

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

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

Горно-металлургический институт имени О. А. Байконурова

Кафедра «Горное дело»

6B07205 – Горная инженерия

Филатов Лука Ришар

Подземная разработка 1 рудного тела месторождения «Майкаин С»

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

6B07205 – Горная инженерия

Алматы 2025

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

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

Горно-металлургический институт имени О. А. Байконурова

Кафедра «Горное дело»

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

Зав. кафедрой «Горное дело»

д-р техн. наук, профессор

Молдабаев С. К.

«06» 2025 г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

на тему: Подземная разработка 1 рудного тела месторождения «Майкаин С»

6B07205 – Горная инженерия

Выполнил

Филатов Л.

Рецензент

канд. техн. наук

ассоц. профессор

Елжанов Е. А.

«06» 2025 г.

Научный руководитель

канд. техн. наук

ассоц. профессор

Абен Е. Х.

«05» 2025 г.



Подпись

заведующего

HR департамент

«02» 06 2025 г.

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

НАО «КазНТИУ им.К.И.Сатпаева»

Горно-металлургический институт

им. О.А. Байконурова

Алматы 2025

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

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

Горно-металлургический институт имени О. А. Байконурова

Кафедра «Горное дело»

УТВЕРЖДАЮ

Зав. кафедрой «Горное дело»

д-р техн. наук, профессор

Молдабаев С. К.

2025г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломного проекта

Обучающемуся Филатову Луке Ришар

Тема: Подземная разработка 1 рудного тела месторождения «Майкаин С»

Утверждена приказом Ректора Университета № 26 от «29» января 2025 г.

Сроки сдачи законченного проекта

«30» 05 2025 г.

Исходные данные к дипломному проекту:

- мощность рудного тела 25 м;
- длина простирания 300 м;
- длина падения 300 м;
- глубина залегания 195 м;
- коэффициент потерь $K_p = 7\%$;
- коэффициент разубоживания $K_r = 12\%$;
- плотность руды $\gamma = 3,2 \text{ т/м}^3$.

Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов:

- Рассказать о геологии месторождения
- Определить основные параметры рудника
- Выбрать способ вскрытия
- Выбрать систему разработки
- Рассчитать себестоимость

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей):
предоставлены слайды презентации работы

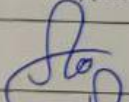
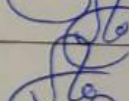
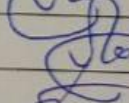
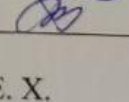
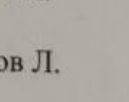
Рекомендуемая основная литература: 8 наименований:

- Единая система для недропользователей РК – <https://nedra.kz>, 2024г.
- Официальный сайт АО «Майкаинзолото» – <https://www.maikainzoloto.kz>, 2025г.
- Раскильдинов Б.У. «Стадии подземной разработки рудных месторождений» 2015г.

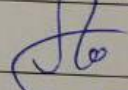
ГРАФИК
подготовки дипломного проекта

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки предоставления научному руководителю	Примечание
Краткая геология месторождения	11.03.25 - 13.03.25	
Горная часть	14.03.25 - 24.03.25	
Дополнительные разделы проекта	25.03.25 - 20.04.25	
Экономическая часть	21.04.25 - 29.04.25	

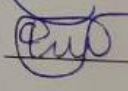
Подписи
консультантов и норм контролера на законченную дипломного проекта с указанием относящихся к ним разделов проекта

Наименование разделов	Консультанты, И. О. Ф	Дата подписания	Подпись
Краткая геология месторождения	Абен Е. Х.	13.03.25	
Горная часть	Абен Е. Х.	24.03.25	
Дополнительные разделы проекта	Абен Е. Х.	20.04.25	
Экономическая часть	Абен Е. Х.	29.04.25	
Норм контролер	Мендекинова Д.	02.06.2025г	

Научный руководитель

 Абен Е. Х.

Задание принял к исполнению обучающийся

 Филатов Л.

Дата

«02» 06 2025 г.

АНДАТПА

Қойылған міндетке сәйкес, дипломдық жоба шеңберінде кен орны туралы жалпы мәліметтерді және оның тау-кен-геологиялық жағдайларын ескере отырып, кеніштің негізгі параметрлері айқындалды. Карьердің түбінен және тік қосалқы бөшкеден көлбеу көлбеу шығуды, сондай-ақ қатайтатын бетбелгісі бар көлденең төмен қабаттарды әзірлеу жүйесін пайдалануды қамтитын аутопсия әдісі таңдалды. Тазарту қазбалары бойынша есептеулер жүргізілді және бір тонна кеннің өзіндік құны анықталды.

АННОТАЦИЯ

Согласно поставленной задаче, в рамках дипломного проекта с учётом общих сведений о месторождении и его горно-геологических условий, были определены основные параметры рудника. Был выбран способ вскрытия, включающий в себя использование автомобильного наклонного съезда со дна карьера и вертикального вспомогательного ствола, а также система разработки горизонтальными восходящими слоями с твердеющей закладкой. Произведены расчеты по очистной выемке и определена себестоимость одной тонны руды.

ANNOTATION

According to the task, within the framework of the diploma project, the main parameters of the mine were determined, taking into account general information about the deposit and its mining and geological conditions. The autopsy method was chosen, including the use of an automobile inclined exit from the bottom of the quarry and a vertical auxiliary trunk, as well as a system of development in horizontal descending layers with a hardening bookmark. Calculations were made for the treatment excavation and the cost of one ton of ore was determined.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	7
1 Краткая геология месторождения	8
1.1 Общие сведения об объекте недропользования	8
1.2 Геолого-геофизическая изученность объекта	8
1.3 Стратиграфия	10
1.4 Структура рудного поля	11
2 Горная часть	13
2.1 Расчет балансовых и извлекаемых запасов	13
2.2 Определение способа разработки месторождения	14
2.3 Производственная мощность рудника	15
2.4 Срок службы рудника	16
2.5 Выбор способа вскрытия месторождения	16
2.6 Выбор системы разработки	21
2.7 Расчет параметров взрывной отбойки	24
3 Дополнительные разделы проекта	27
3.1 Генеральный план поверхности	27
3.2 Охрана окружающей среды	27
3.3 Безопасность и охрана труда	28
4 Экономическая часть	31
4.1 Организация и управление производством	31
4.2 Источник электроснабжения	31
4.3 Режим работы рудника	31
4.4 Расчёт себестоимости	32
Заключение	35
Список использованной литературы	36
Приложение А	37
Приложение Б	38
Приложение В	39

ВВЕДЕНИЕ

Развитие горнодобывающей отрасли в стране является одним из ключевых элементов её промышленного потенциала. Актуальность выбранной темы дипломного проекта связана с необходимостью аналитического обоснования эффективности подземного способа вскрытия и разработки месторождения Майкаин «С». Объектом исследования является освоенное и впоследствии законсервированное золоторудное месторождение Майкаин «С», расположенное в Республике Казахстан, ставшее отправной точкой для освоения месторождений Майкаинского рудного бассейна.

