

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»

Искаков Мадит Аблаевич

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту

На тему: «Проект подземной разработки рудного тела №1 месторождения
«Майкаин С»»

Специальность 5В070700 – Горное дело

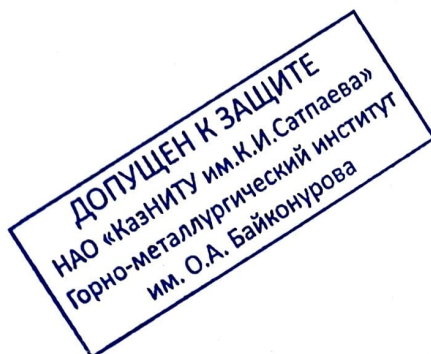
Алматы 2022

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: «Проект подземной разработки рудного тела №1 месторождения
«Майкаин С»»

по специальности 5В070700 – Горное дело

Выполнил

М.А.Искаков

Рецензент

Научный руководитель

Ассоц.проф., к.т.н.

кар. 2.0.100, АНБАН

В.В.Грязнов

Абен.Е.Х

«18» мая

2022г.

«18» 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»



ЗАДАНИЕ
на выполнение дипломной работы

Обучающемуся Искаков Мадии Аблаевич

Тема: «Проект подземной разработки рудного тела №1 месторождения
«Майкаин С»»

Утверждена приказом Ректора Университета №489-п от «14» 12 2022г.

Срок сдачи законченной работы «20» 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 и охрана труда

д) экономика рудника

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

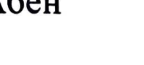
Рекомендуемая основная литература: 6

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
Краткая геология месторождения	10.01.2022	
Горная часть	7.02.2022	
Генеральный план поверхности	4.03.2022	
Охрана окружающей среды	03.04.2022	
Охрана труда	10.04.2022	
Экономическая часть	24.04.2022	
Краткая геология месторождения	10.01.2022	

Подписи консультантов и нормоконтролера на законченный проект

Наименование разделов	Научный руководитель, консультанты	Дата подписания	Подпись
Общие сведения	к.т.н. Абен Е.Х	10.01.2022	
Основные параметры рудника	к.т.н. Абен Е.Х	07.02.2022	
Вскрытие месторождения	к.т.н. Абен Е.Х	04.03.2022	
Выбор системы разработки	к.т.н. Абен Е.Х	03.04.2022	
Охрана окружающей среду	к.т.н. Абен Е.Х	10.04.2022	
Охрана труда	к.т.н. Абен Е.Х	24.04.2022	
Экономика рудника	к.т.н. Абен Е.Х	10.01.2022	
Нормоконтролер	Мендеринова Р.С	18.05.22	

Научный руководитель

 Е.Х.Абен

Задания принял к исполнению

 М.А.Исakov

Дата

« 22 » 01 2022г.

АННОТАЦИЯ

В соответствии с заданием, в дипломном проекте с учетом общих сведений и горно-геологических условий золоторудного месторождения Майкаин «С» определены основные параметры рудника, выбраны способ вскрытия автомобильным наклонным съездом с поверхности и вертикальным вспомогательным стволом, и при системе разработки с магазинированием руды и скважинной отбойкой. Приведены расчеты очистной выемки и себестоимости 1 т руды.

АНДАТПА

Тапсырмаға сәйкес, дипломдық жобада Майқайың "С" алтын кен орнының жалпы мәліметтері мен тау-кен геологиялық жағдайларын ескере отырып, кеніштің негізгі параметрлері анықталды. Кен қазу және ұңғымалық ұсақтау жүйесі кезінде беткейден және тік көмекші оқпаннан автомобиль көлбеуін ашу әдісі тандалып, 1 т кенді тазарту және оның құны туралы есептеу келтірілген.

ANNOTATION

In accordance with the assignment, in the diploma project, taking into account the general information and mining and geological conditions of the Maikain "C" gold ore deposit, the main parameters of the mine were determined, a method was chosen for opening the mine with an inclined exit from the surface and a vertical auxiliary shaft, and with a development system with ore magazine and a well bump. The calculations of the treatment excavation and the cost of 1 ton of ore are given.

ВВЕДЕНИЕ

Степень становления горнодобывающей индустрии страны считается одним из главных показателей ее промышленного потенциала. Актуальность выбора предоставленной темы для дипломной работы состоит в том, чтобы обосновать аналитическим способом эффективность вскрытия и разработки подземным методом месторождения Майкаин «С». Объектом исследования принято уже разработанное, законсервированное предприятие в Республике Казахстан золоторудное месторождение Майкаин «С», которое является основоположником развития месторождений в Майкаинском рудном бассейне.

Главными задачами являются выбор метода вскрытия и системы разработки месторождения, интенсификация разработки и переработки руд, поднятие производительности труда, создание условий для ведения горных работ, рациональное использование природных и земельных ресурсов с учетом современных знаний.

1 Краткая геология месторождения

1.1 Географо-экономическое положение

Месторождение «Майкаин С» расположено в пределах Майкаинского рудного поля, находится на территории 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»[1].

1.2 Геологическое строение рудного поля

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].

1.3 Стратиграфия

На месторождении устанавливается следующая последовательность в напластованиях вулканогенных толщ:

Джангабульская свита (ϵ_{1dj}), представленная основными эффузивными кремнистыми, вулканогенно-осадочными образованиями и субвулканическими габбро-диабазами, диабазами, кварцсодержащими базальтовыми порфиритами, габбро-порфиритами. Мощность - от 400 до 600 м.

Агырекская свита ($\epsilon_1 - \epsilon_{1ag}$) является рудовмещающей на месторождении. Выделяются три горизонта: верхний, средний и нижний. Нижний горизонт, расположен в основании свиты, представлен переслаиванием лав, лавобрекчий и туфов среднего, кислого и основного составов, туфогенно-осадочных и осадочных пород мощностью до 400 м. Средний - сложен преимущественно лавобрекчиями среднего состава мощностью до 300 м. Верхний горизонт представлен лавами среднего состава мощностью до 350 м.

Субвулканическими аналогами агырекской свиты являются небольшие тела и прослои диоритовых порфиритов.

Ащикольская свита (ϵ_{2ash}) представлена альбитофирами и их туфами, лавобрекчиями, субвулканическими телами альбитофиров, плагиогранит-порфиров фельзит-порфиров.

Интрузивные породы на рудном поле представлены в виде массивов и непосредственно не связаны с развитыми здесь вулканогенными толщами: диабазы, порфириты, габбро-порфириты, граносиенит-порфиры.

Вторичные изменения пород связаны с процессами метаморфизма и выветривания.

С процессами метаморфизма связаны:

- динамометаморфизм вдоль тектонических нарушений;
- гидротермально-метасоматические изменения,
- пространственно совпадающие с зонами динамометаморфизма; региональный метаморфизм.

Процессами динамоморфизма породы рассланцованы и катаклазированы. Гидротермальными растворами вдоль тектонических зон породы изменены от пропилитов до кварцитов.

Региональный метаморфизм проявился повсеместно в альбитизации, эпидотизации, хлоритизации, карбонатизации, актинолитизации и окварцевании пород.

Процессами выветривания коренные породы в приповерхностных условиях превращены в глинисто-щебенистый агрегат. Глинистая кора выветривания имеет мощность 15-20 м, а по зонам рассланцевания и дробления увеличивается до 80 м. Состав глин коры выветривания преимущественно каолиновый. Переход от толщ элювиальных глин к неизменённым горным породам постепенный. Глины сменяются зонами сильно выветрелых, разрушенных до дресвы пород.

