков находится в пределах от 200 до 278 мм. Для района месторождения характерны умеренные, довольно часто сильные ветры, в основном, западного и юго-западного направлений. Распределение снежного покрова неравномерное и в среднем толщина его составляет до 0,3 м. Промерзание почвы до 2-2,5 м.

Промышленность в районе работ представлена горнодобывающей отраслью. Ведется добыча угля, золото-барит-полиметаллических руд, флюсового известняка, формовочных песков. Сельское хозяйство развито гораздо слабее, что обусловлено недостатком воды.

Топливо-энергетическая база обеспечивается добычей бурого угля, электроэнергия подается в поселок Майкаин по ЛЭП-35 и 110 кв.

Водоснабжение поселка и всех предприятий производится по трубопроводу от Экибастузского водохранилища канала «Иртыш-Караганда».

Район месторождения, расположенный на юго-восточном крыле Экибастузского антиклинория, имеет сложное строение. Стратиграфическая карта представлена нижнекембрийскими вулканогенно-осадочными образованиями, прорванными малыми интрузиями разного состава. По коренным породам широко развита глинистая кора выветривания.

1.1 Краткая горно-геологическая характеристика месторождения

Рудные тела месторождения «Майкаин С» локализованы в зоне динамометаморфизма. В всячем боку рудных тел развиты метасоматические кварциты, в лежачем – кварцево-серцитовые сланцы. Зоны рассланцевания

здесь образуют три направления: северо-восточное, северо-западное и близкое к широтному. В участках пересечения этих зон рассланцевания образовались столбообразные тела, наиболее интенсивно динамометаморфизованных пород, представленных брекчией метасоматических кварцитов с последующим замещением рудным материалом.

С поверхности рудное тело 1 прослежено по простиранию карьерами на 300 м. Оно представляет собой линзообразное тело, ориентированное по северо-западному нарушению, имеющее два крупных столбообразных раздува в западной и восточной частях.

На глубине рудное тело представлено серно-колчеданными рудами. Пробуренные на глубину 200-300 м скважины подтверждают наличие рудных тел. Содержание золота в рудах для всей залежи не превышает 1,5 г/т, серебра 20 г/т, меди 0,2-0,7%, свинца 0,1%, серы сульфидной 26-40%. Среди серно-колчеданной залежи выделяется участок с наложенной медно-золотой минерализацией. По этому участку в 1943 году ВКЗ утвердил балансовые запасы в количестве (руды 972,0 тыс.т, золота 4403 кг, серебра 26,9 т., меди 6,8 тыс.т.). Эти запасы остались без изменения до настоящего времени. О возможном наличии среди сплошных забалансовых серно-колчеданных руд, отдельных участков с наложенной золото-полиметаллической минерализацией свидетельствуют данные по скважине №200. Этой скважиной на глубине 100 м был подсечен рудный шов, представленной барит-полиметаллическим прожилком, мощностью в 10см с содержанием золота 10 г/т, серебра 58 г/т, меди 1,1%, цинка 4,7% и свинца 0,6%. Окисленные руды отработаны до горизонта 66 м, а ниже залегают сульфидные руды.

На месторождении «Майкаин С» по данным обобщенных материалов оконтурилось 6 рудных тел, отстоящих на небольших расстояниях друг от друга, и представленных сплошными и вкрапленными рудами. Из всех рудных тел на поверхность выходит только первое рудное тело, представленное рядом линзообразных тел, соединенных маломощными проводниками.

Все рудные тела имеют общие особенности, как:

1. Имеют линзовидную форму;
2. Падение рудных тел северное, крутое;
3. Залегают согласно с вмещающими породами-метасоматитами.

Первое рудное тело –наиболее крупное, имеет изменчивое простирание: западный его фланг –С-З, центральная часть С-В, восточный фланг – восточное. Протяженность первого рудного тела на поверхности 300 м, по падению оно подсечено на глубине 300м, но не оконтурено, мощность составляет от 10-30 м до 50-60 м. На этом рудном теле ярко выражена зона окисления. Мощность ее достигает 64-66 м. В пределах зоны окисления руды обогащены золотом, содержание которого составляет от 3,5 до 100 г/т. По результатам отработки установлена следующая вертикальная зональность окисленных руд:

1. Железная шляпа: а) глины до 20-35 м; б) бурые железняки до 40-45 м.
2. Ярозиты до 50-55 м.

3. Кварцево-баритовая сыпучка: а) с ярозитом до 60-62 м; б) с самородной серой до 64-66 м.

4. Колчеданная сыпучка до 66,5-67,5 м.

Наиболее высокие содержания золота приурочены с скоплениям самородной серы.

Глубже зоны окисления рудное тело представлено серно- и медно-колчеданными рудами с наложенной барит-полиметаллической минерализацией. Содержания полезных компонентов в первичных рудах составляют: золото 0,5-2,11 г/т, серебро до 38,2 г/т, меди – 0,15-1,1 %, свинца до 0,14%, цинка – 0,8%, барита – 4,21%, серы сульфидной – 38,0%.

Второе рудное тело залегает параллельно первому и подсечено скважинами №11,31,177. Глубина залегания та же, что и у первого, протяженность по простиранию от 50 до 130 м. максимальная мощность, пересеченная скважиной №11 равна 25 м. Содержание полезных компонентов: золото- 1,0 до 3,3 г/т, серебро до 54 г/т, медь – 0,32%, свинец – 0,1%, цинк до 1,8%. Рудное тело сложено сплошными рудами серно-колчеданного состава.

Третье и четвертое рудные тела представлены вкрапленными рудами, залегающими в лежачем боку основного рудного тела. Они подсечены скважинами №163, 177 и 951. Залегают рудные тела между горизонтами 240-310 м от поверхности, максимальная мощность 30 м. Средние содержания полезных компонентов: золото от 0,5 до 3,1 г/т, серебро от 9,5 до 36,6 г/т, медь – 0,2-0,58%, свинец – 0,06-0,38%, цинк – 0,03-2,8%. Руды представлены вторичными кварцитами с наложенной сульфидной минерализацией.

Пятое рудное тело подсечено скважинами №6 и 1101, залегает между горизонтами 50-220м, максимальная мощность достигает 15 м. На глубину рудное тело не оконтурено. Рудное тело сложено густо вкрапленными и сплошными рудами серно-колчеданного состава. Средние содержания полезных компонентов: золото от 0,4 до 3,8 г/т, серебро от 8,8 до 30,3 г/т, медь до 0,55%, свинец до 0,72%, цинк до 2,77%, барит – 9,15%.

Шестое рудное тело залегает как и все рудные тела параллельно главному и подсечено скважиной №31. Глубина рудного тела от 40 до 120 м, протяженность по простиранию равна 50 м, максимальная мощность равна 4,0 м. Содержание полезных компонентов: золота от 0,6 до 1,6 г/т, серебро от 9,2 до 30,4 г/т, медь до 3,8%, серы сульфидной – 27,8%. Рудное тело сложено сплошными и вкрапленными рудами медно-колчеданного состава.

1.2 Основные параметры рудника

К проектированию приняты балансовые запасы месторождения «С» по состоянию на 1 января 2014 года:

- категории С₁ – руды 972,0 тыс.т, золота 4403,0 кг, меди 6,8 тыс.т, серебра 26,9 тонн;

- категории С₂ – руды 3,0 тыс. т, золота 10,0 кг, меди 0,1 тыс.т, серебра 0,1 тонн;

В принятых к проектированию запасы категории C_1 составляют 99,6 %, категории C_2 -0,4 %.

В соответствии с "Нормами технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки" годовую производственную мощность рудника по горным возможностям для месторождений с углом падения 30-90° определяется исходя из величины годового понижения уровня выемки на месторождении по формуле [4]:

$$A = \frac{V \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot S \cdot \gamma \cdot (1 - K_{\text{п}})}{(1 - \rho)}, \text{ тыс. т в год} \quad (1.1)$$

где $V=18$, м – годовое понижение уровня выемки;

Поправочные коэффициенты к величине годового понижения:

$K_1=1,3$ – на угол падения рудных тел;

$K_2=0,7$ – на мощность рудных тел;

$K_3=0,9$ – на применяемые системы разработки;

$K_4=1,0$ – на число этажей, находящихся в одновременной работе;

$\gamma = 3,5$ т/м³ – удельный вес руды;

$K_{\text{п}}=0,15$ – коэффициент потерь;

$\rho= 0,18$ - коэффициент разубоживания;

$S = 3900$, м²– средняя величина рудной площади в этаже.

$A=208$ тыс.т руды в год.

Учитывая сложность горно-геологических и горнотехнических условий разработки месторождения (сближенные рудные тела, тектонические нарушения и т.п.) проектом принимается годовая производственная мощность рудника $A=160$ тыс.т руды в год.

1.2.1 Срок службы рудника

Срок службы рудника рассчитывается по формуле

$$T = T_p + \frac{Q}{A(1 - \rho)} + T_з \quad (1.2)$$

где T_p – срок строительства рудника, $T_p = 2$ года;

Q – балансовые запасы месторождения, $Q=975$ тыс.т.;

$T_з$ – время на затухание рудника, $T_з = 2$ года

$$T = T_p + \frac{Q}{A(1 - \rho)} + T_з = 2 + \frac{975}{160(1 - 0,18)} + 2 = 2 + 8 + 2 = 12 \text{ лет.}$$

1.2.2 Режим работы рудника

Согласно «Норм технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки» (1986 г.) принимается

следующий порядок работы подземного рудника "Майкаин С" в увязке с работой ОФ:

Число рабочих дней в году	- 305
Число рабочих смен в сутки:	- 3
в т. ч. по выдаче руды	- 3
буровая	- 1-2
обслуживание машин в смену	- ежесменная
ремонт машин	- по графику

2. Вскрытие и подготовка месторождения

Выбор способа вскрытия и подготовки обуславливает себестоимость добычи полезного ископаемого, капитальные затраты, потери в целиках и экономику предприятия в целом. Для этого выбирается несколько вариантов вскрытия, а из них, наиболее экономически выгодный вариант.

Для месторождения Майкаин С приемлемыми вариантами вскрытия являются:

1. Двумя фланговыми вертикальными стволами (клетевой, вентиляционный) и этажными квершлагами;
2. Одним центральным вертикальным стволом со стороны лежачего бока и этажными квершлагами, а также двумя фланговыми вентиляционными стволами;
3. Одним наклонным автотранспортным съездом со стороны лежачего бока, пройденным с поверхности и этажными квершлагами, а также одним фланговым вентиляционным стволом.

Из рассматриваемых вариантов вскрытия с явными отрицательными признаками являются:

2 вариант – большая протяженность вертикальных выработок, откатка горной массы на каждом горизонте, относительно высокие капитальные затраты на строительство ОД;

Сравнение первого и третьего вариантов произведем по технико-экономическим показателям и показано в Приложении А

Расчеты показали, что приведенные затраты по 1-му варианту составили 6632,96 тг/т, а по 3-му варианту – 2341,9 тг/т, т.е. на 183% экономически эффективнее вариант 3.

2.1 Принятая схема вскрытия

Запасы рудных тел вскрываются и подготавливаются автотранспортным уклоном, этажными транспортными штреками и вентиляционно-лифтовыми восстающими.