Ключевыми целями проекта являются определение наиболее оптимального способа вскрытия и системы разработки месторождения, повышение эффективности добычи и переработка минерального сырья, рост производительности труда, создание благоприятных условий для проведения горных работ, а также эффективное и разумное использование природных и земельных ресурсов с учётом актуальных научных данных.

1 Краткая геология месторождения

1.1 Общие сведения об объекте недропользования

Месторождение Майкаин С располагается на территории Баянаульского района Павлодарской области, в непосредственной близости от поселка Майкаин и в 120 км к югу от города Павлодара. Районный центр, поселок Баянаул, находится в 80 км к юго-западу от месторождения [1].

В 30 км южнее зоны работ расположен Майкубинский угольный карьер. Прямо в поселке Майкаин находится горно-обогатительный комбинат Майкаинзолото, включающий Майкаинский подземный рудник и карьер Алпыс. На этих предприятиях в настоящее время осуществляется добыча золотосодержащих колчеданно-полиметаллических руд месторождений Майкаин «В» и Алпыс.

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

В районе имеются линии электроснабжения и подъездные железнодорожные пути. Регион обеспечен квалифицированными инженерами и рабочими кадрами.

Участок работ находится в экономически развитом районе, рядом проходит автомобильная трасса Павлодар-Баянаул-Караганда. В 45 км от поселка Майкаин расположен город Экибастуз – индустриальный центр с развитой инфраструктурой, где функционируют крупнейшие в Казахстане угольные предприятия.

Климат района засушливый, резко континентальный. Колебания температуры составляют: Температура варьируется от -45 градусов зимой до +40 градусов летом.

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.

1.2 Геолого-геофизическая изученность объекта

Поселок Майкаин соединен с железнодорожной станцией Экибастуз автомобильной дорогой протяженностью 45 км. Месторождения известны с глубокой древности, кустарно отрабатывались до революции. Впервые описаны в 1898 г. А.А.Краснопольским. Детальная разведка месторождений началась с 1948 г., открытая отработка карьером – с 1954 г., подземная – с 1979 г. (проектная глубина отработки 400 м).

Майкаинское рудное поле находится в вулканогенно-осадочных породах нижнего палеозоя в пределах одноименной синклинали протяженностью 2,5-3 км, шириной до 1,5 км. Рудовмещающая агырекская свита представлена

средне - и крупнообломочными (до агломератовых) туфами средне–основного состава и вулканомиктовыми песчаниками с горизонтами основных лав. Она включает главные рудные тела [2].

В Майкаинском рудном поле известно более десяти месторождений. Майкаин В наиболее крупное из них. Рудные тела локализованы в зоне межформационного срыва и рассланцевания в гидротермально-измененных породах. Выделено 15 рудных тел сплошных и вкрапленных руд. Основные запасы месторождения сосредоточены в трех рудных телах, прослеженных до глубины 400 м. Из них только одно выходит на поверхность, остальные «слепые» и встречены на глубинах от 30-40 до 150-200 м.

Тела линзообразной формы, выдержаны по простиранию и падению, имеют четкие контакты и постепенно выклиниваются. Вблизи них развиты ореолы вкрапленного оруденения и небольшие обособленные тела прожилково-вкрапленных руд.

Сплошные руды тяготеют к висячему боку рудной зоны, вкрапленные к лежащему. Протяженность рудных тел по простиранию и падению от нескольких десятков до сотен метров; мощность меняется от 2-5 до 10-20 м, достигая в раздувах 50-80 м. Глубина оруденения – 400 м. Рудные тела залегают согласно с зоной рассланцевания в гидротермально измененных породах. Вкрапленные руды развиты в менее рассланцованных, сплошные в центральной части измененных пород.

Оруденение формировалось в 2 этапа. В первый этап, синхронный с вулканической деятельностью, отлагались серноколчеданные руды; в метасоматический (основной) – образовались массивные медно-колчеданные, барит-полиметаллические и барит-медные руды. Колчеданно-барит-полиметаллические руды, возникшие при наложении барит–полиметаллических руд на ранние серноколчеданные, представляют основную ценность месторождения. Серно-колчеданные руды состоят из пирита с незначительным количеством халькопирита, сфалерита и барита. Медно-колчеданные руды развиты локально; основной рудный минерал – халькопирит. Барит-полиметаллические руды формировались либо в раздробленных колчеданных и медно–колчеданных рудах, либо путем замещения предрудных метасоматитов.

Основные рудные минералы баритполиметаллических руд: сфалерит (до 40 %), халькопирит (2-15 %), галенит (2-5 %), барит (20-30 %). В небольшом количестве присутствуют теннантит, электрум, кюстелит, гессит, алтаит, теллуrowисмутит, тетрадимит, молибденит, пирсеит. Барит-полиметаллические руды содержат золото и серебро в виде собственных минералов и примесей. Золотосодержащий барит-медный тип руд состоит из барита, борнита, сфалерита, халькопирита, теннантита, галенита, энаргита (основные); редко встречаются медносеребряные сульфосоли, аргиродит, германит, реньерит, рокезит, бетехтинит и минералы олова (станнин, моусонит, станноидит); постоянно отмечается самородное золото. Руды месторождения комплексные.

Основные компоненты: золото, серебро, медь, свинец, сера пиритная, барит. Содержание золота – до 58,7 г/т, серебра – до 2277 г/т, меди – до 12,8 %,

свинца – до 11, 2 %, цинка – до 36,9 %. В балансовых рудах золота 2,3–2,53 г/т; серебра 42,8 и 43,2 г/т; меди 1,14 и 0,9 %; свинца 0,38 и 0,48 %; цинк 2,15 и 2,62 %; барита 17,53 и 24,9 %. Содержание золота и серебра возрастает от колчеданных руд (Au 1,96 %, Ag 23,22 г/т) к барит – полиметаллическим (Au 3,46, Ag 51,95 г/т) и существенно баритовым (Au 6,21, Ag 117,75 г/т). Золото в рудах свободное (цианируемое), медистое или серебристое (до электрума); ассоциирует с сульфидами меди, цинка, свинца и пиритом. Серебро самородное в ассоциации с сульфидами и в форме сульфидов серебра. Отношение золота к серебру среднее для сплошных руд 1:16, для вкрапленных 1:10. С полиметаллическими рудами связаны элементы–примеси, попутно извлекаемые при переработке концентратов: кадмий, индий, селен, теллур. Содержание кадмия до 970 г/т, индия 62 г/т, селена 210 г/т, теллура 126 г/т. В рудах присутствует германий, таллий, платина и палладий.