По рудам процессами выветривания в приповерхностных условиях образуется зона окисления мощностью до 64 м. На месторождении «Майкаин С» она составляла 28 м. (отработана карьером)[2].

1.4 Структура рудного поля

Майкаинское рудное поле приурочено к одноименной горстантиклинали, в центре которой наблюдается прогиб (Центральная брахисинклиналь), который в свою очередь осложнен складками более высокого порядка. С этими дополнительными складками связана морфология рудных тел.

В пределах Центральной синклинали широко распространены разрывные нарушения. По юго-восточному борту синклинали проходит Восточный разлом, в зоне расщепления которого локализованы все промышленные месторождения рудного поля.

На западе проходит Западный разлом, являющийся другим важным структурным элементом Центральной синклинали.

Кроме продольных нарушений по отношению к оси Центральной синклинали, здесь откартированы многочисленные нарушения субширотной ориентации: Большой южный надвиг, Придорожный и множество субпараллельных нарушений.

Все месторождения рудного поля локализуются в двух зонах: Главной и Западной (соответственно по Восточному и Западному разломам).

В главной рудной зоне находятся следующие месторождения: Северовосточное, Малый Майкаин, Майкаин «А», Майкаин «В», Майкаин «С», Майкаин «Д», Майкаин «Е», Новое. Длина зоны около 4 км, ширина - до 600 м. Они протягиваются вдоль юго-восточной границы Центральной синклинали и уходят за пределы как на север, так и на юг.

Западная рудная зона включает в себя ряд рудопроявлений: Большой Майкаин, Красная горка, Нигриз -1, Придорожный и другие.

Факторы, контролирующие оруденение.

Сочетание структурных и литологических факторов контроля оруденения являются основной закономерностью его локализации на Майкаинском рудном поле, а именно:

- все рудные тела в пределах рудного поля залегают субсогласно с его складчатыми структурами;
- рудоконтролирующими структурами являются зоны расщепления и гидротермальной проработки пород зон разрывных нарушений;
- оруденение локализуется в зоне расщепления и гидротермальной проработки пород и приурочивается к низам агырекской свиты, представляющей область тонкого переслаивания пирокластических, вулканогенно-осадочных и лавокластических образований[1].

2 Горная часть

2.1 Расчет балансовых и извлекаемых запасов

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. Плотность 3.2 т/м³. Угол падения 65гр., потери 7%, разубоживание 12%. Содержание полезных компонентов: золото – от 1,5 до 5 г/т

Для дальнейших расчетов примем следующие данные:

Длина падения, $L_{\text{пад}} = 300$ м.

Мощность рудного тела, $m = 35$ м.

Плотность рудного тела, $\gamma = 3,2$ т/м³

Угол падения рудного тела, $\alpha = 65^\circ$

Коэффициент потерь, $K_{\text{п}} = 0,07$

Коэффициент разубоживания, $K_{\text{р}} = 0,12$

Содержание полезного компонента = 1,5-5 г/т

Граничный коэффициент, $K_{\text{гр}} = 2,67$

Коэффициент извлечения, $K_{\text{и}} = 0,93$

Коэффициент качества, $K_{\text{к}} = 0,88$

Для нахождения извлекаемых запасов в первую очередь необходимо найти балансовые запасы $Q_{\text{б}}$ по следующей формуле:[1]

Балансовые запасы:

$$Q_{\text{б}} = L_{\text{пр}} \cdot L_{\text{пад}} \cdot m \cdot \gamma, \quad (2.1)$$

$$Q_{\text{б}} = 300 \cdot 300 \cdot 35 \cdot 3,2 = 10\,080\,00\text{т}$$

После того как нам известны балансовые запасы находи извлекаемые запасы по формуле[1]

$$Q_{\text{изв}} = Q_{\text{б}} \cdot \frac{K_{\text{и}}}{K_{\text{к}}}, \quad (2.2)$$

Извлекаемые запасы:

$$Q_{\text{изв}} = 10\,080\,00 \cdot \frac{0,93}{0,88} = 10\,652\,727\text{т}$$

2.2 Способ разработки месторождения

Для определения способа разработки месторождения нужно определить экономическую глубину карьера по следующей формуле:

$$H_K = \frac{K_{\text{и}} \cdot m \cdot K_{\text{гр}}}{\text{ctg} \beta_{\text{в}} \cdot \text{ctg} \beta_{\text{л}}}; \quad (2.3)$$

H_K = Экономическая глубина карьера

Мощность рудного тела, m

Граничный коэффициент $K_{\text{гр}}$;

$C_{\text{п}}$ = себестоимость добычи 1 тонны руды подземным способом, 14\$/т;

$C_{\text{о}}$ = себестоимость добычи 1 тонны руды открытым способом, 6\$/т;

$C_{\text{в}}$ = себестоимость вскрышных работ, 3\$/т;

$\beta_{\text{в}}$ = угол откоса со стороны висячего бока, 50 градусов;

$\beta_{\text{л}}$ = угол откоса со стороны лежачего бока, 45 градусов;

$$K_{\text{гр}} = \frac{C_{\text{п}} - C_{\text{о}}}{C_{\text{в}}}; \quad (2.4)$$

$$K_{\text{гр}} = \frac{14 - 6}{3} = 2,67;$$

$$H_K = \frac{0,93 \cdot 35 \cdot 2,67}{0,84 + 1} = 47\text{м}$$

Способ разработки комбинированный где 47 метров разработка ведется открытым способом далее переходим на подземный способ разработки.

2.3 Производительность мощности рудника

Для определения годовой мощности производительности рудника по углу падения в диапазоне 30° 90° рассчитывается по формуле

$$A_r = \frac{V \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot S \cdot \gamma \cdot K_{\text{и}}}{K_K}, \text{ тысяч тонн в год}$$

$V = 24$ м, - годовое понижение уровня выемки,

Поправочные коэффициенты:

$K_1 = 1,2$ – на угол падения рудных тел;

$K_2 = 0,6$ – на мощность рудных тел;

$K_3 = 0,8$ – на применяемые системы разработки;

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

S = величина рудной площади в этаже;

$$S = m \cdot L_{\text{пр}} = 35\text{м} \cdot 300\text{м} = 10500\text{м}^2;$$

$$A_r = \frac{V \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot S \cdot \gamma \cdot K_n}{K_k} = \frac{24 \cdot 1,2 \cdot 0,6 \cdot 0,8 \cdot 1 \cdot 10500 \cdot 3,2 \cdot 0,93}{0,88} \\ = 490877 \text{ т/год} \approx 500000 \text{ т/год}$$

2.4 Срок службы рудника:

Срок службы рудника определяется по формуле:

$$T = T_p + T_o \cdot T_3, \quad (2.5)$$

T_p = срок строительства рудника, 3 года;

T_3 = срок затухания рудника, 2 года;

T_o = время работы рудника;

$$T_o = \frac{Q_6}{A_r} = \frac{10\,080\,000}{500\,000} = 20 \text{ лет}$$

$$T = T_p + T_o \cdot T_3 = 3 + 20 + 2 = 25 \text{ лет}$$

При подземном способе разработки срок службы рудника 25 лет.