Для вскрытия подкарьерных запасов месторождения «Майкаин С» предусмотрено осушение карьера Майкаин С и укладка бетонной «подушки» в местах выхода рудных тел на поверхность с целью исключения подтопления шахты, а также уменьшения потери в подкарьерных целиках.

С юго-западной части месторождения Майкаин С, за зоной сдвижения массива засекается автотранспортный съезд (АТС), который оборудуется порталом. Длина портала уклона – 20-30 м, сечение – 14,1 м².

Далее от портала проходится автотранспортный съезд. По мере проходки съезда, из него выбиваются высечки. Директивный угол наклона съезда 7°, на прямолинейных участках – 7-8°, на закруглениях – 5-6°. Сечение автотранспортного съезда – 12,5 м², а на закруглениях 14,1 м². АТС предназначен для транспортировки горной массы, доставки оборудования и

материалов на горизонты и подэтажи, а так же служит для выдачи отработанного воздуха на поверхность и в качестве запасного выхода на поверхность.

Данная схема вскрытия принята с целью ускорения ввода в эксплуатацию запасов месторождения «Майкаин С», она является усовершенствованной схемой вскрытия и подготовки рудных тел. Использование автотранспортного уклона сокращает объем вертикальных выработок и оборудование комплекса подъема, позволяет применить мобильное самоходное оборудование и сократить процессы перегрузки горной массы, а также безопасно осуществлять перевозку людей автотранспортом специального назначения.

Сечение квершлагов и штреков, по которым производится транспортировка руды, также принято равным $12,5\text{ м}^2$, а за пределами рудного тела до сбойки с вентиляционно-лифтовым восстающим – $7,4\text{ м}^2$. Сечения экспло-разведочных $-8,4-9,5\text{ м}^2$, подэтажных буровых и доставочных штреков (доставочно-буровые) колеблется от $9,5$ до 10 м^2 в зависимости от условий проходки выработок.

Одновременно с проходкой АТС, на юго-западном фланге участка для подачи свежего воздуха и организации второго запасного выхода восстанавливается ранее пройденный ствол шх. 42 с поверхности на отметку 150 м , который оборудуется в вентиляционно-лифтовой восстающий с лифтовым подъемником УПГЛ или П-1000, ходовым и вентиляционным отделениями. С углублением на горизонты ниже отм. 150 м проходится слепой вентиляционно-лифтовой восстающий №2 сечением – $7,4\text{ м}^2$, дублирующий назначение восстановленной шх. 42.

Устье автотранспортного уклона оборудуется порталом. По мере проходки уклона через 25 м формируется ниша безопасности, а через $100-200\text{ м}$ по его длине оборудуются погрузочные пункты и технологические ниши (камеры), которые используются для разминовки и разворота самоходного оборудования, укрытия самоходных машин, а также установки вентиляторов местного проветривания.

По мере проходки этажных транспортных штреков также оборудуются перегрузочные пункты и технологические ниши.

3. Выбор технологии обработки

В последние годы во всем мире явно наметилась тенденция значительного повышения удельного веса систем разработки с твердеющей закладкой выработанного пространства. Это связано в первую очередь с необходимостью увеличения полноты извлечения полезного ископаемого из недр, а также снижения разубоживания его пустой породой. Практика показывает, что при системах разработки с закладкой выработанного пространства потери руды составляют 3-5 %, а разубоживание не превышает 7-10 %. Сравнительно высокая стоимость очистных работ при таких системах разработки компенсируется полнотой выемки полезного ископаемого и улучшением его качества.

Применение твердеющей закладки позволяет успешно решать целый ряд различных по своему характеру сложных проблем по обеспечению благоприятных условий ведения горных работ, важнейшими из которых являются: повышение безопасности очистной выемки, сохранение земной поверхности, улучшение проветривания горных выработок, экологические проблемы.

Следует отметить еще одну тенденцию в совершенствовании технологии добычи руд системами с закладкой. Ранее применявшаяся “сухая” породная закладка характеризовалась большой затратой ручного труда, большой усадкой возводимых искусственных массивов, повышенным пылеобразованием и широкого распространения не получила. В последние годы наибольшее применение в мировой практике получила упрочненная или твердеющая закладка. Приготовленная на поверхности на специализированных закладочных комплексах упрочняющаяся закладка доставляется к месту укладки с помощью высокопроизводительного трубопроводного транспорта в самотечном режиме. Закладочные работы легко поддаются автоматизации, обеспечивают стабильность состава закладочной смеси и соответственно искусственного закладочного массива.

В Республике Казахстан практически все горные предприятия, ведущие добычу руд цветных металлов подземным способом, используют системы разработки с твердеющей закладкой. Это предприятия АО “Казцинк” – Риддерский и Зыряновский горнообогатительные комплексы, предприятия ТОО “ВостокЦветМет” – Жезкентский ГОК, Артемьевский рудник и др. На этих предприятиях имеются высокопроизводительные закладочные установки производительностью 100-200 м³/ч. Эти предприятия используют эффективные системы разработки с применением буровых и погрузочно-доставочных самоходных машин.

3.1 Расчет объема подготовительно нарезных работ (ПНР)

Для данных условий месторождения Майкаин С предлагается рассмотреть две системы разработки:

1. Камерная система разработки с закладкой
 2. Система разработки подэтажного обрушения
- Системы разработки будут сравниваться в пределах блока со следующими параметрами:

- Высота блока 34 м;
- Ширина блока 90 м;
- Мощность 20 м

Для камерной системы разработки с закладкой:

Подготовка блока заключается в проходке наклонного съезда, полевых штреков, транспортных ортов, заездов в камеры и буровых ортов.

ПНР определяется по следующей формуле:

$$Q = \frac{\sum L}{Q_{\text{изв}}} 1000, \quad (3.1)$$

где $\sum L$ – сумма длины выработок, м;

$$\sum L = L_{\text{п.ш.}} + L_{\text{т.о.}} + L_3 + L_{\text{б.о.}}, \quad (3.2)$$

где $L_{\text{п.ш.}}$ – длина полевых штреков 120 м;

$L_{\text{т.о.}}$ – длина транспортных ортов 90 м;

L_3 – длина заездов 84 м;

$L_{\text{б.о.}}$ – длина буровых ортов 120 м.

$$\sum L = L_{\text{п.ш.}} + L_{\text{т.о.}} + L_3 + L_{\text{б.о.}} = 120 + 90 + 84 + 120 = 414 \text{ м}$$

$Q_{\text{изв}}$ – извлекаемые запасы, т.

$$Q_{\text{изв}} = Q_6 \frac{1 - k_{\text{п}}}{1 - k_{\text{р}}}, \quad (3.3)$$

где Q_6 – балансовые запасы 160 000 т;

$k_{\text{п}}$ – коэффициент потерь 6%;

$k_{\text{р}}$ – коэффициент разубоживания 8%.

$$Q_{\text{изв}} = Q_6 \frac{1 - k_{\text{п}}}{1 - k_{\text{р}}} = 160\,000 \frac{1 - 0,06}{1 - 0,08} = 163\,478,26 \text{ т}$$

$$Q = \frac{\sum L}{Q_{\text{изв}}} 1000 = \frac{414}{163\,478,26} 1000 = 2,53 \text{ м/т}$$

Для системы разработки подэтажного обрушения:

Подготовка блока заключается в проходке наклонного съезда, вентиляционного, откаточного полевых штреков, восстающих, рудоспусков, заездов на подэтажи, подэтажных штреков и буродоставочных ортов.

ПНР определяется по следующей формуле (3.1)

$$Q = \frac{\sum L}{Q_{\text{изв}}} 1000 ,$$

где $\sum L$ – сумма длины выработок, м;

$$\sum L = L_{\text{в.ш.}} + L_{\text{о.ш.}} + L_{\text{в}} + L_{\text{р}} + L_{\text{з}} + L_{\text{п.ш}} + L_{\text{б.о.}} , \quad (3.4)$$

где $L_{\text{в.ш.}}$ – длина вентиляционного полевого штрека 90 м;

$L_{\text{о.ш.}}$ – длина откаточного полевого штрека 90 м;

$L_{\text{в}}$ – длина восстающего 34 м;

$L_{\text{р}}$ – длина рудоспуска 34 м;

$L_{\text{з}}$ – длина заездов 40 м;

$L_{\text{п.ш.}}$ – длина подэтажных штреков 360 м;

$L_{\text{б.о.}}$ – длина буродоставочных ортов 480 м.

$$\begin{aligned} \sum L &= L_{\text{в.ш.}} + L_{\text{о.ш.}} + L_{\text{в}} + L_{\text{р}} + L_{\text{з}} + L_{\text{п.ш}} + L_{\text{б.о.}} = \\ &= 90 + 90 + 50 + 50 + 40 + 360 + 480 = 1128 \text{ м} \end{aligned}$$

$Q_{\text{изв}}$ – извлекаемые запасы, т.

$$Q_{\text{изв}} = Q_{\text{б}} \frac{1 - k_{\text{п}}}{1 - k_{\text{р}}}$$

где $Q_{\text{б}}$ – балансовые запасы 160 000 т;

$k_{\text{п}}$ – коэффициент потерь 12%;

$k_{\text{р}}$ – коэффициент разубоживания 6%.

$$Q_{\text{изв}} = Q_{\text{б}} \frac{1 - k_{\text{п}}}{1 - k_{\text{р}}} = 160\,000 \frac{1 - 0,12}{1 - 0,06} = 149\,787,23 \text{ т}$$

$$Q = \frac{\sum L}{Q_{\text{изв}}} 1000 = \frac{1128}{149\,787,23} 1000 = 7,53 \text{ м/т}$$

3.2 Выбор системы разработки

Выбор системы разработки производим по методике О.А.Байконурова [5]

1. Камерная система разработки с закладкой
2. Система разработки подэтажного обрушения

Таблица 3.1 – Выбор системы разработки

Система	1	2
Производительность т/см	60	50
Себестоимость \$/т	22	17
Потери %	6	12
Разубоживание %	8	6
ПНР, м/1000т	2,53	7,53

$\Delta I_1^1 = 0$	$\Delta I_1^2 = \frac{ 60 - 50 }{60}$
$\Delta I_2^1 = \frac{ 17 - 2 }{17}$	$\Delta I_2^2 = 0$
$\Delta I_3^1 = 0$	$\Delta I_3^2 = \frac{ 6 - 12 }{6}$
$\Delta I_4^1 = \frac{ 6 - 8 }{6}$	$\Delta I_4^2 = 0$
$\Delta I_5^1 = 0$	$\Delta I_5^2 = \frac{ 2,53 - 7,74 }{2,53}$

$$\Delta I = \begin{vmatrix} 0 & 0,16 \\ 0,29 & 0 \\ 0 & 1 \\ 0,33 & 0 \\ 0 & 2,05 \end{vmatrix}$$

$$R_1 = \sqrt{0,29^2 + 0,33^2} = 0,439$$

$$R_2 = \sqrt{0,16^2 + 1^2 + 2,05^2} = 2,286$$

Значение R_1 меньше значения R_2 , следовательно целесообразной системой разработки будет камерная система разработки с закладкой.