Месторождение детально разведано, находятся в разработке и является основной сырьевой базой действующего предприятия. С учетом добытых руд и учтенных запасов месторождение относится к крупным по масштабам. На других мелких месторождениях Майкаинской группы содержание золота и серебра в учтенных запасах составляют соответственно (г/т): Майкаин Большой – 5,8; 20,6; Майкаин Е – 5,1; 10,2; Майкаин С – 4,5; 27,7; Жила Новая – 6,9; 103,5.

1.3 Стратиграфия

На месторождении зафиксированы такие последовательности вулканогенных пластов, как Джангабульская свита (€1dj), включающая вероятные эффузивные кремнистые образования, вулканогенно-осадочные слои, а также субвулканические породы, представленные габбро-диабазами, диабазами, базальтовыми порфиритами с кварцем и габбро-порфиритами. Мощность этих отложений колеблется от 400 до 600 метров.

Агирекская свита (€1–€1ag) выполняет функцию рудовмещающей структуры на данном участке. В её составе выделяют три горизонта: нижний, средний и верхний. Нижний горизонт, находящийся в основании свиты, состоит из чередующихся лав, лавобрекчий и туфов различных типов: средней, кислой и основной композиции, а также туфогенно-осадочных и осадочных пород с общей мощностью до 400 метров. Средний горизонт представлен только лавобрекчиями средней композиции, достигающими толщины до 300 метров. Верхний горизонт состоит из лав средней композиции, слоем до 350 метров. Субвулканические аналоги агирекской свиты представлены небольшими телами диоритовых порфиритов. Ащикольская свита (€2ash), характеризуется альбитофирами и их туфами, лавобрекчиями, а также субвулканическими телами альбитофиров, плагиогранитпорфиритов и фельзит-порфиритов.

Интрузивные породы на территории рудного поля присутствуют в виде массивов, не связанных напрямую с вулканогенными толщами. Они включают диабазы, порфириты, габбро-порфириты и граносиенит-порфиры.

Вторичные изменения обусловили усиление процессов метаморфизма и выветривания. Метаморфизм включал:

- динамометаморфизм, распространяющийся вдоль тектонических зон;
- гидротермально-метасоматические преобразования, локализованные вблизи зон динамометаморфизма;
- региональный метаморфизм.

При динамометаморфизме породы приобретают сланцеватость и подвергаются катаклазированию. Воздействие гидротермальных растворов вдоль тектонических разломов изменяет породы от пропилитовых до кварцитовых. Региональный метаморфизм включает альбитизацию, эпидотизацию, хлоритизацию, карбонатизацию, актинолитизацию и кварцевание.

Выветривание коренных пород в приповерхностной зоне превращает их в глинисто-щебенистую смесь. Мощность глинистой коры выветривания составляет 15-20 метров, а в зонах сланцеватости и дробления увеличивается до 80 метров. Глинистая кора состоит в основном из каолина. Переход от густых элювиальных глин к неизменённым горным породам плавный. Следом идут зоны сильно разрушенных пород.

Процессы выветривания формируют зону окисления мощностью до 64 метров. На участке «Майкаин С» её мощность составила 28 метров (зона уже разрабатывалась карьером).

1.4 Структура рудного поля

Майкаинское рудное поле связано с одноимённой горной антиклинальной структурой, в центральной части которой расположен прогиб (Центральная брахисинклинали). Этот прогиб осложнён складчатыми формами более высокого порядка, которые влияют на конфигурацию рудных тел.

На территории Центральной синклинали широко встречаются разрывные нарушения. По юго-восточной границе синклинали пролегает Восточный разлом, в зоне расланцевания которого находятся все промышленные месторождения данного рудного поля.

Западный разлом, расположенный на западной границе, представляет собой ещё один важный структурный элемент Центральной синклинали.

Кроме продольных разломов, ориентированных вдоль оси Центральной синклинали, в области картируются многочисленные субширотные нарушения: Большой южный надвиг, Придорожный разлом и ряд других субпараллельных дислокаций.

Все месторождения рудного поля сосредоточены в двух зонах: Главной и Западной, которые проходят по-Восточному и Западному разломам соответственно.

Главная рудная зона включает месторождения: Северовосточное, Малый Майкаин, Майкаин «А», Майкаин «В», Майкаин «С», Майкаин «Д», Майкаин «Е», а также Новое. Протяжённость этой зоны составляет около 4

километров, ширина достигает 600 метров. Она расположена вдоль юго-восточной границы Центральной синклинали и выходит за её пределы как на север, так и на юг.

Западная рудная зона включает рудопроявления, такие как Большой Майкаин, Красная горка, Нигриз-1, Придорожный и другие.

Факторы, определяющие расположение рудных тел

Комбинация литологических и структурных факторов контроля местоположения руд является основным закономерным признаком рудоносности Майкаинского рудного поля, а именно:

- все рудные тела лежат субсогласованно с общей складчатой структурой рудного поля;

- контролирующими структурами рудной минерализации являются зоны расщепления и гидротермально изменённые области разрывных нарушений;

- рудные тела локализуются в расщеплённых и гидротермально обработанных зонах пород, находясь в основании агырекской свиты. Эта свита представлена чередующимися тонкими слоями пирокластических, вулканогенно-осадочных и лавокластических пород.

2 Горная часть

2.1 Расчет балансовых и извлекаемых запасов

В процессе проектирования горных предприятий ключевым моментом является определение оптимальных параметров рудника, влияющих на его функциональную эффективность [3].

Первое рудное тело является самым крупным и характеризуется изменяющимся направлением простирания: западный флаг ориентирован на северо-запад, центральная часть – на северо-восток, а восточный фланг – на восток. Его протяжённость на поверхности составляет 300 м, по падению оно пересечено на глубине 300 м, но ещё не оконтурено. Мощность рудного тела варьируется от 10-30 м до 50-60 м. Плотность 3,2 т/м³. Угол падения 65°, потери 7 %, разубоживание 12 %. Содержание полезных компонентов: – 1,5 до 5 г/т.