2.5 Выбор способа вскрытия месторождения

Сравним 2 варианта вскрытия месторождения, которые являются возможными по горно-геологическим условиям:

1. Вскрытие вертикальным стволом со стороны лежащего бока и этажными квершлагами;
2. Вскрытие автомобильным наклонным съездом с поверхности и вертикальным вспомогательным стволом;

Для сравнительной оценки критерием оценки служит минимум приведенных затрат по формуле:

$$n = C_{уд} + E \cdot K_{уд} \rightarrow \min, \quad (2.6)$$

$C_{уд}$ – удельные эксплуатационные затраты;

$K_{уд}$ – удельные капитальные затраты;

E – нормативный коэффициент; (0.12)

Расчеты: По первому возможному варианту вскрытия:

Капитальные затраты:

Проходка главного вертикального ствола шахты рассчитывается по формуле:

$$K_{гс} = H_{гс} \cdot K_{г} \cdot n_{гс}, \quad (2.7)$$

где $K_{г}$ – стоимость проведения 1 м ствола, тг/м;

$H_{гс}$ – глубина ствола, м;

$n_{гс}$ – количество стволов

$$K_{гс} = 300 \cdot 260000 \cdot 1 = 78\,000\,000 \text{ тг.}$$

При проходке вентиляционных стволов рассчитывается по формуле:

$$K_{вс} = H_{вс} \cdot K_{в} \cdot n_{вс}, \quad (2.8)$$

где $K_{в}$ – стоимость проведения 1 м ствола, тг/м;

$H_{вс}$ – глубина вентиляционного ствола, м;

$n_{вс}$ – количество стволов;

$$K_{вс} = 300 \cdot 260000 \cdot 1 = 78\,000\,000 \text{ тг.}$$

При проходке квершлага рассчитывается по формуле:

$$K_{квер} = L_{кв} \cdot K_{кв} \cdot n_{кв}, \quad (2.9)$$

где $L_{кв}$ – суммарная длина квершлагов, рассчитано графически, 639м;

$n_{кв}$ – количество квершлагов; 5.

$K_{кв}$ – стоимость проведения 1 м квершлага тг/м; 22000 тг/м.

$$K_{квер} = 639 \cdot 22000 \cdot 5 = 70\,290\,000 \text{ тг.}$$

Строительство надшахтных зданий, по формуле:

$$Д = 9,3 + 3,24 \cdot A_{г}, \quad (2.10)$$

где $A_{г}$ – годовая производительность рудника;

При расчете годовая производительность ставится в млн., т/год, ответ (Д) в млн. тг.

$$Д = 9,3 + 3,24 \cdot 0,5 = 10,92 \approx 11 \text{ млн. тг.}$$

Проходка и оборудование околоствольного двора, по формуле:

$$K_{од} = (0,24 + 0,48A_{г}) \cdot n, \text{ млн. тг}$$

где: $A_{г}$ – годовая производительность рудника;

n – количество околоствольных дворов= количество квершлагов;

При расчете годовая производительность ставится в млн., т/год, ответ ($K_{од}$) в млн. тг.

$$K_{\text{од}} = (0,24 + 0,48 \cdot 0,5) \cdot 5 = 2,4 \text{млн. тг}$$

Стоимость капитальных затрат по первому возможному варианту вскрытия будет стоить: 239 690 000тг.

Затраты по эксплуатации:

Стоимость поддержания ствола, по формуле:

$$C_c = H_{\text{гс}} \cdot r_{\text{гс}} \cdot T \cdot n_c, \quad (2.11)$$

где $H_{\text{гс}}$ – глубина главного ствола, 300м;

T – срок службы рудника, 25 лет;

$r_{\text{гс}}$ – стоимость поддержания 1 м ствола, 25тг/м;

n_c – количество стволов, 1;

$$C_c = 300 \cdot 25 \cdot 25 \cdot 1 = 187500 \text{тг}$$

Стоимость поддержания вентиляционных стволов, по формуле:

$$C_{\text{вс}} = H_{\text{вс}} \cdot r_{\text{вс}} \cdot T \cdot n_{\text{вс}}, \quad (2.12)$$

где $H_{\text{вс}}$ – глубина вентиляционного ствола, 300м;

T – срок службы рудника, 25 лет;

$r_{\text{вс}}$ – стоимость поддержания 1 м ствола, 25тг/м;

$n_{\text{вс}}$ – количество вентиляционных стволов, 1;

$$C_{\text{вс}} = 300 \cdot 25 \cdot 25 \cdot 1 = 187500 \text{тг}$$

Стоимость поддержания квершлага, по формуле:

$$C_{\text{кв}} = L_{\text{кв}} \cdot r_{\text{кв}} \cdot T, \quad (2.13)$$

где $L_{\text{кв}}$ – суммарная длина квершлагов, 639м;

T – срок службы рудника, 25 лет;

$r_{\text{кв}}$ – стоимость поддержания 1 м квершлага, 14тг/м;

$$C_{\text{кв}} = 639 \cdot 14 \cdot 25 = 223650 \text{тг}$$

Стоимость подъема руды по стволу, по формуле:

$$C_{\text{под}} = Q_{\text{изв}} \cdot \left(\frac{H_{\text{гс}}}{2} \right) \cdot K_{\text{под}}, \quad (2.14)$$

где $Q_{\text{изв}}$ – извлекаемые запасы, 10 652 727т;

$K_{\text{под}}$ – стоимость подъема 1 тонны руды на 1 метр, 0,008;
 $H_{\text{гс}}$ – глубина главного ствола, 300м;

$$C_{\text{под}} = 10652727 \cdot \frac{300}{2} \cdot 0,008 = 12\,783\,272 \text{тг}$$

Стоимость откатки по квершлагу, по формуле:

$$C_{\text{от.кв}} = L_{\text{ср.кв}} \cdot Q_{\text{изв}} \cdot K_{\text{от}}, \quad (2.15)$$

где $L_{\text{ср.кв}}$ – средняя длина квершлагов, 127.8м;
 $Q_{\text{изв}}$ – извлекаемые запасы, 10 652 727т;
 $K_{\text{от}}$ – стоимость откатки, 0,002тг/т;

$$C_{\text{от.кв}} = 127,8 \cdot 10652727 \cdot 0,002 = 2\,722\,837 \text{тг.}$$

Стоимость ремонта надшахтных зданий и сооружений, по формуле:

$$Д = (0,164 + 0,07 \cdot A_{\text{г}}) \cdot T, \quad (2.16)$$

где T – срок службы рудника, 25 лет;
 $A_{\text{г}}$ – годовая производительность рудника;

При расчете годовая производительность ставится в млн., т/год, ответ (Д)
в млн. тг.

$$Д = (0,164 + 0,07 \cdot 0,5) \cdot 25 = 4\,975\,000 \text{тг.}$$

Общая сумма эксплуатационных затрат по данному способу составляет 21 079 759тг.

Расчеты: По второму возможному варианту вскрытия:

Капитальные затраты:

Проходка вентиляционных стволов, по формуле:

$$K_{\text{вс}} = H_{\text{вс}} \cdot K_{\text{в}} \cdot n_{\text{вс}}, \quad (2.17)$$

где $K_{\text{в}}$ – стоимость проведения 1 м ствола, тг/м;
 $H_{\text{вс}}$ – глубина вентиляционного ствола, м;
 $n_{\text{вс}}$ – количество стволов;

$$K_{\text{вс}} = 300 \cdot 260000 \cdot 1 = 78\,000\,000 \text{тг}$$

Проведение наклонного съезда, по формуле:

$$K_{н.с} = L_{н.с} \cdot K_{н}, \quad (2.18)$$

где $L_{н.с}$ – длина наклонного съезда, 1070 м;
 $K_{н.с}$ – стоимость проведения 1 м, наклонного съезда, 24000тг/м;

$$K_{н.с} = 1070 \cdot 24000 = 25\,680\,000\text{тг}$$

Проведение заездов, по формуле:

$$K_3 = \sum_{i=1}^n L_3 \cdot K_3, \quad (2.19)$$

где L_3 – длина заезда, 303 м;
 K_3 – стоимость проведения 1 м заезда, 21000тг/м;

$$K_3 = 303 \cdot 21000 = 6\,363\,000\text{тг}.$$

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений, по формуле:

$$Д = 9,3 + 3,24 \cdot A_r, \quad (2.20)$$

где A_r – годовая производительность рудника;

При расчете годовая производительность ставится в млн., т/год, ответ (Д)
 в млн. тг

$$Д = 9,3 + 3,24 \cdot 0,5 = 10,92\text{млн} \approx 11\text{млн}.$$

Стоимость капитальных затрат по второму возможному варианту вскрытия будет стоить: 121 043 000тг.