3.3 Расчет скважинной отбойки

Отбойку руда осуществляется веерными скважинами диаметром 0,1 м. Основными параметрами отбойки являются Л.Н.С. и расстояние между скважинами, на основе которых определяются остальные.

Наиболее распространенной зависимостью для расчета Л.Н.С. является формула Л.И.Барона [6]:

$$W = d\sqrt{0.785\Delta k_3/mq}, \quad (3.5)$$

где d – диаметр скважины 0,1 м;
 κ_3 – коэффициент заполнения скважины 0,6;
 Δ – плотность заряжения 1000 кг/м³;
 m – коэффициент сближения зарядов 1;
 q – удельный расход ВВ на отбойку, кг/м³.

$$q = q_0 e \kappa_2 \kappa_4 \kappa_5 \kappa_6 \kappa_7, \quad (3.6)$$

где q_0 – эталонный расход ВВ 0,7 кг/м³;
 e – коэффициент относительной работоспособности 0,89;
 κ_2 – коэффициент, учитывающий трещиноватость руд и требуемое качество дробление

$$\kappa_2 = (l_{mp}/a_k)^{n_1}, \quad (3.7)$$

где l_{mp} – среднее расстояние между видимыми трещинами в массиве 0,6 м;
 a_k – размер кондиционного куска 0,6 м;
 n_1 – 0,55.

$$\kappa_2 = (0,6/0,6)^{0,55} = 1$$

κ_4 – коэффициент, учитывающий условия отбойки 0,9;
 κ_5 – коэффициент, учитывающий способ заряжения скважин 1;
 κ_6 – коэффициент, учитывающий диаметр заряда

$$\kappa_6 = (d/0,105)^{n_2}, \quad (3.8)$$

где n_2 – 1.

$$\kappa_6 = (0,1/0,105)^1 = 0,943$$

κ_7 – коэффициент, учитывающий схему расположения скважин 1,2.

$$q = q_0 e \kappa_2 \kappa_4 \kappa_5 \kappa_6 \kappa_7 = 0,7 * 0,89 * 1 * 0,9 * 1 * 0,943 * 1,2 = 0,63 \text{ кг/м}^3$$

Подставив полученные данные в формулу (3.5) мы получим

$$W = d \sqrt{0,785 \Delta \kappa_3 / m q} = 0,1 \sqrt{0,785 * 1000 * 0,6 / 1 * 0,63} = 2,73 \text{ м}$$

При отбойке веерными скважинами их взаимное расположение определяется максимальным расстоянием между концами соседних скважин a_{max} и минимальным a_{min} – между заряженными частями скважин вблизи контура буровой выработки.

$$a_{max} = 1,5 - 1,7W \quad (3.9)$$

$$a_{max} = 1,5 - 1,7W = 1,6 * 2,73 = 4,368 \text{ м}$$

$$a_{min} = 0,5 - 0,7W \tag{3.10}$$

$$a_{min} = 0,5 - 0,7W = 0,6 * 2,73 = 1,638 \text{ м}$$

Общая длина скважин в веере определяется из рисунка (Рисунок 3.1):

$$\sum L_{скв} = 122,52 \text{ м}$$

Общий объем скважин:

$$V_{скв} = \pi r^2 \sum l_{скв}, \tag{3.11}$$

где $\pi = 3,14$;

r – радиус скважин 0,05 м;

$$V_{скв} = \pi r^2 \sum L_{скв} = 3,14 * 0,05^2 * 122,52 = 0,96 \text{ м}^3$$

Расход ВВ на 1 веер:

$$Q_{ВВ} = \Delta * V_{скв} \tag{3.12}$$

$$Q_{ВВ} = \Delta * V_{скв} = 1000 * 0,96 = 960 \text{ кг}$$

Объем руды, взрывааемый 1 веером:

$$V_p = W * H_k * L_k, \tag{3.13}$$

где H_k – высота камеры 17 м;

L_k – ширина камеры 15 м;

W – Л.Н.С.

$$V_p = W * H_k * L_k = 2,73 * 17 * 15 = 696,15 \text{ м}^3$$

Выход руды с 1 п.м. скважины:

$$V_{п.м.} = \frac{V_p}{\sum L_{скв}}, \tag{3.14}$$

$$V_{н.м.} = \frac{V_p}{\sum L_{скв}} = \frac{696,15}{122,52} = 5,68 \text{ м}^3$$

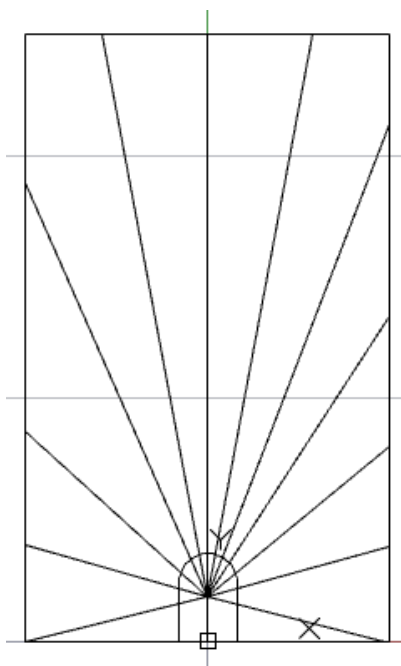


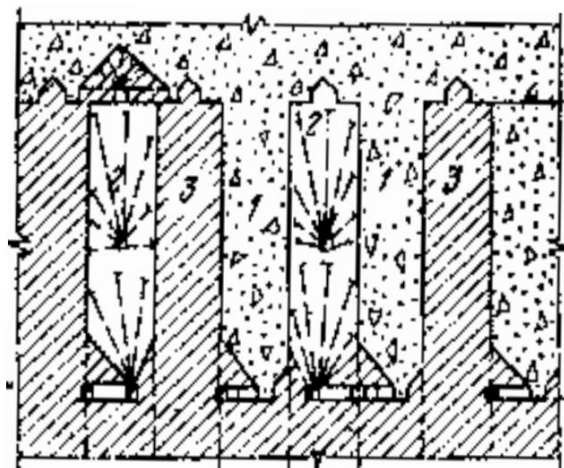
Рисунок 3.1 – Схема расположения вееров

Система разработки с камерной выемкой и закладкой применяется при разработке мощных и весьма мощных пологих и крутопадающих рудных залежей с устойчивыми вмещающими породами. Эти системы разработки расширяют фронт работы этажа, позволяют использовать мощное самоходное буровое и погрузочно-доставочное оборудование.

Принципиально отработка рудных тел такими системами представляет следующую цепочку. Запасы руды в пределах этажа вынимают камерами в несколько очередей с оставлением рудных целиков и заполнением выработанного пространства твердеющими смесями. Впоследствии рудные целики (камеры последующих очередей) извлекают под охраной искусственных. Идентичность параметров камер, обрабатываемых в различные очереди, позволяет применять одну технологию ведения очистных работ и способствует улучшению технико-экономических показателей по системе.

Ниже приводится типичная конструкция системы разработки с камерной выемкой, применяемая на Орловском руднике ТОО «ВостокЦветМет». В зависимости от характера руды и вмещающих пород очистная выемка может вестись на всю высоту этажа, либо этаж разбивается на 2-4 подэтажа и выемка ведется ступенчато.

Конструкция системы следующая (Рисунок 3.2). Рудное тело разбивается по простиранию на участки длиной до 60 м. По вертикали этот участок (блок) делится на три подэтажа подэтажными выработками. Высота подэтажа 17 м. По простиранию блок делится на камеры шириной 10 м. Вкрест простирания в зависимости от мощности рудного тела блок делится на несколько панелей так, чтобы соотношение ширины камеры к величине панели не превышало 1:2.



1-отработанные и заложённые камеры; 2-камеры, разбуренные веерами скважин; 3-руда

Рисунок 3.2 - Камерная система разработки с подэтажной отбойкой и последующей закладкой

Подготовка блока заключается в проходке наклонного съезда под углом $8\text{--}12^\circ$, вентиляционно-закладочного восстающего, доставочных штреков и из них под углом $+5\text{...}6^\circ$ погрузочно-доставочных ортов. С уровня откаточного горизонта проходится рудоспуск, восходящий на подэтажи. Каждый доставочный орт сбивается вентиляционно-закладочными сбоями с закладочными ортами, проходимыми из вентиляционно-закладочных штреков. Проходятся погрузочные заезды, буровые орты, отрезной восстающий. Очистная добыча начинается с разделки отрезной щели и с последующей отбойкой руды на эту щель скважинными зарядами. Диаметр скважин 100 мм. Подготовительные выработки в зависимости от устойчивости вмещающих пород крепятся штангами с торкретом или податливой крепью из спецпрофиля СВП-27. Бетонная закладка в отработанные камеры подается по трубопроводу, проложенному в закладочных выработках верхнего подэтажа. Для дозакладки камеры и выпуска из нее воздуха в процессе подачи закладки из закладочного штрека в камеру бурятся 2—3 скважины. Оборудование на проходческих работах такое же, как и при слоевых системах разработки.

На очистных работах бурение скважин предусматривается станками типа КБУ-50 или ПБУ-80. Погрузка, и доставка руды осуществляется погрузочно-доставочными машинами типа «Торо-200». Взрывание скважин — секционное электродетонаторами с замедлением в очереди 25—50 мс.

Проветривание доставочных, буровых и закладочных выработок в блоке осуществляется за счет общешахтной депрессии. Одновременная отработка смежных панелей допускается через две камеры, а одновременная отработка камер в двух смежных подэтажах должна производиться с опережением отработки верхних камер по отношению к нижним не менее, чем на 30 м.

4. Специальная часть

4.1 Методика исследования и выбора рациональных составов твердеющих закладочных смесей

Основной целью данного исследования было подбор состава закладки с необходимыми свойствами из местных материалов.

Рациональный состав закладки подбирают в зависимости от предъявляемого к искусственному закладочному массиву требований – прочности и к смеси – транспортабельности и подвижности.

На практике обычно приходится из одних и тех же материалов готовить закладочные смеси различных марок при разной консистенции в зависимости от горнотехнических условий закладываемых участков месторождения, дальности транспортирования, сроков отработки камер, смежных с закладываемыми и т.д.

В этом случае нецелесообразно производить предварительные испытания для каждой марки закладочной смеси. Рациональнее провести испытания, позволяющие выявить обобщенные зависимости, связывающие прочность, подвижность, водно-вяжущее отношение и расход вяжущего, которые позволяют назначить требуемые составы закладочных смесей.

При такой методике при минимальном количестве испытуемых составов можно получить необходимые зависимости для проектирования закладочных смесей. Выбор водно-вяжущих отношений и расхода вяжущего при этом должен обеспечивать возможность получения необходимых диапазонов прочности закладки и консистенции закладочных смесей.

Проектирование составов твердеющих закладочных смеси должно решаться в свете того, что качество закладочного массива после его формирования нельзя улучшить никакими мерами последующего воздействия. Правильный выбор материалов, входящих в состав закладочной смеси, их рациональное соотношение, технология смесеобразования, возможность транспортирования по трубам в выработанное пространство, полнота его заполнения — это комплекс вопросов, решение которых гарантирует получение искусственного массива, отвечающего требованиям безопасной отработки месторождения.

Во-многом состав закладочной смеси определяется необходимой прочностью искусственного закладочного массива в определенном возрасте, при этом естественно стремятся к минимальной ее себестоимости.