- длина падения, $L_{\text{пад}} = 300$ м;
- мощность рудного тела, $m = 25$ м;
- плотность рудного тела, $\gamma = 3,2$ т/м³;
- угол падения рудного тела, $\alpha = 65^\circ$;
- коэффициент потерь, $K_{\text{п}} = 7$ %;
- коэффициент разубоживания, $K_{\text{к}} = 12$ %;
- содержание полезного компонента = 3,25 г/т;

Чтобы вычислить извлекаемые запасы ($Q_{\text{изв.}}$) необходимо сначала определить балансовые запасы ($Q_{\text{б}}$). $Q_{\text{б}}$ которые рассчитываются по следующей формуле:

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

где $L_{\text{пр}}$ – длина простирания рудного тела, м;

$L_{\text{пад}}$ – длина падения рудного тела, м;

m – мощность рудного тела, м;

γ – плотность рудного тела, т/м³.

$$Q_{\text{б}} = 300 \cdot 300 \cdot 25 \cdot 3,2 = 7200000 \text{ т.}$$

Затем извлекаемые запасы рассчитываются по следующей формуле:

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

где $K_{\text{и}}$ – коэффициент извлечения рудного тела, равен $1 - K_{\text{п}}$ ($K_{\text{п}}$ – коэффициент потерь),

$$K_{\text{и}} = 1 - 0,07 = 0,93$$

$K_{\text{к}}$ – коэффициент качества равен $1 - K_{\text{р}}$ ($K_{\text{р}}$ – коэффициент разубоживания),

$$K_{\text{к}} = 1 - 0,12 = 0,88$$

Рассчитаем извлекаемые запасы по следующей формуле: (2.2)

$$Q_{\text{изв}} = 7200000 \cdot (0,93 / 0,88) = 7609090 \text{ т.}$$

2.2 Определение способа разработки месторождения

Исходя из характеристик рудника, следующий шаг в разработке проекта – определение способа разработки месторождения. Способ разработки зависит от таких показателей, как форма и мощность рудного тела, его устойчивость, глубина залегания, а также совокупность технических и экономических факторов. Такой подход позволяет оптимизировать процесс добычи, повысить безопасность производства и обеспечить экономическую эффективность проекта [4].

Сначала рассчитаем экономическую глубину карьера H_k с использованием следующей формулы:

$$H_k = \frac{K_{\text{и}} \cdot m \cdot K_{\text{гр}}}{ctgB_{\text{в}} + ctgB_{\text{л}}}, \quad (2.3)$$

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

$B_{\text{в}}$ – угол откоса со стороны висячего бока; 50° ;

$B_{\text{л}}$ – угол откоса со стороны лежачего бока; 45° ;

$K_{\text{гр}}$ – граничный коэффициент.

Граничный коэффициент $K_{\text{гр}}$ рассчитывается с использованием следующей формулы:

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

где $C_{\text{п}}$ – 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.

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

Рассчитав $K_{\text{гр}}$ определим H_k по формуле (2.4):

$$K_{\text{гр}} = \frac{0,93 \cdot 25 \cdot 2,67}{0,84 + 1} = 75 \text{ м.}$$

Первые 75 метров месторождение будет разрабатываться открытым способом, а на глубине ниже 75 метров мы будем разрабатывать подземным способом, что значит то, что мы будем использовать комбинированный способ разработки

Затем рассчитаем глубину рудного тела для подземной разработки с помощью следующей формулы:

$$H_{\text{рт}} = L_{\text{пад}} \cdot \sin \alpha, \quad (2.5)$$

$$H_{\text{рт}} = 300 \cdot 0,9 = 270 \text{ м.}$$

$$H_{\text{рт}} - H_{\text{к}} = 270 - 75 = 195 \text{ м.}$$

После определения глубины залегания рудного тела рассчитываем балансовые запасы $Q_{\text{б}}$ отдельно для открытого и подземного способов разработки, применяя следующий пропорциональный расчёт:

$$Q_{\text{б(о)}} = \frac{7200000 \text{ т.} - 270 \text{ м.}}{270} \cdot 75 = 2000000 \text{ т.}$$

$$Q_{\text{б(п)}} = 7200000 - 2000000 = 5200000 \text{ т.}$$

При подземной разработке месторождения объём извлекаемых запасов рассчитывается по соответствующей формуле (2.2):

$$Q_{\text{изв}} = 5200000 \cdot (0,93 / 0,88) = 5495454 \text{ т.}$$

2.3 Производственная мощность рудника

Производственная мощность рудника по горнотехническим возможностям для месторождений с углом падения от 30° до 90° определяется на основании расчёта годового понижения уровня выемки. Данный показатель обозначает объём руды, который можно добыть в течение года с учётом выбранной системы разработки и характеристик месторождения. Расчёт осуществляется по специальной формуле, включающей глубину отработки, площадь очистного фронта и другие горно-технические показатели.

$$A_r = \frac{V \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot S \cdot \gamma \cdot (1 - K_{\text{п}})}{(1 - p)}, \quad (2.6)$$

где $V = 24$, скорость ежегодного снижения уровня выемки, м/год;

$K_1 = 1,2$ – 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, находящихся в одновременной работе;

S – площадь рудного тела, м^2 ;

p – коэффициент разубоживания руды.

Чтобы рассчитать годовую производительность, необходимо определить среднюю площадь рудного тела в этаже, которая вычисляется по данной формуле:

$$S = m \cdot L_{\text{пр}}, \quad (2.7)$$

$$S = 25 \cdot 300 = 7500 \text{ м}^2$$

Далее рассчитаем годовую производительность рудника по формуле: (2.6)

$$A_r = \frac{24 \cdot 1,2 \cdot 0,6 \cdot 0,8 \cdot 1 \cdot 7500 \cdot 3,2 \cdot 0,93}{0,88} = 350000 \text{ т/год}$$

Годовой объём производственной мощности рудника составляет $A=350$ тыс. т/г.

2.4 Срок службы рудника

Продолжительность срока службы рудника при подземной разработке определяется по формуле:

$$T = T_p + T_o + T_z, \quad (2.8)$$

где T_p – срок строительства рудника, $T_p = 3$ года;

T_z – время на затухание рудника, $T_z = 2$ года;

T_o – основное время работы рудника.

Продолжительность срока службы рудника T_o найдём по формуле:

$$T_o = \frac{Q_6}{A_r}, \quad (2.9)$$

где Q_6 – балансовые запасы месторождения;

A_r – годовая производительность рудника.

$$T_o = \frac{5200000}{350000} = 15 \text{ лет}$$

$$T = 3 + 15 + 2 = 20 \text{ лет}$$

Срок службы рудника при подземной разработке равен 20 лет

2.5 Выбор способа вскрытия месторождения

На основе всех имеющихся данных для вскрытия месторождения можно рассмотреть два технически возможных способа, которые необходимо сравнить между собой:

1) вскрытие автомобильным наклонным съездом со дна карьера и вертикальным вспомогательным стволом;

2) вскрытие вертикальным стволом со стороны лежащего бока и этажными квершлагами.