Затраты по эксплуатации:

Стоимость поддержания вентиляционных стволов, по формуле:

$$C_{вс} = H_{вс} \cdot r_{вс} \cdot T \cdot n_{вс}, \quad (2.21)$$

где $H_{вс}$ – глубина вентиляционного ствола, 300м;

T – срок службы рудника, 25 лет;

$r_{вс}$ – стоимость поддержания 1 м ствола, 25тг/;

$n_{вс}$ – количество вентиляционных стволов, 1;

$$C_{вс} = 300 \cdot 25 \cdot 25 \cdot 1 = 187500\text{тг}$$

Стоимость поддержания наклонного съезда, по формуле:

$$C_{н.с} = H_{н.с} \cdot r_{н.с} \cdot T, \quad (2.22)$$

где $H_{н.с}$ – длина наклонного съезда, 1070 м;
 T – срок службы рудника, 25 лет;
 $r_{н.с}$ – стоимость поддержания 1 м ствола, 14тг/;

$$C_{н.с} = 1070 \cdot 14 \cdot 25 = 374\,500 \text{тг.}$$

Стоимость поддержания заездов, по формуле:

$$C_з = 2L_{ср.з} \cdot r_з \cdot n_з, \quad (2.23)$$

где $r_з$ – стоимость поддержания 1 м заезда, 14тг/м;
 $L_{ср.з}$ – длина заездов, 298 м;
 $n_з$ – количество заездов, 5;

$$C_з = 2 \cdot 298 \cdot 14 \cdot 5 = 41\,720 \text{тг.}$$

Стоимость ремонта надшахтных зданий и сооружений, по формуле:

$$Д = (0,164 + 0,07 \cdot A_r) \cdot T, \quad (2.24)$$

где T – срок службы рудника, 25 лет;
 A_r – годовая производительность рудника;

При расчете годовая производительность ставится в млн., т/год, ответ (Д) в млн. тг

$$Д = (0,164 + 0,07 \cdot 0,5) \cdot 25 = 4\,975\,000 \text{тг.}$$

Стоимость при подъеме руды по НТС, по формуле:

$$C_{\text{под}} = Q_{\text{изв}} \cdot \frac{H_{н.с}}{2} \cdot K_{\text{под}}, \quad (2.25)$$

где $K_{\text{под}}$ – стоимость подъема 1 тонны руды на метр, 0.008;
 $Q_{\text{изв}}$ – извлекаемые запасы, 10 652 727т;

$$C_{\text{под}} = 10652727 \cdot 535 \cdot 0,008 = 45\,593\,671 \text{тг}$$

Общая сумма эксплуатационных затрат по данному способу составляет 51 172 391тг.

Приведенные затраты по формуле:

$$n = C_{уд} + E * K_{уд} \rightarrow \min, \quad (2.26)$$

$C_{уд}$ – удельные эксплуатационные затраты;

$K_{уд}$ – удельные капитальные затраты;

E – нормативный коэффициент; (0,12)

$K_{уд}$ = Суммарные капитальные затраты / A_r ;

$C_{уд}$ = Суммарные эксплуатационные затраты / $Q_{изв}$;

$Q_{изв}$ – извлекаемые запасы, 10 652 727т;

A_r – годовая производительность рудника, 500000 т/год;

Вскрытие вертикальным стволом со стороны лежачего бока и этажными квершлагами;

$$C_{уд} = 21\,079\,759 / 10\,652\,727 = 1,9788 \approx 2.$$

$$K_{уд} = 239\,690\,000 / 500\,000 = 479.$$

$$П = 2 + 0,12 \cdot 479 = 59,5$$

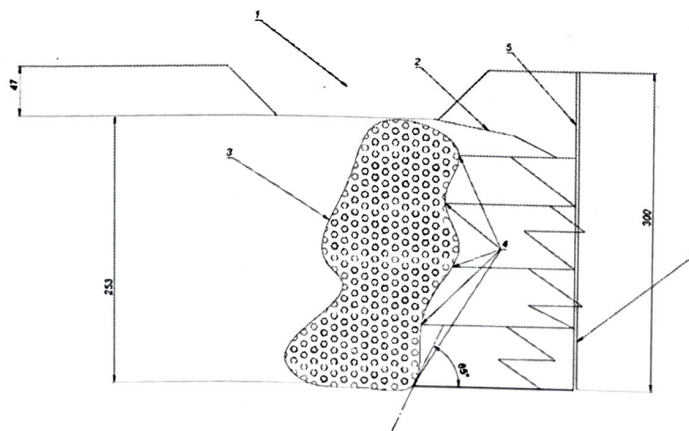
Вскрытие автомобильным наклонным съездом с поверхности и вертикальным вспомогательным стволом;

$$C_{уд} = 51\,172\,391 / 10\,652\,727 = 4,8$$

$$K_{уд} = 121\,043\,000 / 500\,000 = 242.$$

$$П = 4,8 + 0,12 \cdot 242 = 33,8$$

По результатам сравнения приведенных затрат, экономический целесообразный - способ №2 Вскрытие автомобильным наклонным съездом с поверхности и вертикальным вспомогательным стволом, т.е. принимаем его.



1- Отработанный карьер, 2- НТС, 3 – рудное тело, 4 – заезды, 5 – вертикальный ствол, 6 – вентиляционный ствол.

Рисунок 1 Способ вскрытия автомобильным наклонным съездом со дна карьера и вертикальным вспомогательным стволом.

2.6 Выбор системы разработки

Системой разработки месторождения называется комплекс работ по отбойке, погрузке и доставке, поддержания выработанного пространства.

К любой системе разработки предъявляются следующие требования:

- безопасность ведения работ, охрана недр и окружающей среды;
- экономичность разработки;

обеспечение высокой и устойчивой нагрузки на очистной забой.

Основные факторы влияющие на системы разработки.

1. Постоянные факторы:

- Форма рудного тела;
- Мощность рудного тела (шпур или скважина);
- Угол залегания рудного тела;
- Характер контакта рудного тела с вмещающими породами;

2. Переменные факторы

- Нарушение залегания рудного тела;
- Устойчивость руды и вмещающих пород (с закладкой или обрушение);
- Ценность полезного ископаемого (минимизация потерь);
- Склонность руды к самовозгоранию, окислению и слеживанию;
- Глубина залегания рудного;
- Гидрогеологические условия разработки;
- Возможность нарушения земной поверхности;

Выбор системы разработки влияет на технико-экономические показатели целом рудника.

Существуют множество методов выбора системы разработки:

1. методика К.М.Чарквиани- сравнивает извлекаемую ценность и себестоимость 1 т руды;

2. методика проф. П.И.Городецкого – по показателю рентабельности (прибыль/актив);

Методика академика М.И.Агошкова – по себестоимости 1 т руды;

Самой признаваемой методикой является методика академика О.А.Байконурова – по многим критериям. В качестве критериев могут использоваться все ТЭП.