Как правило, горные предприятия, использующие системы разработки с закладкой выработанного пространства, работают с вяжущим одного типа и заполнителем одного-двух типов. Следовательно, изменение прочности закладки возможно либо изменением водо-вяжущего отношения, либо варьированием расхода вяжущего при постоянном качественном и количественном составе заполнителей.

Таким образом, наиболее рациональным методом проектирования составов закладочной смеси следует считать выбор рационального типа и соотношения заполнителей, а затем для варьирования прочностью закладки в различном возрасте знать закономерности ее изменения в зависимости от расхода вяжущего и водо-вяжущего отношения. При этом естественно должны сохраняться необходимая подвижность смеси, обеспечивающая ее транспортабельность.

Для оперативного варьирования составами закладочных смесей необходимо иметь методику определения их рациональных составов. Для этого в начале изучаются характеристики вяжущих компонентов воды и заполнителя, производится отбор тех, которые удовлетворяют техническим условиям для приготовления закладки. Затем устанавливается рациональное соотношение заполнителей различных типов, если используется смешанный заполнитель и это соотношение принимается за постоянное. В дальнейшем, используя выбранное соотношение заполнителей как базовое, удобно производить выбор требуемого состава смеси варьированием расхода вяжущего и воды.

Подбор составов закладочных смесей выполняется с учетом:

- характеристик исходных материалов;
- технологии приготовления закладочной смеси;
- реологических характеристик закладочных смесей, отвечающих условию их устойчивого трубопроводного транспорта;
- обеспечения требуемых прочностных показателей в установленные сроки.

Состав закладочной смеси выражают двумя способами:

- в виде массового (реже объемного) соотношения между вяжущим, мелким и крупным заполнителем с обязательным указанием водо-вяжущего отношения (В/Ц) и активности вяжущего. Количество вяжущего обычно принимают за единицу, поэтому соотношение между составными частями закладочной смеси записывают в виде 1:Х:У с указанием В/Ц (где Х-количество мелкого заполнителя, У-крупного);
- в виде расхода материалов по массе на 1 м³ уложенной закладочной смеси.

В практике состав твердеющих закладочных смесей принято рассчитывать по методу «абсолютных объемов», разработанному на основании исследований для литых бетонных смесей и адаптированному к условиям закладочных смесей В.П.Кравченко и В.В.Куликовым. [7] Эта методика состоит в следующем:

1. Устанавливается ориентировочно общий расход заполнителя на 1 м³ закладки, задаваясь ориентировочно расходом вяжущего 50 ... 300 кг и расходом воды из условия необходимой транспортабельности смеси.

2. Сумма абсолютных расходов объемов исходных материалов в 1 м³ готовой смеси должна быть равна единице и рассчитывается по следующей формуле:

$$\frac{Ц}{\rho_{ц}} + \frac{U}{\rho_{и}} + \frac{X}{\rho_{х}} + \frac{O}{\rho_{о}} + \frac{B}{\rho_{в}} = 1, \quad (4.1)$$

где Ц- расход цемента, кг/м³;

U – расход извести, кг/м³;

X – расход флотационных хвостов, кг/м³;

O – расход отсевов ДСФ, кг/м³;

B – расход воды, кг/м³;

$\rho_{ц}, \rho_{и}, \rho_{х}, \rho_{о}, \rho_{в}$ – соответственно плотность цемента, извести, флотационных хвостов, отсевов ДСФ и воды;

3. Рассчитывают минимально необходимый расход вяжущего и тонкого заполнителя с определением пустотности, соотношения масс крупных и мелких фракций;
4. С учетом установленных расходов количества вяжущего и заполнителей, расходуемых на приготовление 1 м³ смеси, уточняют расход воды для обеспечения необходимой подвижности смеси- 12-15 см по осадке конуса СтройЦНИЛа;
5. Подобранный расчетом состав твердеющей закладочной смеси пересчитывают на производственный с учетом естественной влажности применяемых материалов.

Однако эти расчеты являются весьма приблизительными и должны обязательно проверяться экспериментально.

При изготовлении смесей из породы проходческих работ она доизмельчалась в щековой дробилке до крупности зерна 5 мм и заливали кубик, размером 10X10см (Рисунок 4.1).



Рисунок 4.1- Формы, заполненные смесью

Тесты на прочность образцов-кубов проводили в возрасте 14 и 28 суток.

Прочность образцов при сжатии устанавливалась испытанием на гидравлическом прессе. Для испытаний образцы устанавливали на опорную плиту прессы центрально относительно его оси.

Предел прочности при сжатии $\sigma_{сж}$, МПа, вычисляли для каждого образца по формуле:

$$\sigma_{сж} = a * 0,1 * P/F, \quad (4.2)$$

где a – масштабный коэффициент, учитывающий переход к эталонному кубу (размер масштабного коэффициента принимали по ГОСТ 10180);

P – разрушающая нагрузка;

F – средняя рабочая площадь образца.

4.2 Выбор рецептуры закладки для условий рудника «Майкаин»

Анализ результатов экспериментов показал, что для условий рудника «Майкаин» возможно использование смесей на основе цементного и цементно-известкового вяжущего.

В качестве заполнителя могут быть использованы сухие флотационные хвосты из хвостохранилища, отсеvy дробильно-сортировочной фабрики самостоятельно или в смеси друг с другом.

Такие закладочные смеси обладают достаточной транспортабельностью как по вертикальным, так и по горизонтальным участкам трубопровода и удовлетворяет условиям необходимой прочности.

Проведенные расчеты по установлению необходимой прочности искусственного закладочного массива показали, что она составляет в зависимости от очередности выемки камер и площади их вертикального обнажения величину 2,6-4,25 МПа (Таблица 4.1).

Для получения закладочных смесей, обеспечивающих необходимую подвижность и прочность закладочного массива для условий рудника Майкаин, с целью снижения затрат в качестве заполнителя целесообразно использовать местные флотационные хвосты из хвостохранилища и отсеvy дробильно-сортировочной фабрики, а в качестве вяжущего – смесь портландцемента с известью.

Таблица 4.1

Марка смеси	Удельный расход компонентов, кг/м ³							Плотность смеси, кг/м ³	Прочность кубиков, МПа		Ожидаемая плотность в массиве R90, МПа
	Вяжущее			Заполнитель			Вода		R28	R90	
	Всего	В том числе		Всего	В том числе						
		Цемент	Известь		Хвосты флот	Отсевы ДСФ					
M301	240	240	-	1240	-	1240	500	1990	1,1	2,85	3,7
M302	200	200	-	1280	-	1280	450	1980	0,76	1,9	2,5
M303	150	150	-	1310	-	1310	450	1980	0,4	1,1	1,5
M304	200	200	-	1330	1050	285	450	1985	1,3	3,5	4,0
M305	150	150	-	1350	650	70	450	1980	1,5	3,4	3,8
M306	150	150	-	1330	1350	-	500	1980	0,85	1,8	2,3
M307	120	120		1350	1350	-	500	1985	0,4	0,95	1,25
M308	170	160	50	1250	1250	-	550	1990	1,2	3,0	3,8
M309	150	180	70	1280	1280	-	580	1990	1,0	2,4	3,1
M310	170	120	50	1310	-	1310	550	1985	1,25	2,75	3,5
M311	140	480	60	1310	-	1310	550	1985	0,65	1,7	2,1
M312	170	120	50	1300	950	350	550	1980	1,15	3,0	3,3
M313	140	170	70	1350	650	600	550	1980	0,6	1,75	2,2
M314	170	80	90	1350	600	650	550	1980	0,9	2,5	2,85
M315	220	100	120	1250	1250	-	550	1990	1,2	3,4	4,2

5. Электрификация

5.1 Характеристика электрических нагрузок рудника

Приемниками электрической энергии подземного рудника месторождения «Майкаин С» являются:

Подземный рудник: двигатели переменного тока 6 кВ вентиляторов главного проветривания и насосов главного водоотлива; двигатели 0,4 кВ компрессоров и насосов водоотлива; двигатели 0,4 кВ буровых станков для геологоразведочных работ, 0,4 кВ вентиляторов местного проветривания; электрокалориферы; 127 В -освещение подземных выработок.

Работа предприятия – круглосуточная в три смены.

Все основные объекты: подземный рудник работает в 3 смены по 7 часов (305 дней в году), объекты поверхностного комплекса - 2 смены по 8 часов; объекты вспомогательного назначения – в одну смену.

5.2 Источники электроснабжения

Основным источником электроснабжения подземного рудника является подстанция 110/6 кВ.

Резервный источник электроснабжения – дизель-генератор мощностью 1000 кВт, обеспечивающий послеаварийный режим электроснабжения подземного рудника в случае выхода из строя основного источника электроснабжения.

Послеаварийным режимом обеспечивается работа одного вентилятора главного проветривания – 800 кВт, на время вывода людей на поверхность со всех рабочих мест. Остаются в работе два насоса главного водоотлива – 30 кВт - на гор.40 м и трансформаторная подстанция мощностью 160 кВт, питающая насосы водоотлива 0,4 кВ – 2×30 кВт, компрессор для снабжения воздухом, камеры-убежища.

6. Охрана окружающей среды

6.1 Экологические условия разработки

Экономически район освоен слабо, территория его не заселена и используется для отгонного животноводства. Развития земледелия в районе не планируется. Животный и растительный мир скуден.

Площадь месторождения и прилегающая территория не используется в сельскохозяйственном производстве. Объекты, представляющие историческую, культовую или природную ценность, в районе месторождения отсутствуют.

6.2 Основные источники и виды воздействия

На участке месторождения планируемое производство включает в себя подземные горные работы, транспортировку добытой руды до модульной обогатительной фабрики, а также доставку породной горной массы во внутренний отвал. Основными источниками воздействия на окружающую среду: подземный рудник, пруд-отстойник шахтных вод, отвалы вмещающих пород, склад ГСМ.

6.3 Прогнозирование и оценка загрязнения атмосферного воздуха

Производственные вредности, образующиеся в технологических процессах подземной добычи руд (пыль неорганическая, газы взрывных работ – окислы углерода, окислы азота, сернистые газы) будут удаляться в атмосферу главной вентиляторной установкой рудника производительностью 138 м³/с.

При ведении горных работ происходит выделение неорганической пыли, окиси углерода, двуокиси азота.

Контроль за соблюдением нормативов выброса будет осуществляться путем производства инструментальных замеров непосредственно на источниках выброса.

6.4 Рекультивация нарушенных земель и природоохранные мероприятия

Согласно «Земельного кодекса» и в соответствии с ГОСТ 17.5.1.02-85 «Охрана природы Земли. Классификация нарушенных земель для рекультивации» предприятия и организации, разрабатывающие месторождения полезных ископаемых, а также производящие другие работы, связанные с нарушением почвенного покрова, обязаны снимать и хранить плодородный слой почвы для целей дальнейшего его использования при рекультивации земель.

Поверхность района месторождения представлена глинисто-щебнистой массой и дресвой туфов, порфиринов, кварцитов, липаритов, андезитов

(образования коры выветривания), реже суглинками со щебнем. Плодородный слой почвы практически отсутствует.