Критерием для сравнительной оценки является минимальное значение приведённых затрат, которое определяется по формуле:

$$\Pi = C_{уд} + E \cdot K_{уд} \rightarrow \min, \quad (2.10)$$

где $C_{уд}$ – удельные эксплуатационные затраты, тг;

$K_{уд}$ – удельные капитальные затраты, тг;

E – коэффициент эффективности.

1-й способ:

Капитальные затраты

Выполнение проходки вентиляционных стволов рассчитывается по следующей формуле:

$$K_{BC} = H_{BC} \cdot K_B \cdot n_{BC}, \quad (2.11)$$

где H_{BC} – глубина вентиляционного ствола, м;

K_B – стоимость проведения 1 п.м. ствола, 308 000 тг/м;

n_{BC} – количество стволов.

$$K_{BC} = 245 \cdot 308000 \cdot 2 = 150920000 \text{ тг.}$$

Расчёт параметров проведения наклонного съезда осуществляется по этой формуле:

$$K_{H.C.} = L_{H.C.} \cdot K_H, \quad (2.12)$$

где $L_{H.C.}$ – длина наклонного съезда, м;

K_H – стоимость проведения 1 п.м. наклонного съезда, 30 000 тг/м.

$$K_{H.C.} = 1250 \cdot 30000 = 37500000 \text{ тг.}$$

Длина наклонного съезда определена в программе Deswik.

Проведение заездов рассчитывается по формуле:

$$K_3 = \sum_{i=1}^n L_3 \cdot K_3, \quad (2.13)$$

где L_3 – длина заезда, м;

K_3 – стоимость проведения 1 п.м. заезда, 26000 тг/м.

$$K_3 = 1550 \cdot 26000 = 40300000 \text{ тг.}$$

Расчёт стоимости возведения надшахтных зданий и сооружений производится по данной формуле:

$$Д = 9,3 + 3,24 \cdot A_r, \quad (2.14)$$

В данном случае годовая производительность ставится в млн. т/год, а $Д$ в млн. тг.

$$Д = 9,3 + 3,24 \cdot 0,35 = 10,4 \text{ млн. тг.}$$

Стоимость капитальных затрат по первому способу вскрытия составляет 239 120 000 тг.

Эксплуатационные затраты

Стоимость поддержания вентиляционных стволов шахты производится по следующей формуле:

$$C_{BC} = H_{BC} \cdot R_{BC} \cdot T \cdot n_{BC}, \quad (2.15)$$

где $H_{\text{вс}}$ – глубина вентиляционного ствола, 245 м;
 $R_{\text{вс}}$ – стоимость поддержания 1 п.м. ствола, 33 тг/м;
 T – срок службы рудника, 20 лет;
 $n_{\text{вс}}$ – количество вентиляционных стволов.

$$C_{\text{вс}} = 245 \cdot 33 \cdot 20 \cdot 2 = 323400 \text{ тг.}$$

Стоимость поддержания наклонного съезда осуществляется по формуле:

$$C_{\text{н.с.}} = H_{\text{н.с.}} \cdot R_{\text{н.с.}} \cdot T, \quad (2.16)$$

где $H_{\text{н.с.}}$ – длина наклонного съезда, 1250 м;
 $R_{\text{н.с.}}$ – стоимость поддержания 1 п.м. наклонного съезда, 19 тг/м.

$$C_{\text{н.с.}} = 1250 \cdot 19 \cdot 20 = 475000 \text{ тг.}$$

Стоимость поддержания заездов определяется с помощью следующей формулы:

$$C_{\text{з}} = 2L_{\text{ср.з}} \cdot R_{\text{з}} \cdot n_{\text{з}}, \quad (2.17)$$

где $L_{\text{ср.з}}$ – длина заездов, 1550 м;
 $R_{\text{з}}$ – стоимость поддержания 1 п.м. заезда, 19 тг/м;
 $n_{\text{з}}$ – количество заездов.

$$C_{\text{з}} = 2 \cdot 1550 \cdot 19 \cdot 8 = 471200 \text{ тг.}$$

Стоимость ремонта надшахтных зданий и сооружений определим по формуле:

$$Д = (0,164 + 0,07 \cdot A_r) \cdot T, \quad (2.18)$$

В данном случае годовая производительность ставится в млн. т/год, а $Д$ в млн. тг.

$$Д = (0,164 + 0,07 \cdot 0,35) \cdot 20 = 3,77 \text{ млн. тг.}$$

Стоимость подъёма руды с использованием НТС определяется по формуле:

$$C_{\text{под}} = Q_{\text{изв}} \cdot \frac{H_{\text{н.с.}}}{2} \cdot K_{\text{под}}, \quad (2.19)$$

где $K_{\text{под}}$ – стоимость подъема 1 тонны руды на 1 метр.

$$C_{\text{под}} = 5495454 \cdot \frac{1250}{2} \cdot 0,008 = 54954540 \text{ тг.}$$

Сумма эксплуатационных затрат по первому способу вскрытия составляет 59 994 140 тг.

2-ой способ:

Капитальные затраты

Расчёт проходки главного вертикального ствола шахты находится по формуле:

$$K_{гс} = H_{гс} \cdot K_{г} \cdot n_{гс} , \quad (2.20)$$

где $H_{гс}$ – глубина ствола, м;

$K_{г}$ – стоимость проведения 1 п.м. ствола, 308000 тг/м;

$n_{гс}$ – количество стволов.

$$K_{гс} = 270 \cdot 308000 \cdot 3 = 249480000 \text{ тг.}$$

Проходка вентиляционных стволов выполняется по формуле:

$$K_{квер} = L_{кв} \cdot K_{кв} \cdot N_{кв} , \quad (2.21)$$

где $L_{кв}$ – суммарная длина квершлагов, 1353 м;

$K_{кв}$ – стоимость проведения 1 п.м. квершлага, 26000 тг/м;

$N_{кв}$ – количество квершлагов, 12.

$$K_{квер} = 1353 \cdot 26000 \cdot 12 = 422136000 \text{ тг.}$$

Проходка и оборудование околоствольного двора производится по этой формуле:

$$K_{од} = (0,24 + 0,48 \cdot A_{г}) \cdot n , \quad (2.22)$$

где $A_{г}$ – годовая производительность месторождения, т/год;

n – количество околоствольных дворов.

$$K_{од} = (0,24 + 0,48 \cdot 0,35) \cdot 8 = 1344002 \text{ тг.}$$

Стоимость капитальных затрат по второму способу вскрытия составляет 672 960 002 тг.