Выбор системы разработки производится в два этапа:

1 этап – предварительный отбор по горно-геологическим условиям месторождения

2 этап – сравнительная оценка отобранных на первом этапе систем разработки и выбор наиболее рациональной.

Надо выбрать систему разработки для конкретного месторождения, для этого на первом этапе, с учетом горно-геологических условий месторождения отбирают 4-8 технически возможные системы разработки.

На втором этапе определяют все необходимые технико-экономические показатели всех 4-8 систем разработки.

Сводим все показатели по всем системам разработки в таблицу.

Таблица 2.1-Технико-экономические показатели

Производ. труда заб раб	K_1^1	K_1^2	K_1^3	K_1^n
Себестоимость добычи	K_2^1	K_2^1	K_2^1	K_2^n
Потери руды	K_3^1	K_3^1	K_3^1	K_3^n
Разубоживани ^я руды	K_4^1	K_4^1	K_4^1	K_4^n
Ценность	K_5^1	K_5^1	K_5^1	K_5^n

Каждый столбец этой таблицы характеризует определенную систему разработки и образует вектор-столбец. Теперь сравниваем между собой показатели указанных систем разработки. Например, первая строка – производительность труда- чем выше производительность, тем эффективнее система разработки. Вторая строка (второй показатель) – себестоимость – чем ниже, тем лучше, и т.д. Таким образом отмечаем скобкой (в нашем случае красным цветом) наилучшие показатели. После этого по каждой строчке (показателю) определяем абсолютные отклонения каждого показателя от лучшего значения по формуле

$$\delta = K_{1i} - K_{1io}/K_{1io}, \quad (2.27)$$

Из полученных значений составляется матрица относительных отклонений

$$\delta = \begin{matrix} & \delta_1^1 & \delta_1^2 & \delta_1^3 \dots & \delta_1^n \\ \delta_2^1 & \delta_2^1 & \delta_2^1 & \delta_2^1 & \delta_2^n \\ \delta_3^1 & \delta_3^1 & \delta_3^1 & \delta_3^1 & \delta_3^n \\ \delta_4^1 & \delta_4^1 & \delta_4^1 & \delta_4^1 & \delta_4^n \\ \delta_5^1 & \delta_5^1 & \delta_5^1 & \delta_5^1 & \delta_5^n \\ \delta_6^1 & \delta_6^1 & \delta_6^1 & \delta_6^1 & \delta_6^n \end{matrix}$$

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

$$R1 = \sqrt{(\delta_1^1)^2 + (\delta_2^1)^2 + (\delta_3^1)^2 + (\delta_4^1)^2 + (\delta_5^1)^2 + (\delta_6^1)^2}$$

$$R2 = \sqrt{(\delta_1^2)^2 + (\delta_2^2)^2 + (\delta_3^2)^2 + (\delta_4^2)^2 + (\delta_5^2)^2 + (\delta_6^2)^2}$$

$$R_3 = \sqrt{(\delta_1^3)^2 + (\delta_2^3)^2 + (\delta_3^3)^2 + (\delta_4^3)^2 + (\delta_5^3)^2 + (\delta_6^3)^2}$$

и т.д.

Та система разработки, для которой норма вектора R окажется наименьшей, та будет соответствовать лучшему варианту системы разработки.

На мой взгляд в имеющихся условиях есть два варианта подходящих систем разработок, которые будут наиболее эффективные с технологической точки зрения, а, то есть: разубоживание, производительность труда, потери и необходимость в закладе.

Системы разработки:

- 1) Система разработки этажного обрушения;
 - 2) Система разработки с магазинированием руды и скважинной отбойкой;
- Система разработки этажного обрушения:

Условия применения: при отработке крутопадающих мощных и весьма мощных рудных тел, с неустойчивыми породами. Руда не должна быть склонной к самовозгоранию, окислению и слеживанию.

Этаж высотой 50-60 м по простиранию разделяют на блоки длиной 100-120 м. Расстояние между погрузочными заездами 10-12 м. Подготовка включает проведение транспортного штрека, восстающего, погрузочных заездов.

Руду отбивают веерными скважинами на ранее обрушенную породу. При этом скважины бурят из траншейных и бурового штреков. Отбитая руда под действием собственного веса поступает на почву погрузочного заезда. Погрузку и доставку руды осуществляют ПДМ.

Потери 15-20%, разубоживание – 20-25%, производительность – 80-100 т/см., расход ПНР- 5-6 м/1000 т руды, себестоимость 9 долл. США на тонну

Достоинства: высокая производительность, удобные и безопасные условия работы.

Недостатки: значительные потери и разубоживания руды, выход некондиционных кусков.

Система разработки с магазинированием руды и скважинной отбойкой.

Условия применения: при отработке крутопадающих мощных и весьма мощных месторождений, и с устойчивыми рудой вмещающими породами.

Подготовка включает проведение откаточных штреков, соединенных ортами, блоковых восстающих. Производят послойную отбойку руды горизонтальными или слабонаклонными веерами скважин. После отбойки первого слоя, руду полностью выпускают, а второго слоя магазинируют, выпуская только до 30%.

Потери руды до 10-12%, разубоживание 15-20%, производительность труда рабочего 60-80 т/см, объем ПНР на 1000 т руды – 4-6 м, себестоимость 1 т. Руды 8\$

Достоинства: относительно высокая производительность, незначительный объем ПНР.

Недостатки: значительные потери и разубоживания руды, частые зависания руды в выпускных выработках.

1-откаточные штреки;
2-материально-
ходовые восстающие;
3-скреперные штреки;
4-буровые камеры;
5-ходки;
6-выпускные
выработки днища
(дучки, разворотки
дучек);
7-замагазинированная
руда; 8-потолочина;
9-веерный комплект
скважин;
10-соединительные
орты.

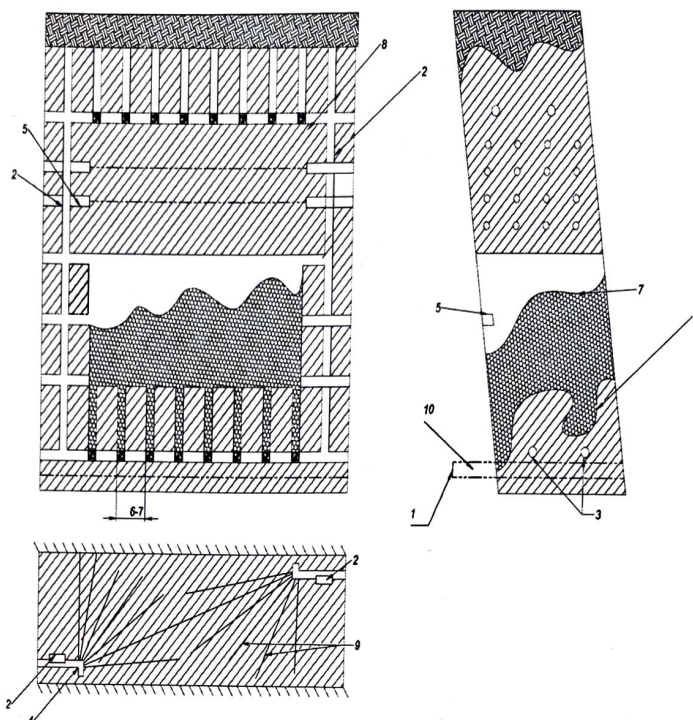


Рисунок 2- Система разработки с магазинированием со скважинкой отбойкой

Проводя итоги к выбору системы разработки проводим оценку сравнивая методы по методике академика Байконурова О.А.