В связи с этим по окончании работ будет проведена только техническая рекультивация нарушенных земель, заключающаяся в придании рельефу местности первоначального вида.

В процессе добычи и переработки золотосодержащих руд будут образовываться отходы производства в виде пустых пород и хвостов обогащения. Для утилизации и временного хранения пустых пород предусмотрено устройство отвалов, хвостов обогащения – размещение на хвостохранилище обогатительной фабрики.

7. Охрана труда

В соответствии с нормативными требованиями по охране труда предусматривается:

- доставка рабочих на горизонты к месту работы в специальной машине для перевозки людей MIDIMINKA-12 по наклонному съезду;
- установка лифтового подъемника в вентиляционном восстающем ВВ2 для сообщения между горизонтами;
- использование пункта медицинской помощи в передвижном вагончике;
- питание в передвижном вагончике;
- обеспечение нормальных условий труда в производственных, вспомогательных и санитарно-бытовых помещениях путем использования: нагревательных приборов, установок для кондиционирования воздуха;
- применение материалов в строительной части не оказывающих вредных воздействий на организм и здоровье трудящихся;
- обслуживающие технологические площадки и лестницы имеют ограждения высотой не менее 1,0 м, рассчитанные в соответствии со СНиП 2.01.07-85 «Нагрузки и воздействия».

Основным источником шумообразования является вентилятор главного проветривания.

Для снижения шума до санитарных норм все источники шума выделяются в изолированные помещения с устройством изоляции.

Уменьшения шумообразования в горных выработках достигается своевременным, качественным ремонтом и регулировкой очистного, проходческого и транспортного оборудования, поддержанием в нормальном состоянии дорожного покрытия и различных коммуникаций, своевременным устранением утечек в трубопроводах сжатого воздуха и воды. Вентиляторы местного проветривания комплектуются глушителями шума заводом-изготовителем.

Мероприятия по борьбе с вибрацией заключаются в следующем: установка оборудования на виброопорах, оснащение пневмоподдержками ручных перфораторов при бурении шпуров.

Расположение отопительно-вентиляционного оборудования и установок предусмотрено с учетом обеспечения свободного доступа к нему для безопасного ремонта и обслуживания, уменьшения шума.

7.1 Производственная санитария

Безопасные и гигиенические условия труда в шахте сводятся в основном к обеспечению комфортных условий трудящихся по освещению и проветриванию рабочих забоев, борьбе с запыленностью, вибрацией и шумом

Для защиты подземных рабочих от вредного воздействия на них условий рабочей среды и работающего оборудования Проектом предусмотрено:

- подача свежего воздуха в количестве, обеспечивающем его эффективную скорость по выработкам;
- подогрев подаваемого в шахту воздуха до температуры +2°С в зимнее время;
- оснащение всех откаточных, камерных выработок, ходовых отделений стволов шахт и вентиляционно-ходовых восстающих стационарным, а проходческих и очистных забоев – переносным освещением;
- применение самоходного бурового оборудования, позволяющего свести до минимума влияние вибрации на работающего;
- применение буров с резинометаллическими буртиками, которые снижают уровень шума в 1,5-1,7 раза;
- применению средств индивидуальной защиты – антивибрационных рукавиц института «НИГРИ», спецобуви с прокладками из пенопласта, разработанными институтом охраны труда;
- осуществление систематического газо-температурного контроля в очистных и проходческих забоях и на исходящей струе.

Для снижения вредного влияния шума рекомендуется:

- установка на выхлопных отверстиях перфораторов глушителей шума, выпускаемых заводом «Пневматика» или криворожским заводом «Коммунист»;
- установка на вентиляторах местного проветривания глушителей шума;
- применение индивидуальных средств защиты органов слуха: наушников ВНИИОТ-1 (завод «Респиратор»), пластинчатых вкладышей одноразового использования (завод физико-механического института имени Карпова).

Снижение запыленности.

Бурение. Снижение запыленности воздуха обеспечивается нормализацией мокрого бурения с добавлением в подаваемую воду смачивателей типа ДБ.

Перед бурением грудь забоя и прилегающие борта и кровля выработки орошаются водой.

Примыкающие к призабойной части борта и кровля выработок орошаются водой с добавлением составов, обеспечивающих закрепление осевшей пыли.

Взрывные работы.

Для подавления пыли при взрывных работах предусматривается:

- установка туманообразователей и форсунок с регулируемым факелом струи воды и включение их непосредственно перед производством взрыва;
- применение гидромин, взрывааемых непосредственно перед отпалкой забоя;

- при проходке по сухим породам – орошение перед взрывом бортов и кровли выработок с добавкой адсорбирующих составов.

Погрузочно-разгрузочные работы.

Перед уборкой в проходческих забоях производится пропитка водой навала горной массы и орошение бортов и кровли выработок водой с использованием форсунок и туманообразователей.

На блоковых и капитальных рудоспусках устанавливаются оросители, работа которых заблокирована с процессом разгрузки или открыванием перекрывающих их ляд.

На погрузочных люках рудоспусков откаточных горизонтов устанавливаются оросители, которые включаются в работу перед погрузкой горной массы в вагонетки.

При ведении горных работ основное пылеобразование происходит при бурении шпуров и скважин, взрывных работах, погрузочно-разгрузочных операциях и транспортировке горной массы. Поэтому для уменьшения пылеобразования в Проекте предусматриваются следующие мероприятия:

- снижение пылеобразования при бурении путем применения перфораторов с промывкой;
- при погрузке горной массы в транспортные средства или их разгрузке, горная масса орошается с помощью оросителей, которые устанавливаются над вибролюками у блоковых восстающих, у приемных бункеров на поверхности. Горная масса, которая грузится в забое ПДМ смачивается оросителями, встроенными в машину.

При транспортировке горной массы пылеподавление предусматривается:

- на скреперных дорожках - с помощью оросителей, смонтированных на специальном трубопроводе или гибком шланге;
- на основных транспортных выработках и подъездных дорогах к приемным бункерам – смывом осевшей пыли со стенок выработок, полив дорожного покрытия;
- для предотвращения выноса пыли из горных работ в атмосферу на основных доставочных выработках устраиваются водяные завесы.
- разработка схемы вентиляции рудника, обеспечивающей эффективное проветривание подземных выработок, очистных забоев, камерных выработок. Это достигается также созданием требуемой скорости воздушной струи, обеспечивающей эффективный вынос пыли;
- обеспечение действенной вентиляции при проходке выработок путем применения вентиляторов местного проветривания.

Все пылеподавляющие устройства блокируются с работой механизмов или включаются заблаговременно перед включением механизма и производства взрыва.

Построенные производственные объекты на поверхности, связанные с выделением пыли расположены на требуемом удалении с учетом розы ветров.

На каждом горизонте предусмотрены оборудованные камеры ожидания и санузлы, у стволов шахт и в технологических камерах – медицинские аптечки.

Подземные рабочие должны быть обеспечены спецодеждой, индивидуальными светильниками, флягами для питьевой воды, а также индивидуальными перевязочными пакетами в прочной водонепроницаемой оболочке и самоспасателями.

7.2 Техника безопасности

Обеспечение безопасного ведения горных работ путем осуществления следующего комплекса мероприятий:

- устройство выходов из подземного рудника через ствол ВЛВ1 и ВЛВ2, оборудованные лифтом, лестничным отделением и через наклонный съезд машиной для перевозки людей;
- устройство лестничных отделений во всех блоковых восстающих на горизонтах для сообщения между горизонтами;
- устройство электрического освещения поверхностных и подземных сооружений и всех рабочих мест. Промышленная площадка АТС, основные горные выработки и подземные камеры, а также все выработки, по которым перемещаются люди, освещаются стационарными светильниками; различные забои и места осмотра оборудования (вентилятора главного проветривания с вентканалом и т.п.) – освещаются переносными светильниками с допусаемым напряжением.
- обеспечение подземных рабочих индивидуальными светильниками типа «Кузбасс»;
- устройство телефонной связи и аварийной сигнализации для оповещения рабочих в случае возможной аварии в шахте;
- устройство общей сети заземления на промышленных площадках и подземных выработках рудника;
- по безопасному ведению работ при бурении, при взрывах и доставки ВМ к участковому пункту хранения ВМ емкостью 2000 кг.

Сечения и крепления всех выработок приняты по расчету. В принятых сечениях транспортных выработках при принятого самоходного оборудования при проходке наклонного съезда обеспечиваются необходимые зазоры на прямых участках и закруглениях (чертеж ГКР – 01-2015).

При проходке выработок принято погрузочно-транспортное и проходческое оборудование, позволяющее наряду с повышением производительностью труда повысить его безопасность на всех операциях, снизить уровень пылеобразования.

В подземных камерах УТП, склада ППМ предусмотрено по два выхода, а также компоновка оборудования, обеспечивающая эксплуатационные и монтажные проходы требуемой ширины.

Проветривание рудника осуществляется по фланговой схеме. Способ проветривания всасывающий. У устья ствола ВЛВ 1 расположена

калориферная, в которой в зимнее время приточный воздух подогревается калориферами, обеспечивающие в устье ствола температуру воздуха +2°.

На устье АТС установлен вентилятор главного проветривания типа «ВО-22/14 РД» (с направляющим аппаратом), работающий на всасывание.

Сеть трубопроводов сжатого воздуха и пожарно-технического водоснабжения по транспортным выработкам размещается с учетом соблюдения требуемого прохода для людей, как по ширине, так и по высоте.

С целью сокращения сроков поддержания выработок вентиляционных, а также возможности скорейшего погашения технологических целиков в отработанных очистных блоках принята отработка рудных тел с севера на юг.

Для ликвидации замыкания вентиляционной струи через отработанные горизонты и предотвращения попадания людей в непроветриваемые выработки предусматривается установка глухих бетонных перемычек на отработанных горизонтах у ВЛВ1, ВЛВ2 и наклонного съезда, а также в выработках не участвующих в схеме вентиляции.

Все насосные станции и водосборники располагаются в околоствольных дворах ВЛВ2 и АТС. Чистка водосборников предусматривается комбинированным способом, путем взмучивания с последующей откачкой пульпы насосом и выдачи их на поверхность.

Все работы, связанные с проходкой выработок, очистной выемкой, буровзрывными работами, должны выполняться в соответствии с «Правилами промышленной безопасности при ведении работ подземным способом Утвержденных приказом Министра по чрезвычайным ситуациям Республики Казахстан № 132 от «25» июля 2008 года» (ППБ ПС РК)», «ППБ при взрывных работах», «Норм технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки» ВНТП 37-86.

8. Экономика рудника

8.1 Капитальные затраты на горные работы

Капитальные затраты на вскрытие, подготовку и приобретение оборудования приводятся в таблице 8.1.