Эксплуатационные затраты

Стоимость поддержания ствола найдём по данной формуле:

$$C_{с} = R_{гс} \cdot H_{гс} \cdot T \cdot n_{с} , \quad (2.23)$$

где $R_{гс}$ – стоимость поддержания 1 п.м. ствола, 33 тг/м;

$H_{гс}$ – глубина ствола;

$n_{с}$ – количество стволов.

$$C_{с} = 33 \cdot 270 \cdot 20 \cdot 3 = 534600 \text{ тг.}$$

Стоимость поддержания квершлага находится с помощью данной формулы:

$$C_{кв} = L_{кв} \cdot R_{кв} \cdot T , \quad (2.24)$$

где $R_{кв}$ – стоимость поддержания 1 п.м. квершлага, 19 тг/м.

$$C_{кв} = 1353 \cdot 19 \cdot 20 = 514140 \text{ тг.}$$

Стоимость подъёма руды по стволу найдём по формуле:

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

где $K_{\text{под}}$ – стоимость подъема 1 тонны руды на 1 метр; 0,009.

$$C_{\text{под}} = 7609090 \cdot \frac{270}{2} \cdot 0,009 = 9245944 \text{ тг.}$$

Стоимость откатки по квершлагу выполняется с использованием этой формулы:

$$C_{\text{от}} = L_{\text{ср.кв.}} \cdot Q_{\text{изв}} \cdot K_{\text{от}}, \quad (2.26)$$

где $L_{\text{ср.кв.}}$ – средняя длина квершлагов, 150 м;

$K_{\text{от}}$ – стоимость откатки, 0,003 тг/т.

$$C_{\text{от}} = 150 \cdot 7609090 \cdot 0,003 = 3424090 \text{ тг.}$$

Сумма эксплуатационных затрат по второму способу вскрытия составляет 13 718 774 тг.

Приведенные затраты

$$\Pi = C_{\text{уд}} + E \cdot K_{\text{уд}} \rightarrow \min, \quad (2.27)$$

где $C_{\text{уд}}$ – удельные эксплуатационные затраты; тг.;

$K_{\text{уд}}$ – удельные капитальные затраты; тг.;

E – нормативный коэффициент эффективности, 0,12.

$$C_{\text{уд}} = \sum \text{эксплуатационных затрат} / Q_{\text{изв}}, \quad (2.28)$$

$$K_{\text{уд}} = \sum \text{капитальных затрат} / A_{\text{г}} \quad (2.29)$$

1) Вскрытие при помощи автомобильного наклонного съезда со дна карьера:

$$C_{\text{уд}} = 59994140 / 7609090 = 7,9$$

$$K_{\text{уд}} = 239120000 / 350000 = 683,2$$

$$\Pi = 7,9 + 0,12 \cdot 683,2 = 89,9 \text{ тг/т.}$$

2) Вскрытие вертикальным стволом со стороны лежачего бока и этажными квершлагами:

$$C_{\text{уд}} = 13718774 / 7609090 = 1,8$$

$$K_{\text{уд}} = 672960002 / 350000 = 1922,8$$

$$\Pi = 1,8 + 0,12 \cdot 1922,8 = 232,54 \text{ тг/т.}$$

ВЫВОД

На основании минимизации приведённых затрат был выбран первый

способ, предусматривающий вскрытие месторождения с использованием автомобильного наклонного съезда со дна карьера (выполнен в ПО Deswik и приведён в приложении А).

2.6 Выбор системы разработки

Система разработки месторождения представляет собой комплекс согласованных технологических и организационных мероприятий, направленных на добычу полезных ископаемых и обеспечение безопасной эксплуатации. Она включает в себя ряд этапов: погрузку, отбойку, транспортировку и поддержание выработанного пространства.

К каждой системе разработки выдвигаются следующие требования:

- безопасное ведение работ, а также соблюдение мер по охране недр и окружающей среды;

- экономическая эффективность добычи полезных ископаемых [7];

- поддержание высокой и стабильной нагрузки на очистной забой;

Все системы разработки классифицируются на три класса в зависимости от способа поддержания очистного пространства во время извлечения отбитой руды:

- с естественным поддержанием очистного пространства – очистные работы включают в себя отбойку и транспортировку руды, а при необходимости вторичное дробление; при этом окружающие породы сохраняют устойчивость и не обрушаются;

- с обрушением руды и вмещающих пород (без поддержания выработанного пространства) – выполняются те же операции, что и с естественным поддержанием, только меняется то, что после отработки очистное пространство не закрепляется и обрушается;

- с искусственным поддержанием очистного пространства – помимо отбойки и доставки руды предусматривается применение крепи, закладки или их сочетания для удержания пространства.

Процесс выбора системы разработки осуществляется в два этапа:

- 1) Выбор на основе горно-геологических условий месторождения;

- 2) Сравнительный анализ систем разработки, выбранных на первом этапе, с последующим выбором наиболее эффективной.

С учётом горно-геологических условий месторождения мы выбираем от 2 до 4 более подходящих систем разработок.

Все параметры, относящиеся к системе разработки, сведены в таблицу 2.1.

Таблица 2.1 – Техничко-экономические показатели (пример)

ТЭП	1	2	3	П
Производ. труд заб. раб.	K_1^1	K_1^2	K_1^3	K_1^n
Себестоимость добычи	K_2^1	K_2^2	K_2^3	K_2^n

продолжение таблицы 2.1

ТЭП	1	2	3	П
Потери руды	K_3^1	K_3^2	K_3^3	K_3^n
Разубоживание руды	K_4^1	K_4^2	K_4^3	K_4^n
Ценность руды	K_5^1	K_5^2	K_5^3	K_5^n

Каждый столбец в таблице соответствует отдельной системе разработки и представляет собой вектор-столбец. Далее проводится сравнение значений этих систем. Например, если в первой строке приведена производительность труда, то более высокое значение означает большую эффективность системы разработки. Во второй строке может быть другой показатель, где наоборот, чем ниже значение, тем лучше.

Таким образом, для каждого показателя определяются наилучшие значения, которые выделяются скобками.