Таблица 2.2 Техничко-экономические показатели

ТЭП	Система разработки этажного обрушения	Система разработки с магазинированием руды и скважинной отбойкой;
Производительность заб.раб т/см	90т/см	70т/см
Себестоимость добычи, тг	4275тг	3800тг
Потери руды, %	17%	15%
Разубоживание руды, %	22%	17%
Объем ПНР, м	5	5

Из таблицы выбираем варианты, что лучше подходят т.е. это 90т/см, 3800тг, 15%, 17%, 5м.

Используя формулу строим относительные отклонения:

$$\Delta I_1^1 \left| \frac{90-90}{90} \right| = 0$$

$$\Delta I_2^1 \left| \frac{3800-3800}{3800} \right| = 0$$

$$\Delta I_3^1 \left| \frac{15-17}{15} \right| = 0,13$$

$$\Delta I_4^1 \left| \frac{17-25}{17} \right| = 0,47$$

$$\Delta I_5^1 \left| \frac{5-5}{5} \right| = 0$$

$$\Delta I_1^2 \left| \frac{90-70}{90} \right| = 0,22$$

$$\Delta I_2^2 \left| \frac{3800-4275}{3800} \right| = 0,125$$

$$\Delta I_3^2 \left| \frac{15-15}{15} \right| = 0$$

$$\Delta I_4^2 \left| \frac{17-17}{17} \right| = 0$$

$$\Delta I_5^2 \left| \frac{5-5}{5} \right| = 0$$

Мы нашли отклонения от лучших значений т.е. составим из них матрицу:

$$\Delta I = \begin{vmatrix} 0 & 0,22 \\ 0 & 0,125 \\ 0,13 & 0 \\ 0,47 & 0 \\ 0 & 0 \end{vmatrix}$$

Далее для каждого столбца определим норму вектора по формуле R:

$$R_1 = \sqrt{(0,13)^2} + \sqrt{(0,47)^2} = \sqrt{0,0169} + \sqrt{0,2209} = 0,49$$

$$R_2 = \sqrt{(0,22)^2} + \sqrt{(0,125)^2} = \sqrt{0,0484} + \sqrt{0,0156} = 0,25$$

$$R_2 < R_1$$

Вывод

По данным, которые есть в сравнении двух систем разработки видно, что более выгодно и эффективно будет выбрать вторую систему разработки это – Система разработки с магазинированием руды и скважинной отбойкой. Данная система разработки так же имеет условия применения при отработке крутопадающих мощных и весьма мощных месторождений, и с устойчивыми рудой вмещающими породами.

Достоинства: относительно высокая производительность, незначительный объем ПНР.

Недостатки: значительные потери и разубоживания руды, частые зависания руды в выпускных выработках.

2.7 Расчет параметров скважинной отбойки

Отбойку руды осуществляется методом веерных скважин где диаметр скважины 0,09м. В основные параметры отбойки входит расстояние между скважинами и Л.Н.С после определения, которых можно вычислить другие данные

по расчету.
Для вычисления Л.Н.С наиболее оптимальным методом расчета является формула Л.И.Барона:

$$W = \frac{d\sqrt{0.785\Delta k_3}}{\sqrt{mq}}; \quad (2.28)$$

где d – диаметр скважины 0,09м;

Δ – плотность заряжения 1000кг/м³;

k_3 – коэффициент заполнения скважины 0,6;

m – коэффициент сближения зарядов 1;

q – удельный расход взрывчатого вещества (ВВ) на отбойку, кг/м³;

Удельный расход ВВ определяется по формуле:

$$q = q_0 \cdot e \cdot k_2 \cdot k_4 \cdot k_5 \cdot k_6 \cdot k_7, \quad (2.29)$$

q_0 – эталонный расход ВВ 0.7 кг/м³;

e – коэффициент относительной работоспособности 0,89;

k_2 – коэффициент качества дробления при трещиноватости руды, 1;

k_4 – коэффициент условия отбойки, 0,9;

k_5 – коэффициент способа заряжения скважин, 1;

k_6 – коэффициент диаметра заряда;

$$k_6 = \left(\frac{d}{0,105} \right)^{n_2},$$

$$k_6 = \left(\frac{0,09}{0,105} \right)^1 = 0,857;$$

k_7 – коэффициент по схеме расположения скважин 1,2;

$$q = q_0 \cdot e \cdot k_2 \cdot k_4 \cdot k_5 \cdot k_6 \cdot k_7 = 0,7 \cdot 0,89 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 0,857 \cdot 1,2 = 0,57 \text{ кг/м}^3;$$

Используя формулу Л.И. Барона можно рассчитать Л.Н.С

$$W = \frac{d\sqrt{0.785\Delta k_3}}{mq} = \frac{0,09\sqrt{0,785} \cdot \sqrt{1000} \cdot \sqrt{0,6}}{\sqrt{1} \cdot \sqrt{0,57}} = 2,58 \text{ м};$$

При отбойке веерными скважинами их взаимное расположение определяется максимальным расстоянием между концами соседних скважин $атах$ и минимальным $атип$ – между заряженными частями скважин вблизи контура буровой выработки.

$$a_{\max} - 3,5\text{м};$$

$$a_{\min} - 1,25\text{м};$$

Общая длина скважин, определенная по схеме:

$$\sum L_{\text{СКВ}} = 112,21\text{м};$$

Общий объем скважин:

$$V_{\text{СКВ}} = \pi r^2 \sum L_{\text{СКВ}}, \quad (2.30)$$

$$\pi = 3,14;$$

r – радиус скважин, 0,045 (при d 0.09);

$$V_{\text{СКВ}} = \pi r^2 \sum L_{\text{СКВ}} = 3,14 \cdot 0,045^2 \cdot 112,21 = 0,71\text{м}^3;$$

Количество ВВ необходимое для системы:

$$Q_{\text{ВВ}} = \Delta \cdot V_{\text{СКВ}} = 1000 \cdot 0,71 = 710\text{кг};$$

Сколько руды мы отбиваем:

$$V_c = B_c \cdot W \cdot H_c, \quad (2.31)$$

H_c – высота отбиваемого слоя, 25м;