Таблица 8.1 – Капитальные затраты на горные работы

Наименование оборудования	Цена за ед, млн тг	Количество	Общая стоимость, млн тг	Амортизационные отчисления		
				Норма годовых амортиз. отчислений		Сумма тыс.тг
				%	тг/т	
Авто-транспортный съезд $S_{ч}=14,5\text{м}^2$, тыс. м^3	4000	13	52	10	43,3	5200
Горизонтальные выработки (доставочный штрек, орты, заезды) $S_{ч}=14,5\text{м}^2$, тыс. м^3	3500	48,7	170,5	10	142,0	17045
Вертикальные выработки) $S_{ч}=6\text{м}^2$, тыс. м^3	5000	8	40	10	33,3	4000
Буровой станок Simba 1254	100	1	100	25	208,3	25000
Погрузчик АСУ-2С	75	2	150	25	312,5	37500
Автосамосвал UK-20 LP	100	3	300	25	625,0	75000
Автобус шахтный Midi Minka-12	7	2	14	25	29,2	3500
Компрессор VEGA-90-8	5,8	4	23,2	20	48,3	5800
Компрессор GA-30C	3,8	2	7,6	20	15,8	1900
Эл. Котельная МЭК-320/04	3,4	1	3,4	20	7,1	850
Эл. Котельная МЭК-200/04	3	2	6	20	12,5	1500
ГВУ ВО-22/14	10	3	30	20	62,5	7500
Вентилятор ВМ-12А	2	2	4	20	8,3	1000
Насос гл. водоотлива ЦНС-13-280	2	5	10	20	20,8	2500
Насос ГНОМ-25-20Ех	0,5	3	1,5	20	3,1	375
Бульдозер Т-170М	20	1	20	20	41,7	5000
Автомобиль для перевозки ВМ	14,8	1	14,8	20	30,8	3700
Топливозаправщик	7	1	7	20	14,6	1750
Автомобиль вспом. ГАЗ 33081	7	1	7	20	14,6	1750
ДЭС WilsonP1250H	30	1	30	10	62,5	7500
Итого:			991,0		1736,4	208370,0

Продолжение Таблицы 8.1

Неучтенная техника 20%			198	347,3	41674,0
Всего:			1189,0	2083,7	250044,0

Капитальные затраты на строительство производственных зданий и сооружений на поверхности рудника показаны в таблице 8.2.

Таблица 8.2 - Капитальные затраты на строительство производственных зданий и сооружений на поверхности рудника

Наименование	Ко-во	Ст-ть ед, \$ США.	Норма амортирт., %	Привед затраты, \$/т	Сумма аморти-и, \$.
Здание АБК	1	800 000	8	0,53	64000
центральный склад	1	160 000	8	0,11	12800
склад ВМ	1	140 000	8	0,09	11200
Блок вспомогательных цехов	1	500 000	8	0,33	40000
Повехностные склады	1	100 000	8	0,07	8000
Внешнее и внутреннее электроснабжение: ЛЭП, подстанции и т.д.	1	200 0000	8	1,33	160000
Лифтовой подъемник	2	38000	8	0,03	3040
Итого:			3738000	2,49	299040
Неучтенные затраты 20 %			747600	0,50	59808,0
Всего, \$США: 4 485600				2,99	358848,0
Всего по курсу 1:376, тенге: 1 686 585 600				1 124,24	134926848

8.2 Заработная плата

Расчет годового фонда заработной платы представлен в таблице 8.3.

Таблица 8.3 - Расчет фонда заработной платы

Вид работы и профессия рабочего	Разряд	Тариф, ставка, тг/см	Численность рабочих	Суточная заработная плата, тг	Годовой фонд прямой зарплаты, тг
<i>Основные работы</i>					
Машинист буровой установки	6	8500	3	25500	7777500

Продолжение Таблицы 8.3

Машинист ПДМ	6	8500	3	25500	7777500
Машинист подземного самосвала	6	8500	6	51000	15555000
Машинист-оператор зарядной установки	5	7600	1	7600	2318000
Взрывник	6	8500	3	25500	7777500
Крепильщик	5	7600	3	22800	6954000
ИТОГО			19	157900	48159500
<i>Вспомогательные работы</i>					
Машинист самоходной торкретустановки	5	7600	1	7600	2318000
Машинист ПДМ	5	7600	1	7600	2318000
Машинист-оператор топливозаправочной машины и маслостанции	3	6700	0,5	3350	1021750
Машинист-раздатчик ВМ по доставке ВВ и СВ	4	7200	1	7200	2196000
Водитель автобуса MidiMinka-12	3	6700	3	20100	6130500
Водитель торкретмашины-крепильщик	3	6700	1	6700	2043500
Машинист автогрейдера	3	6700	0,5	3350	1021750
Машинист компрессорных установок	2	5200	3	15600	4758000
Горнорабочий на геологических работах	2	5200	2	10400	3172000
Горнорабочий на маркшейдерских работах	2	5200	2	10400	3172000
Горнорабочий подземный	2	5200	5	26000	7930000
Горнорабочий по ремонту горных выработок	3	6700	2	13400	4087000
Электрослесарь подземный	2	5200	3	15600	4758000
Электрослесарь дежурный	2	5200	1	5200	1586000
Слесарь по ремонту самоходного оборудования	3	6700	3	20100	6130500
Рабочий вентиляционной службы	2	5200	1	5200	1586000
Электросварщик	2	5200	2	10400	3172000
ИТОГО			32	346100	57401000
<i>Рабочие поверхности</i>					

Продолжение Таблицы 8.3

Машинист главной вентиляционной установки	4	5200	3	15600	4758000
Водитель автомобиля ГАЗ 33081	4	5200	2	10400	3172000
Водитель автопогрузчика	4	5200	1	5200	1586000
Горнорабочий по погрузке-разгрузке материалов	3	4800	2	9600	2928000
Кузнец-токарь	4	5200	1	5200	1586000
Кладовщик материального склада	3	4800	1	4800	1464000
Рабочий аварийно-спасательной службы	3	4800	2	9600	2928000
Табельщик	3	4800	1	4800	1464000
Электрослесарь	3	4800	1	4800	1464000
Слесарь	3	4800	2	9600	2928000
Ламповщик	2	4200	3	12600	3843000
Подсобный рабочий	2	4200	1	4200	1281000
Слесарь КИПиА	3	4800	1	4800	1464000
Сторож	2	4200	3	12600	3843000
ИТОГО			24	113800	34709000
Фонд прямой зарплаты					140269500
Премии, до 50% входят в состав тарифной ставки					-
ИТОГО					140269500
Социальные отчисления 20%					28053900
Всего ФОТ рабочих					168323400,0

Заработная плата руководителей, специалистов и служащих определяется согласно штатному расписанию по отделам и службам, и представлено в таблице 8.4.

Таблица 8.4 - Заработная плата руководителей, специалистов и служащих рудника

Наименование должности, отдела	Кол-во	Месячный оклад тг/мес.	Годовой фонд з/п, тыс.тг
Начальник подземного рудника	1	375 000	4500
Главный инженер рудника	1	360 000	4320
Заместитель главного инженера по ТБ и ПВС	1	225 000	2700

Продолжение Таблицы 8.4

Начальник добычного участка	2	250 000	6000
Заместитель начальника добычного участка	2	225 000	5400
Горный мастер добычного участка	6	210 000	15120
Начальник горно-проходческого участка	1	230 000	2760
Заместитель начальника горно-проходческого	1	215 000	2580
Горный мастер горно-проходческого участка	3	200 000	7200
Главный механик рудника	1	225 000	2700
Заместитель главного механика	1	215 000	2580
Механик по оборудованию	1	185 000	2220
Участковый механик	2	185 000	4440
Главный энергетик	1	225 000	2700
Заместитель главного энергетика	1	215 000	2580
Инженер по связи, КИПиА	1	180 000	2160
Главный маркшейдер	1	240 000	2880
Маркшейдер участка	2	200 000	4800
Главный геолог	1	240 000	2880
Участковый геолог	2	200 000	4800
Геолог по пробоконтролю и переносу	1	180 000	2160
Горный инженер конструкторского отдела	2	150 000	3600
Инженер по вентиляции	1	185 000	2220
Заведующий складом ВМ	1	150 000	1800
Горный диспетчер	3	150 000	5400
Итого, с учетом премиальных до 90%:			100500
Социальные отчисления 20%			20100
Всего зарплата:			120600,0

8.3 Затраты на материалы

Затраты на материалы сведены в таблицу 8.5.

Таблица 8.5—Годовая норма расхода материалов по руднику

Наименование материалов	Ед. изм.	Норма расхода	Кол-во мат-лов	Цена, тг	Сумма, тыс.тг
1	2	3	4	5	6
Материалы для БВР					
Аммонит 6ЖВ	кг/т	0,03	3600	350	1260,0
Аммиачная селитра	кг/т	0,32	38400	100	3840,0
Диз. топливо	л/т	0,02	2400	70	168,0
Взрывной провод	м/т	0,025	3000	22	66,0
Реле пиротехническое РП-8	шт./т	0,0004	48	260	12,48
Электродетонатор ЭД-3Н	шт./т	0,00016	19,2	230	4,416
Неэлектрические системы (НСВ)	шт./т	0,055	6600	650	4290,0

Продолжение Таблицы 8.5

Коронки буровые Д-89	шт./т	0,00006 8	8,16	70 000	571,2
1. Материалы на отвалообразование					
<i>Бульдозер</i>					
Дизтопливо	кг/тыс. с. м ³	43,48	3870	92	356,0
Моторное масло	кг/тыс. с. м ³	2,609	232	1000	232,0
2. Транспортировка руды на рудный склад а/самосвалами г/п 20 т					
<i>1. ГСМ</i>					
Дизтопливо	л/т	0,16	19200	70	1344,0
Различные масла	л/т	0,03	3600	1000	3600,0
<i>2. Материалы</i>					
Шины, на 1000м ³ г/массы	шт.	0,002	0,6	500 000	300,0
Аккумуляторы, на 1000м ³ г/м	шт.	0,065	2	70 000	140,0
Погрузчик	л/т	0,1	12 000	70	840,0
ИТОГО:					17024,0
Неучтенные, 20%					3405,0
ВСЕГО:					20429,0

8.4 Калькуляция себестоимости добычи полезных ископаемых

На основании проведенных выше экономических расчетов, рассчитывается себестоимость 1 т полезного ископаемого в таблице 8.6.

Таблица 8.6 – Калькуляция себестоимости 1 т добычи полезного ископаемого

Наименование	Итого затрат, тыс. тг	Затраты на 1 труды, тг/ т
Капитальные затраты на горные работы	1 189000,0	2083,7
Капитальные затраты на строительство производственных зданий и сооружений на поверхности рудника	1 686585,6	1 124,24
Заработная плата рабочих	168323,0	1403,0
Заработная плата ИТР	120600,0	1005,0
Расходы на материалы	20429,0	170,0
Затраты на охрану труда и экологию	1200,0	10,0
Итого:	3 186 137,6	5795,94
Затраты на электроэнергию, 5%	153476,0	286,0
Всего:	3 339 613,6	6081,94

Себестоимость добычи руды $C = 6082$ тг/т.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Целью данной дипломной работы была разработка проекта отработки месторождения Майкаин С для достижения максимальной выемки горной породы.

Для этого мною были проведены расчеты по определению годовой производительности, которая была равной 160 тыс. т. руды в год. Исходя из этого, был рассчитан срок службы рудника с учетом объема его запасов, сроком строительства и затухания, который равен 12 годам.

На основе анализа двух схем вскрытия месторождения и расчета приведенных затрат, было определено наиболее выгодное: расчеты показали, что приведенные затраты по варианту вскрытия двумя фланговыми вертикальными стволами и этажными квершлагами составили 6632,96 тг/т, а по варианту вскрытия наклонным автотранспортным съездом со стороны лежащего бока и этажными квершлагами, а также одним фланговым вентиляционным стволом – 2341,9 тг/т, т.е. на 183% экономически эффективнее второй вариант.