Затем для каждого столбца (показателя) рассчитываются абсолютные отклонения значений от более правильного показателя с использованием данной формулы:

$$\delta = \frac{k_1^i - k_1^{i0}}{k_1^{i0}}, \quad (2.30)$$

Исходные данные используются для построения матрицы относительных отклонений:

$$\delta = \begin{pmatrix} \delta_1^1 & \delta_1^2 & \delta_1^3 & \delta_1^n \\ \delta_2^1 & \delta_2^2 & \delta_2^3 & \delta_2^n \\ \delta_3^1 & \delta_3^2 & \delta_3^3 & \delta_3^n \\ \delta_4^1 & \delta_4^2 & \delta_4^3 & \delta_4^n \\ \delta_5^1 & \delta_5^2 & \delta_5^3 & \delta_5^n \\ \delta_6^1 & \delta_6^2 & \delta_6^4 & \delta_6^n \end{pmatrix}$$

Далее для каждого столбца матрицы, представляющего конкретную систему разработки, рассчитывается норма вектора отклонений с использованием следующих формул:

$$\begin{aligned} R_1 &= \sqrt{(\delta_1^1)^2 + (\delta_2^1)^2 + (\delta_3^1)^2 + (\delta_4^1)^2 + (\delta_5^1)^2 + (\delta_6^1)^2} \\ R_2 &= \sqrt{(\delta_1^2)^2 + (\delta_2^2)^2 + (\delta_3^2)^2 + (\delta_4^2)^2 + (\delta_5^2)^2 + (\delta_6^2)^2} \\ R_3 &= \sqrt{(\delta_1^3)^2 + (\delta_2^3)^2 + (\delta_3^3)^2 + (\delta_4^3)^2 + (\delta_5^3)^2 + (\delta_6^3)^2} \quad (2.31) \end{aligned}$$

Система разработки, у которой значение нормы вектора R будет наименьшим, считается правильным вариантом.

Анализируя условия применения различных систем разработки, я определил два наиболее подходящих варианта:

1. Система разработки с подэтажным обрушением.
2. Система разработки с восходящими горизонтальными слоями с закладкой и доставкой ПДМ.

Выполним сравнительный анализ согласно методике Байконурова О.А.

Прежде всего внесём технико-экономические показатели в таблицу (таблица 2.2):

Таблица 2.2 – Техничко-экономические показатели

ТЭП	Система разработки с подэтажным обрушением	Система разработки с восходящими горизонтальными слоями с закладкой и доставкой ПДМ
Производительность заб. раб., т/см	90 т/см	35 т/см
Себестоимость добычи, тг	5870 тг	8130 тг
Потери руды, %	14 %	6 %
Разубоживание руды, %	22 %	5 %
Объем ПНР, м.	5 м	5 м

По результатам данных таблицы выбираются наиболее лучшие показатели.

$$\begin{aligned}
 \Delta I_1^1 &= \left| \frac{90 - 90}{90} \right| = 0 & \Delta I_1^2 &= \left| \frac{90 - 35}{90} \right| = 0,6 \\
 \Delta I_2^1 &= \left| \frac{5870 - 5870}{5870} \right| = 0 & \Delta I_2^2 &= \left| \frac{5870 - 8130}{5870} \right| = 0,4 \\
 \Delta I_3^1 &= \left| \frac{6 - 14}{6} \right| = 1,3 & \Delta I_3^2 &= \left| \frac{6 - 6}{6} \right| = 0 \\
 \Delta I_4^1 &= \left| \frac{5 - 22}{5} \right| = 3,4 & \Delta I_4^2 &= \left| \frac{5 - 5}{3} \right| = 0 \\
 \Delta I_5^1 &= \left| \frac{5 - 5}{5} \right| = 0 & \Delta I_5^2 &= \left| \frac{5 - 5}{5} \right| = 0
 \end{aligned}$$

В дальнейшем определения отклонений от наилучшего значения сформируем из них матрицу.

$$\Delta I = \begin{vmatrix} 0 & 0,6 \\ 0 & 0,4 \\ 1,3 & 0 \\ 3,4 & 0 \\ 0 & 0 \end{vmatrix}$$

Далее для каждого столбца вычислим норму вектора по формуле (2.31):

$$R_1 = \sqrt{(1,3)^2 + (3,4)^2} = \sqrt{1,96 + 53,29} = 3,6$$

$$R_2 = \sqrt{(0,6)^2 + (0,4)^2} = \sqrt{0,49 + 0,16} = 0,7$$

$$R_2 > R_1$$

ВЫВОД

Исходя из проведённых расчётов и сравнительного анализа, наиболее рациональным вариантом оказывается вторая система разработки. Эта система предусматривает ведение горных работ с использованием восходящих горизонтальных слоёв при этом применяется закладка выработанного пространства и доставка полезной добычи машинами (ПДМ). Такой подход обеспечивает оптимальное сочетание технической эффективности и экономической целесообразности, что делает её предпочтительным выбором для данного месторождения. (выполнен в программе Deswik и представлен в приложении Б).

Система разработки с восходящими горизонтальными слоями и применением закладки и доставки (ПДМ) предназначена для эффективной эксплуатации мощных крутопадающих рудных тел. Она особенно актуальна в условиях, когда окружающие рудное тело породы отличаются низкой устойчивостью.

В данной системе горные работы ведутся по горизонтальным слоям, которые разрабатываются в восходящем направлении – то есть от нижних горизонтов к верхним. Это позволяет более эффективно контролировать устойчивость горных выработок и обеспечивает безопасные условия труда.

Таким образом, данная система разработки оптимально подходит для работы с мощными крутопадающими рудными телами в сложных геологических условиях, обеспечивая безопасность, технологическую эффективность и экономическую среду.

2.7 Расчет параметров взрывной отбойки

Отбойка руды с использованием скважинных зарядов представляет собой один из главных способов выполнения буровзрывных работ при эксплуатации рудных тел средней и большой мощности.

Ключевыми параметрами отбойки является линия наименьшего сопротивления (ЛНС) и интервал между шпурами. Максимальная глубина шпуров определяется техническими возможностями применяемого бурового оборудования или горнотехническими условиями [5].

При отбойке с двумя открытыми поверхностями (ЛНС) рассчитывается с использованием данной формулы:

$$W = \frac{d \cdot \sqrt{0,785 \cdot \Delta \cdot k_3}}{\sqrt{m \cdot q}} \quad (2.32)$$

где d – диаметр шпура, 0,042 м;
 Δ – плотность заряжения, 1100 кг/м³;
 K_3 – коэффициент заполнения шпура, 0,8;
 m – коэффициент сближения зарядов (при огневом 1,2-1,5; при электровзрывании 1-1,5), 1;
 q – удельный расход ВВ, 1,44 кг/м³.
 Удельное потребление ВВ вычисляем по формуле:

$$q = q_0 \cdot e \cdot K_b, \quad (2.33)$$

где q_0 – теоретический удельный расход ВВ, 1,2 кг/м³;
 e – коэффициент относительной работоспособности ВВ, 1;
 K_b – коэффициент, учитывающий выемочную мощность, 1,2

$$q = 1,2 \cdot 1 \cdot 1,2 = 1,44 \text{ кг/м}^3$$

$$W = \frac{0,042 \sqrt{0,785 \cdot 1100 \cdot 0,8}}{\sqrt{1,2 \cdot 1,44}} = 0,83 \text{ м.}$$