$$V_c = 8 \cdot 2,58 \cdot 25 = 516\text{м}^3;$$

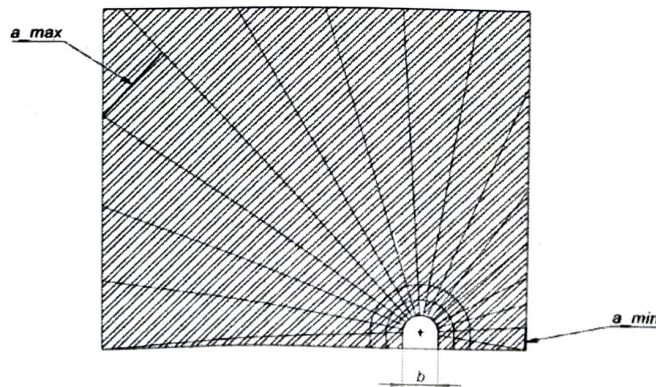


Рисунок 3- Схема расположения вееров

3 Охрана окружающей среды

Оборона окружающей среды выполняется на основе ненарушения дальнейших ключевых почв : - преимущества защиты жизнедеятельности и здоровья лиц, сбережение и возрождение внешней обстановки, годящейся для жизни, занятости и развлечений народа; - равновесного заключения общественно-денежных назначений и задач находящейся вокруг среды в намерениях прохождении Республики Казахстан к устойчивому развитию в аспектах рыночных отношений и ублажения потребностей нынешних и будущих поколений в благополучной и годящейся находящейся вокруг среде; - залог природной целостности и восстановления поврежденных природных экологических установок на территориях с неблагоприятным природным положением; - рационального использования и воспроизводства натуральных ресурсов, постепенного внесения вознаграждения за использование природных ресурсов и вступления денежного ручательства защиты окружения; - безопасность биологической контрастности и пунктов окружающей среды, обладающих определенной экологической, научной и образованной целью; - госудраственной инспекции и регулирования, неоправимой обязательности за несоблюдение законных прав о защите находящейся вокруг среды; - уклонения причинения убытка окружающему, отклика возможного воздействия на находящуюся вокруг среду; - содействия, регулирования, легитимности и открытости служений городских органов при реализации государственного испытания в области охраны окружения и использования природных средств; - неизменности реализации общепроизводственного природной проверки при экологически опасных обликов домашней активности; - активного и демократичного поддержания нации, общественных совмещений органов местного правления в области охраны находящейся вокруг среды; - международной общей работы в сфере защиты находящейся вокруг среды на основе интернационального права. В нашем видении безусловно, впоследствии завершении развитии возрождения выполнить рекультивацию. Рекультивация — ансамбль мер по экологическому и денежному восстановлению территорий и аква ресурсов, плодородность коих по причине людской работы в важной степени снизилось. Конечным намерением совершения рекультивации является улучшение критерий находящейся вокруг среды, улучшение эффективности покоробленных земель и водоёмов.

4 Охрана труда

Служба охраны труда - установка законодательных шагов, публично денежных, организационных, технических, гигиенических, целебно предупредительных событий, содержащих целостность, самочувствие и трудоспособность лиц в развитии деятельности. Задача охраны труда – привести к минимуму вероятность уничтожения или же инфицирования, работающего с своевременным обеспечением комфорта при массивной продуктивности деятельности. Истинные производственные обстоятельства опираются небезопасными и вредными основаниями. Опасные производственные моменты моменты, деятельные на работающего в определенных критериях, вызывают ранения или различные проф.заболевания. Вредным производственным аспектом называется такой, воздействие которого на сотрудника в определенных критериях вводит к болезни или к снижению эффективности труда. Опасные - передвигающиеся подробности приборов, раскаленные предметы. Неполезные - воздух, примеси в нем, теплота, отсутствующий свет, гром, вибрация, ионизирующее лазерное и электрическое излучения. Правопринимательные и нормативные акты охраны труда. В законодательстве об охране труда присутствуют дальнейшие основы и общепринятые правила: основы формировании охраны труда на предприятиях; основы по технике защищенности и производственных санитарных норм; основы, содержащее индивидуальную службу охраны сотрудников от проф.заболеваний; основы и общепринятые условия особенной охраны труда женщин, мужчин и лиц со средней продуктивностью; правовые общепризнанных мерок, в коих предусматривается обязанность за нарушение закона о охране труда. Значимые месторасположения в сфере охраны труда закреплены в — Кодексе законов о труде. Передача благополучных и неопасных аспектов труда опирается на административную часть фирмы. Глава фирмы обязана включать общестандартные способы техники сохранности, содержащее санитарные и гигиенические обстоятельства и предупреждающее возникновение проф. болезней сотрудников. Строения и строительства должны отвечать потребностям содержащим безобидные обстоятельства труда. В эти требования входят: правильное внедрение территории; правильное внедрение механизмов; службу охраны рабочих от воздействия вредных производственных условий; обслуживание промышленных местностей в согласовании с санитарными и гигиеническими притязаниями. В законодательстве об охране труда определенное внимание выделяется контролю при конструировании и изучению новых машин и специального оборудования.

5. Экономическая часть

5.1 Организация и управление производством.

При подземном порядке проработки месторождения осуществляются компрессорные, очистительные и транспортировочные процессы. Вывозка руды и породы на земную сторону происходит по наклонному транспортному съезду (НТС) с использованием самовольного снаряжения. Реставрация горного инвентаря производится самотеком на руднике собственными усилиями слесарей, кроме того с помощью сотрудников ремонтно-механической мастерской цеха. Подобные услуги руднику проявляют и похожие цеха, включенные в производство товарной продукции из руд месторождения.

5.2 Источник электроснабжения

Главным началом электрического снабжения подземного рудника является ЛЭП-35 и подстанция 110/6 кВ. Дополнительный вариант электрического снабжения – дизель-генератор мощностью 1500 кВт, содержащий послеаварийный порядок электроснабжения подземного рудника в ситуации исхода из структуры генерального источника электроснабжения. Послеаварийным порядком остается включенность одного вентилятора первостепенного проветривания – 800 кВт, на период вывода лиц на поверхность с разных рабочих местностей. В процессе остаются два насоса перво-зарядного водоотлива – 50 кВт и трансформаторная станция силой 160 кВт, снабжающая насосы водоотлива 0,7 кВ – 3×50 кВт, установка для обеспечения воздухом, камеры-убежища.

5.3 Режим работы рудника

Правила работы сотрудников рудника в первую очередь имеют содействие на технико – экономический объем. Формат работы классифицируется на годовые и суточные варианты. Формат работы является постоянным и прерывистым. Годовой режим проектируемого месторождения Майкаин «С». В непрерывном формате работы рудника годовой рабочий день приравнивается:

$T_{\text{год}} = T_{\text{к}} - T_{\text{пр}} - T_{\text{вых}}$,

где $T_{\text{к}}$ – календарных дней в году ($T_{\text{к}}=365$ дней));

$T_{\text{пр}}$ - праздничные дни в году ($T_{\text{празд}}=6$ дней);

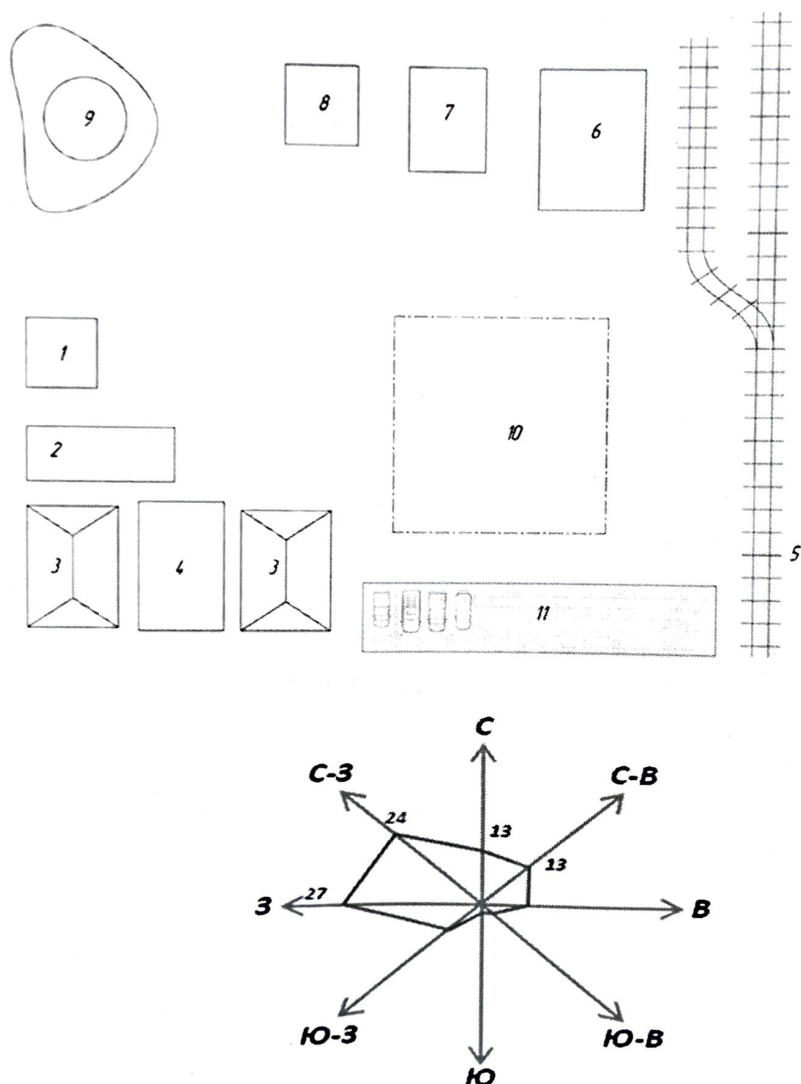
$T_{\text{вых}}$ – выходные дни в году ($T_{\text{вых}}=30$ дней).