После вскрытия нужно было выбрать оптимальную систему разработки месторождения Майкаин С, выбор которой выполнялся опираясь на метод академика О.А.Байконурова. Для сравнения были выбраны две системы разработки:

1. Камерная система разработки с закладкой
2. Система разработки подэтажного обрушения

Для полного сравнения нам не хватало информации об объеме ПНР, который был рассчитан с учетом длины и количества проводимых выработок для двух систем разработки.

Применив метод О.А.Байконурова, была выбрана Камерная система разработки с закладкой.

После выбора схемы разработки месторождения важно было произвести расчет скважинной отбойки, который был выполнен при помощи формулы Барона. Получив информацию о ЛНС и расстоянии в конце и в устье скважин, был построен чертеж обуреваемого забоя в масштабе. Используя чертеж была определена длина каждой скважины. Эта информация помогла в дальнейшем при определении расхода ВВ на скважину, расхода ВВ на забой и выхода горной породы с одного погонного метра скважины.

В спец части были проведены лабораторные испытания по определению наилучшего состава закладки для месторождения Майкаин С, результаты которых были приведены в таблице. Заключение следующее: для получения закладочных смесей, обеспечивающих необходимую подвижность и прочность закладочного массива для условий рудника Майкаин, с целью снижения затрат в качестве заполнителя целесообразно использовать местные флотационные хвосты из хвостохранилища и отсева дробильно-сортировочной фабрики, а в качестве вяжущего – смесь портландцемента с известью.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Об утверждении Программы по развитию горно-металлургической отрасли в Республике Казахстан на 2010-2014 годы – Постановление Правительства Республики Казахстан от 30 октября 2010 года №1144
2. Об утверждении Государственной программы индустриально-инновационного развития Республики Казахстан на 2020 – 2025 годы Постановление Правительства Республики Казахстан от 31 декабря 2019 года № 1050)
3. Кодекс Республики Казахстан от 27 декабря 2017 года №125-VI «О недрах и недропользовании» (с изменениями и дополнениями по состоянию на 30.12.2019 г.)
4. Агошков М.И., Борисов С.С., Боярский В.А. Разработка рудных и нерудных месторождений. – Недра, Москва, 1983 г., 424 с.
5. Байконуров О.А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. –Алма-Ата: Наука , 1969.–606 с.
6. Кабетенов Т., Юсупов Х.А., Рустемов С.Т., Егембердиев Р.И. Определение линий наименьшего сопротивления вспомогательных и отбойных шпуров при использовании секционных врубов
7. Кравченко В.П., Куликов В.В. Применение твердеющей закладки при разработке рудных месторождений. - М.: Недра, 1974. - 200 с.

Приложение А

Сравнение схем вскрытия

1 Двумя фланговыми вертикальными стволами и этажными квершлагами

Капитальные затраты

При выполнении расчетов приняты следующие стоимостные показатели

Таблица А.1 – Стоимость проходки выработок

Вид проходческих работ	Цена, \$США/м ³	Вид проходческих работ	Цена, \$США/м ³
Стволы	110	Гориз откаточные выработ-ки	50
Восстающие (рудоспуски)	90	Наклонные выработки	70

Стоимость поддержания выработок составляет 10% от стоимости проходки выработки.

Проходка главного ствола шахты (клетевой)

$$K_C = H * k * n \quad (A.1)$$

где H - высота ствола, м;

k - стоимость строительства 1 п.м. ствола, тг;

n - количество стволов.

$$K_C = H * k * n = 253 \cdot 400\,000 \cdot 1 = 101 \text{ млн. тг,}$$

Оборудование клетового подъема $2,1 \cdot 185 = 389$ млн.тг

Проходка вент-лифтового восстающего

$$K_\epsilon = H_\epsilon * k_\epsilon * n_\epsilon \quad (A.2)$$

$$K_\epsilon = H_\epsilon * k_\epsilon * n_\epsilon = 107 \cdot 120\,000 \cdot 1 = 12,8 \text{ млн. тг}$$

Проходка откаточных штреков

$$K_{KB} = \sum L_K * K_K \quad (A.3)$$

где $\sum L_K$ - общая длина всех штреков, м;

K_K - стоимость строительства 1 п.м штрека, тг.

Продолжение приложения А

$$K_{KB} = \sum L_K * K_K = 500 \cdot 60000 = 30 \text{ млн. тг,}$$

Проходка капитального рудоспуска

$$K_{pk} = H_{pk} * k_{pk} * n_{pk} \quad (\text{A.4})$$

$$K_{pk} = H_{pk} * k_{pk} * n_{pk} = 155 \cdot 80000 \cdot 1 = 12,4 \text{ млн. тг}$$

Проходка и оборудование околоствольного двора

$$K_{od} = (0,24 + 0,48 * A_{\Gamma}) * n * K\$ \quad (\text{A.5})$$

где n - количество околоствольных дворов;

$K\$$ - курс доллара США.

$$K_{od} = (0,24 + 0,48 * A_{\Gamma}) * n * K\$ = (0,24 + 0,48 \cdot 0,16) \cdot 2 \cdot 376 = 238 \text{ млн. тг,}$$

Строительство надшахтных зданий и сооружений

$$K_{H3} = (9,3 + 3,24 * A_{\Gamma}) * K\$ \quad (\text{A.6})$$

$$K_{H3} = (9,3 + 3,24 * A_{\Gamma}) * K\$ = (9,3 + 3,24 \cdot 0,16) \cdot 376 = 3692 \text{ млн. тг}$$

Итого капитальных затрат:

$$\sum K = K_C + K_n + K_B + K_{KB} + K_{pk} + K_{od} + K_{H3} \quad (\text{A.7})$$

$$\sum K = K_C + K_n + K_B + K_{KB} + K_{pk} + K_{od} + K_{H3} = 101 + 389 + 12,8 + 30 + 12,4 + 238 + 3692 = 4475,2 \text{ млн. тг}$$

Удельные капитальные затраты на 1 т извлекаемых запасов

$$\bar{K} = \frac{\sum K_i}{Q_{изв}} \quad (\text{A.8})$$

где $\sum K_i$ - сумма капитальных затрат, тг.

$$\bar{K} = \frac{\sum K_i}{Q_{изв}} = \frac{4475200000}{1000000} = 4475,2 \text{ тг/т,}$$

Удельные капитальные затраты на 1 т годовой добычи

Продолжение приложения А

$$K_{y\partial} = \frac{\sum K}{A_2 * T_n} \quad (A.9)$$

$$K_{y\partial} = \frac{\sum K}{A_2 * T_n} = \frac{4475200000}{160000 * 3} = 9323 \text{ тт/т}$$

Эксплуатационные расходы

Стоимость поддержания ствола шахты

$$C = H * Ч * n * T \quad (A.10)$$

где $Ч$ – стоимость поддержания 1 м ствола.

$$C = H * Ч * n * T = 253 * 40000 * 1 * 12 = 121 \text{ млн. тт,}$$

Стоимость поддержания вент-лифтовых восстающих

$$C_{в.ст} = H_C * Ч_C * n_C * T \quad (A.11)$$

$$C_{в.ст} = H_C * Ч_C * n_C * T = 219 * 12000 * 1 * 11 = 29 \text{ млн. тт}$$

Стоимость поддержания штреков

$$C_{кв} = L_{CP} * Ч_C * T \quad (A.12)$$

где L_{CP} - средняя длина штреков, м;

T - время эксплуатации штрека, год.

$$C_{кв} = L_{CP} * Ч_C * T = 500 * 6000 * 6 = 18 \text{ млн. тт,}$$

Стоимость откатки по горизонтам

$$C_{от} = L_{CP} * Q_{изв} * K_{от} \quad (A.13)$$

где $K_{от}$ - коэффициент откатки по квершлагам.

$$C_{от} = L_{CP} * Q_{изв} * K_{от} = 500 * 1000000 * 0,08 = 40 \text{ млн. тт,}$$

Стоимость подъема руды по стволу шахты

$$C_{под} = Q_{изв} * H_C * K_{под} \quad (A.14)$$

где $K_{под}$ - коэффициент подъема руды по стволу шахты.

Продолжение приложения А

$$C_{под} = Q_{изв} * H_C * K_{под} = 1000000 \cdot 253 \cdot 0,16 = 41 \text{ млн. тг,}$$

Стоимость ремонта надшахтных сооружений

$$C_{нс} = (0,164 + 0,07 * A_r) * K\$ * T \quad (\text{A.15})$$

$$C_{нс} = (0,164 + 0,07 * A_r) * K\$ * T = (0,164 + 0,07 \cdot 0,16) \cdot 376 \cdot 12 = 790 \text{ млн. тг}$$

Итого эксплуатационные расходы:

$$\sum C = C + C_{в.см} + C_{кв} + C_{от} + C_{под} + C_{нс} \quad (\text{A.16})$$

$$\sum C = C + C_{в.см} + C_{кв} + C_{от} + C_{под} + C_{нс} = 121 + 29 + 18 + 40 + 41 + 790 = 1039 \text{ млн. тг}$$

Эксплуатационные расходы на 1 т руды

$$\bar{C}_э = \frac{\sum Э}{Q_{извл}} \quad (\text{A.17})$$

$$\bar{C}_э = \frac{\sum Э}{Q_{извл}} = \frac{1039000000}{1000000} = 1039 \text{ тг/т}$$

Отнесенные расходы

$$C_э = \bar{K} + \bar{C}_э \quad (\text{A.18})$$

$$C_э = \bar{K} + \bar{C}_э = 4475,2 + 1039 = 5514,2 \text{ тг/т}$$

Приведенные затраты

$$I = C_э + E * K_{yд} \quad (\text{A.19})$$

где E – коэффициент эффективности капитальных вложений.

$$I = C_э + E * K_{yд} = 5514,2 + 0,12 \cdot 9323 = 6632,96 \text{ тг/т,}$$

**2 Наклонным автотранспортным съездом со стороны лежащего бока и
этажными квершлагами, а также одним фланговым вентиляционным
стволом**

Капитальные затраты

Проходка наклонного съезда шахты

Продолжение приложения А

$$K_C = L_C * k_C * n_C = 1838 \cdot 250000 \cdot 1 = 460 \text{ млн. тг,}$$

где L_C - длина съезда, м;

k_C - стоимость проходки 1 м выработки, тг;

n_C - количество стволов.

Проходка вент-лифтового восстающего

$$K_6 = H_6 * k_6 * n_6 = 107 \cdot 120000 \cdot 1 = 12,8 \text{ млн. тг}$$

Строительство портала съезда

$$K_{ПС} = (0,24 + 0,48 * A_T) * n * K\$ = (0,24 + 0,48 \cdot 0,16) \cdot 1 \cdot 376 = 119,1 \text{ млн. тг,}$$

Проходка доставочных штреков

$$K_{ДШ} = \sum L_K * K_K = 400 \cdot 160000 = 64 \text{ млн. тг,}$$

Проходка капитального рудоспуска

$$K_{РК} = H_{РК} * k_{РК} * n_{РК} = 155 \cdot 80000 \cdot 1 = 12,4 \text{ млн. тг,}$$

Приобретение основного технологического оборудования:

– Подземный шахтный автосамосвал

УК-20 LP (Китай) – 2шт · \$360000 · 376 = 270,7 млн. тг,

– Погрузочно-доставочная машина

GНHSLP-5 (Германия)– 1шт · \$300000 · 376 = 112800 млн. тг., либо его аналог АСУ-2С (Китай) - 1шт · \$150000 · 376 = 55400 млн. тг.

Итого капитальных затрат

$$\sum K = K_C + K_B + K_{ПС} + K_{ДШ} + K_{РК} = 460 + 12,8 + 119,1 + 64 + 12,4 = 668,3 \text{ млн. тг}$$

Удельные капитальные затраты на 1 т извлекаемых запасов

$$\bar{K} = \frac{\sum K_i}{Q_{изв}} = \frac{668300000}{1000000} = 668,3 \text{ тг/т,}$$

где $\sum K_i$ - сумма капитальных затрат, тг.

Удельные капитальные затраты на 1 т годовой добычи

Продолжение приложения А

$$K_{y\partial} = \frac{\sum K}{A_2} = \frac{668300000}{160000} = 4176,8 \text{ тг/т}$$

Эксплуатационные расходы

Стоимость поддержания наклонного съезда шахты

$$C_{cm} = H_C * Ч_C * n_C * T = 1838 \cdot 25000 \cdot 1 \cdot 12 = 551 \text{ млн. тг,}$$

где Ч – стоимость поддержания 1 м съезда.

Стоимость поддержания вент-лифтовых восстающих

$$C_{в.см} = H_C * Ч_C * n_C * T = 219 \cdot 12000 \cdot 1 \cdot 12 = 32 \text{ млн. тг}$$

Поддержаниедоставочных штреков

$$C_{дш} = L_{дш} * Ч_{дш} * T = 400 \cdot 16000 \cdot 6 = 38,4 \text{ млн. тг,}$$

Стоимость подъема руды по наклонному съезду шахты

$$C_{под} = Q_{изв} * H_C * K_{под} = 1000000 \cdot 1838 \cdot 0,3 = 551 \text{ млн. тг,}$$

где $K_{под}$ - коэффициент подъема руды по съезду шахты.

Итого эксплуатационные расходы:

$$\sum C_{\text{Э}} = C_{cm} + C_{в.см} + C_{дш} + C_{под} = 551 + 32 + 38,4 + 551 = 1172,4 \text{ млн. тг}$$

Эксплуатационные расходы на 1 т руды

$$\overline{C}_{\text{Э}} = \frac{\sum \text{Э}}{Q_{извл}} = \frac{1172400000}{1000000} = 1172,4 \text{ тг/т}$$

Отнесенные расходы

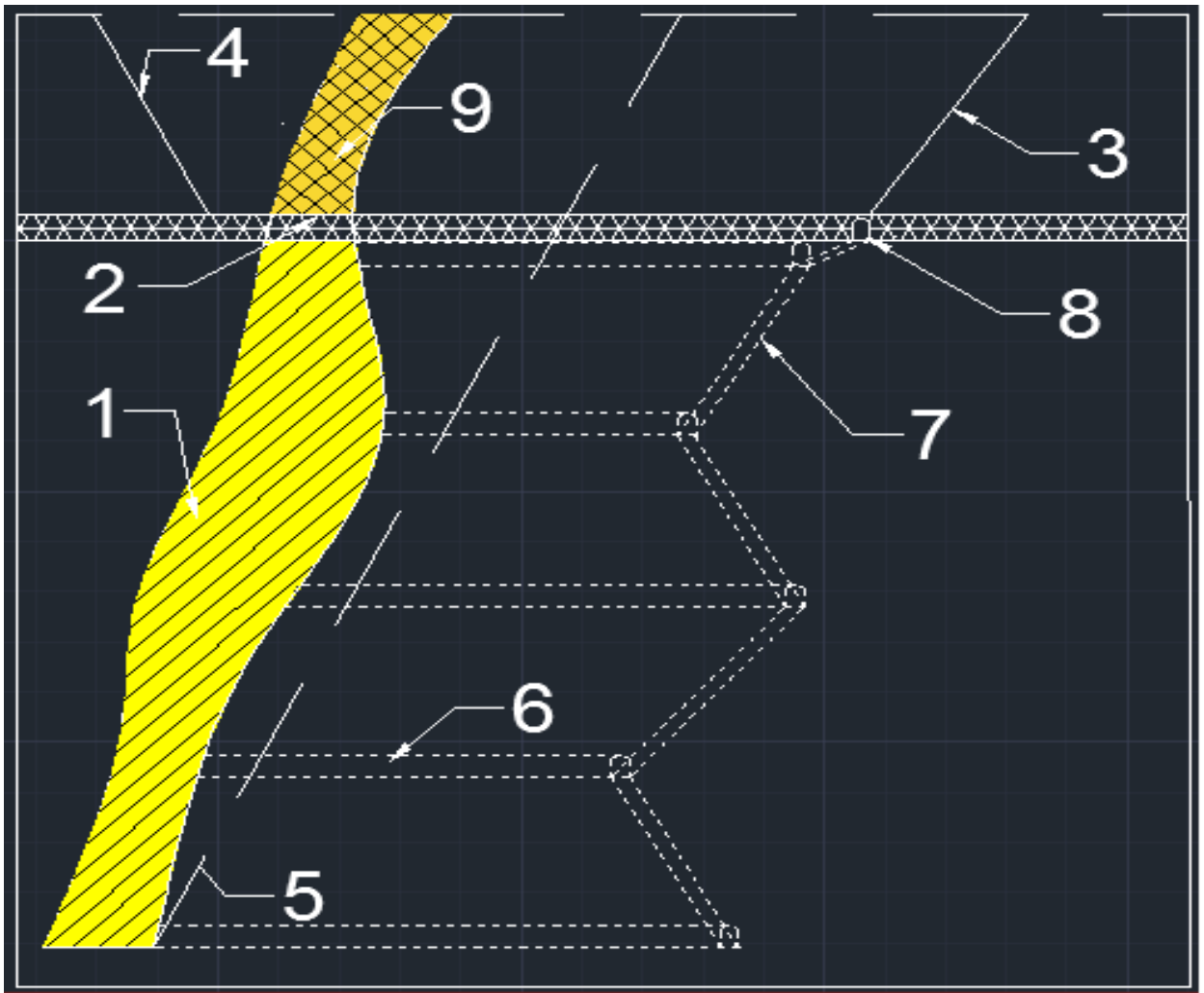
$$C_{\text{э}} = \overline{K} + \overline{C}_{\text{Э}} = 668,3 + 1172,4 = 1840,7 \text{ тг/т}$$

Приведенные затраты

$$I = C_{\text{э}} + E * K_{y\partial} = 1840,7 + 0,12 \cdot 4176,8 = 2341,9 \text{ тг/т,}$$

где E – коэффициент эффективности капитальных вложений.

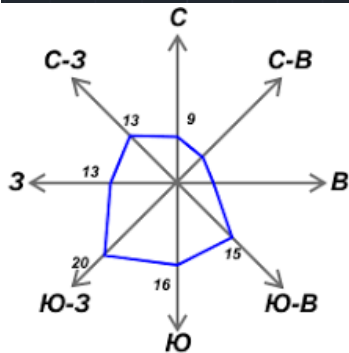
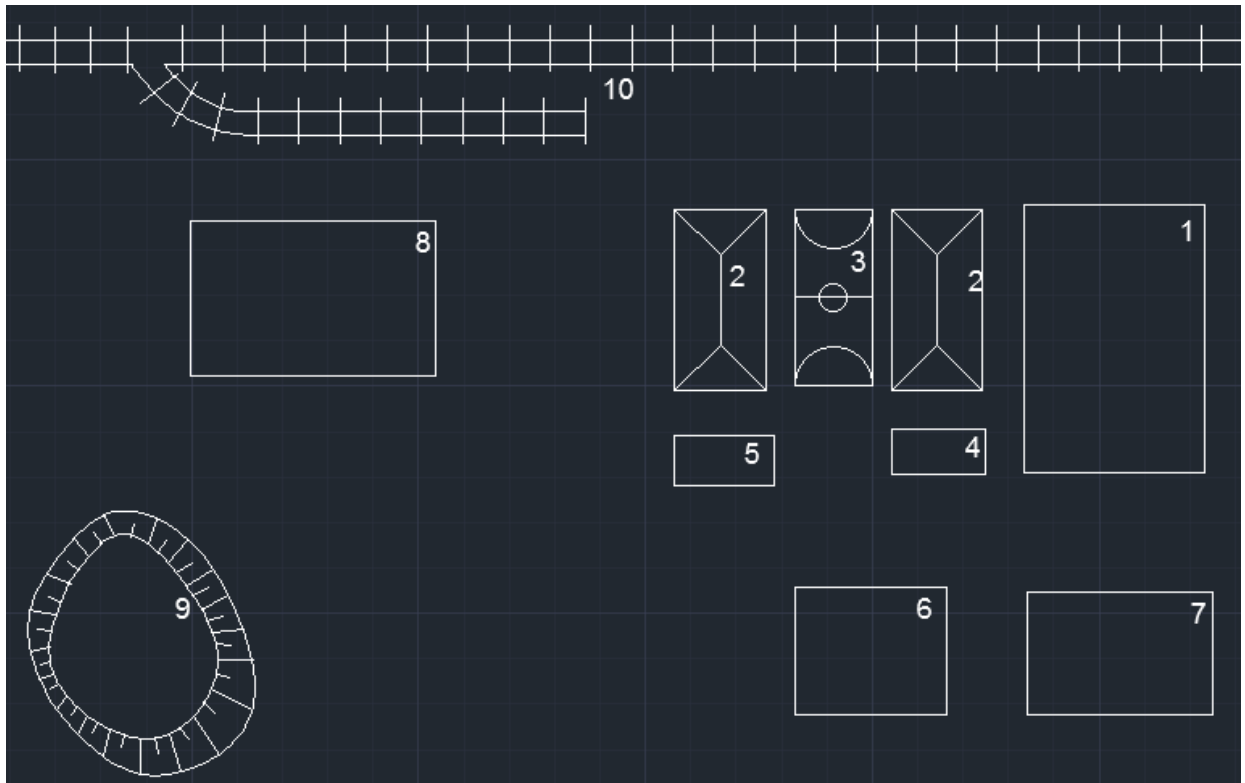
Приложение Б



1 - Рудное тело; 2 - Потолочина (целик); 3 - Рабочий борт карьера; 4 - Нерабочий борт карьера; 5 - Линия сдвижения рудного тела; 6 - Заезд; 7 - Автотранспортный съезд; 8 - Портал; 9 - Рудное тело, отработанное карьером

Рисунок Б.1 – Схема вскрытия месторождения

Приложение В



1 - АБК; 2 - Вахтовый поселок; 3 - Спортивная площадка; 4 - Столовая; 5 - Трансформаторная; 6 - Мастерская; 7 - Склад; 8 - Склад руды; 9 - Отвал; 10 - ЖД тупик

Рисунок В.1 –Генеральный план поверхности