$T_{\text{год}} = 365 - 6 - 30 = 329$ дней.

Длительность рабочей смены в сутки считается в 2 смены по 12 часов в каждую смену.

5.4 Численность рабочих и служащих

Произведем расчет численности промышленно-производственных сотрудников производства. Заработок за 30 дней вычисляется согласовано с суммой визитов рабочих, нужного для исполнения емкости работ, объема работ и численности смен. В таблице 5 показаны административно-управленческие расходы.



1- Трансформаторная, 2 - Столовая, 3 – Дома для работников, 4 – Спорт зал, 5 – Железная дорога, 6 – Склад руды, 7 – Общий склад, 8 – Мастерская, 9 – Отвал, 10 – АБК, 11- Парковка.

Рисунок 4 Генеральный план поверхности

Таблица 5.1 – Заработок работников и служащих рудника

Должность	Штатная численность сотрудников	Выплачиваемая месячная зароботная плата, тыс. тг.	Годовой фонд зароботной платы, тыс. тг.
Директор	1	395	4740
Главный инженер	1	340	4080
Главный механик	1	220	2640
Начальник участка	1	195	2340
Горный мастер	7	182	15 288
Машинисты	8	165	15 840
Помощники машиниста	4	130	6 240
Помощник машиниста буровой установки	10	145	17 400
Водитель автопогрузчика и рабочие	34	174	70 992
Электромонтер	5	128	7 680
Всего	90	2 860	201 602
Дополнительная зароботная плата 8%		228,8	16128,16
Расходы на социальное страхование 12%		343,2	24192,24
Всего	90	3432	241 922,4

Таблица 5.2- Расчет амортизационных отчислений на основные фонды

Наименование работ и основных средств	Ед. изм.	Кол -во	Стоимость единицы, тенге	Сумма, тенге	Нор м а амор т изац и и, %	Амортиз. отчисления, тг
Здания и сооружения						
Здания АБК	шт.	1	230 114 000	230 114 000	10	230 114 00
Центральный склад	шт.	1	40 000 500	40 000 500	10	40 000 50
Склад ВМ	шт.	1	45 490 000	45 490 000	10	45 490 00

Блок вспомогательн ых цехов	шт.	1	96863000	96863000	10	9686300
Неучтенные сооружения 10%				30562150		
Итого по зданиям и сооружениям				443 029 650		412 467 50
Машины и оборудования						
Самоходная буровая установка КБУ-50	шт.	5	34 716 250	173 581 250	17	29 508 812
Погрузочнодоставочная машина ТОРО-200	шт.	5	72 770 50	36 385 250	17	6 185 492
Неучтенная техника 10%				21591040		
Итого по машинам и оборудованию				231 557 540		35 694 304
Всего				674 587 190		76 941 054

Таблица 5.3- Затраты на материалы

Наименование материалов	Стоимость, тг	НДС, %	Сумма НДС
Строительные материалы	35125980	12%	4215117,6
Инструменты	10462500	12%	1255500
Расходники	6203540	12%	744424,8
Электрооборудование	41862200	12%	5023464
Детали для ремонта техники, оборудования	18773100	12%	2252772
Неучтенные материалы 10%	11242732		

Всего	123 670 052		13 491 278,4
-------	-------------	--	--------------

Таблица 5.4- Затраты на электроэнергию

Наименование объекта потребляемый электроэнергию	Потребление, тыс. кВт	Стоимость за 1 тыс. кВт, тг	Стоимость, тг
Здание и сооружения на поверхности	340,6	14820	50 476 92
Территория предприятия	202,2	14820	2 996 604
Подземный рудник	561,9	14820	8 327 358
Склады ВМ	270,1	14820	4 002 882
Прочие потребители энергии	258,4	14820	3 829 488
Всего	2003,5		29 691 870

Таблица 5.5- Себестоимость полезных ископаемых

Экономические элементы и затраты	Общие затраты, тг.	Себестоимость 1т полезных ископаемых, тг/т
Фонд оплаты труда работников	241 922 400	483,8
Материалы	123 670 052	247,3
Амортизационные отчисления	674 587 190	1349,2
Расход энергии	29 691 870	59,4
Себестоимость системы разработки	1 069 871 512	2139,7

$$\text{Себестоимость} = \frac{\text{Зарплата}}{A_r} + \frac{\text{Материалы}}{A_r} + \frac{\text{Амор.отчисл}}{A_r} + \frac{\text{Расход энергии}}{A_r}$$

$$\text{Себестоимость} = 483,8 + 247,3 + 1349,2 + 59,4 = 2139,7 \text{ тг/т}$$

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В этом дипломном проекте были произведены работы по вскрытию и разработке подземным методом месторождения Майкаин «С». Данное месторождение было разработано с помощью комбинированного способа разработки с годовой производительностью в 500 000 тт/год, при расчетном сроке службы рудника в 25 лет. Методом вскрытия было выбрано при сравнении вскрытие автомобильным наклонным съездом с поверхности и вертикальным вспомогательным стволом. Системой разработки месторождения было выбрано система с магазинированием руды и скважинной отбойкой. По расчетам определены параметры скважинной отбойки: удельный расход ВВ 0,57 кг/м³ далее при использовании метода Л.И Барона было рассчитано Л.Н.С в 2,58 м. Надземные здания и сооружения были расположены с учетом рельефа местности горностепного, и соблюдением воздушного потока в данной местности с соблюдением данных розы ветров. Месторождение Майкаин «С» было разработано с расчетом в себестоимость 2139,7 тт/т.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Комитет геологии и недропользования - <http://info.geology.gov.kz>
2. В.Г.Степанец, Р.М.Антонюк, Т.В.Кряжева «Геология нижнего кембрия и ордовика майкаинского рудного поля»
3. М.И.Агошков, Г.М.Малахов «Подземная разработка рудных месторождений»
4. К.Н.Трубецкой, М.Г.Потапов, К.Е.Виницкий, Н.Н.Мельников. Справочник «Открытые горные работы» М. Горное бюро, 1994
5. М.М.Пригорювский «Горная энциклопедия»
6. Учебно-методическое пособие «Шахтное и подземное строительство»
7. О.А.Байконуров «Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений», Алма-Ата, 1969.
8. Б.У.Раскильдинов «Системы подземной разработки рудных месторождений» Алматы, 1997.
9. А.К.Кирсанов «Повышение эффективности БВР»
10. Покровский Н.М. Взрыв. – М.: Недра, 1980.
11. СНиП «Объекты народного хозяйства в подземных горных выработках» Москва, 1986.
12. Кодекс Республики Казахстан от 2007 г.
13. Википедия - <https://ru.wikipedia.org>
14. Библиотека - <https://kitaphana.kz>