Затем определим расстояние между шпурами с помощью формулы:

$$a = m \cdot W, \quad (2.34)$$

$$a = 1,2 \cdot 0,83 = 1 \text{ м.}$$

После этого необходимо вычислить объём отбитой горной массы в забое по формуле:

$$V_{отб} = L_{ш} \cdot L_{сл} \cdot H_{сл}, \quad (2.35)$$

где $L_{ш}$ – глубина шпура, 3 м;
 $L_{сл}$ – ширина слоя, 4,5 м;
 $H_{сл}$ – высота слоя, 4 м;
 КИШ – 0,9.

$$V_{отб} = 3 \cdot 4,5 \cdot 4 = 54 \text{ м}^3$$

Далее вычислим количество шпуров в ряду и само число рядов по формуле:

$$N_{ш} = (L_{ш} - 2a_{кр}) / a + 1 \quad (2.36)$$

где $a_{кр} = 0,2-0,03$ м – расстояние от стенок очистного пространства до оконтуривающих шпуров.

$$N_{ш} = (4,5 - 2 \cdot 0,2) / 1 + 1 = 5 \text{ шпуров}$$

$$N_p = (H_{\text{сл}} - 2a_{\text{кр}}) / W + 1 \quad (2.37)$$

$$N_p = (4 - 2 \cdot 0,2) / 0,83 + 1 = 5 \text{ рядов}$$

Затем определим общее число шпуров и их суммарную длину с использованием данной формулы:

$$N_{\text{общ}} = N_p \cdot N_{\text{ш}} + 4 \quad (2.38)$$

$$N_{\text{общ}} = 5 \cdot 5 + 4 = 24 \text{ шпуров}$$

$$L_{\text{о.ш}} = N_{\text{ш}} \cdot L_{\text{ш}} \cdot N_p \quad (2.39)$$

$$L_{\text{о.ш}} = 5 \cdot 3 \cdot 5 = 75 \text{ м.}$$

Определим общий расход ВВ на отбойку, используя следующую формулу:

$$Q_{\text{ВВ}} = q \cdot V_{\text{отб}} \quad (2.40)$$

$$Q_{\text{ВВ}} = 1,44 \cdot 54 = 49 \text{ кг}$$

Рассчитаем объём закладки на один слой ($V_{\text{з.сл}}$) с данной формулой. Для этого потребуются следующие данные: длина блока ($L_{\text{бл}} = 125 \text{ м}$), высота слоя ($H_{\text{сл}} = 4 \text{ м}$), ширина слоя ($L_{\text{сл}} = 4,5 \text{ м}$) и коэффициент усадки ($K_{\text{ус}} = 1,07$)

$$V_{\text{з.сл}} = L_{\text{бл}} \cdot H_{\text{сл}} \cdot L_{\text{сл}} \cdot \gamma \cdot K_{\text{ус}} \quad (2.41)$$

$$V_{\text{з.сл}} = 125 \cdot 4 \cdot 4,5 \cdot 1,07 = 2407,5 \text{ м}^3$$

На месторождении Майкаин «С», учитывая технические характеристики самоходных буровых установок и погрузочно-доставочных машин, мной были выбраны КБУ-50 и ТОРО-200.

3 Дополнительные разделы проекта

3.1 Генеральный план поверхности

Размещение объектов на разработанном участке действующего предприятия по добыче природных ресурсов должно быть организовано таким образом, чтобы обеспечить их автономное функционирование.

С разрешения компании-добытчика природных ресурсов допускается использовать для нужд объекта транспортные и вентиляционные выработки, водоотливное и другое оборудование, а также строения и сооружения, находящиеся на поверхности.

При разработке проектов объектов следует учитывать размеры и вес отдельных частей конструкций и оборудования, чтобы была возможность их транспортировки по выработкам и последующей установки.

В производственных планах предприятия в выработках необходимо учитывать расположение цехов и служб, обеспечивающее гибкость в изменении технологии производства, максимальную поточность производственных процессов и комплексную механизацию транспорта как внутри цехов, так и между ними.

Расположение производственных и вспомогательных объектов на поверхности или в выработках должно быть предусмотрено проектом, основанным на принятых транспортных и научно-технических схемах, с учетом обеспечения надежной работы объекта, его технико-экономических показателей и других факторов (Генеральный план приведен в приложении В). При этом, как правило, на поверхности должны находиться:

- административно-бытовые здания;
- здания для горноспасательных служб, охраны и отдыха персонала;
- котельные и горячие цехи;
- склады запасных деталей, горюче-смазочных материалов, химических веществ, баллонов с газами, строительных материалов, металла, древесины и продуктов;
- производственные цехи и мастерские.

3.2 Охрана окружающей среды

Охрана окружающей среды – важнейшая задача любого предприятия, соответствующего современным экологическим стандартам. Согласно законодательству, это совокупность правовых, организационных и экономических мер, направленных на сохранение, восстановление и улучшение качества природной среды. Основная цель – предотвращение негативного воздействия деятельности предприятия на природу, здоровье населения и сохранение биологического разнообразия.

Вместе с тем охрану окружающей среды можно рассматривать как серьезный фактор повышения эффективности производства, поскольку

загрязнение атмосферы, водных источников, земли приводит к снижению отдачи производственных ресурсов, вложенных в экономику.

Сохранение окружающей среды осуществляется на основании соблюдения следующих ключевых основ:

- сбалансированного решения общественно-финансовых задач и проблем окружающей среды в целях перехода Республики Казахстан к устойчивому развитию в критериях рыночных взаимоотношений и удовлетворения потребностей сегодняшних и грядущих поколений людей в здоровой и подходящей окружающей среде;
- обеспечения природной сохранности и возобновления нарушенных природных экологических систем на землях с негативной природной ситуацией;
- оптимального применения и воспроизводства естественных ресурсов, поэтапного внедрения платы за природопользование и введения финансового обеспечения охраны окружающей среды;
- сохранность биологического контраста и объектов природной среды, имеющих особый экологический, научный и культурный смысл;
- госконтроля и госрегулирования, необратимой ответственности за нарушение законов об охране окружающей среды;
- избегание нанесения вреда окружающей среде, оценки вероятного действия на окружающую среду;
- взаимодействия, координации, законности и гласности деяний муниципальных органов при совершении госконтроля в сфере охраны окружающей среды и применения природных ресурсов;
- обязательности воплощения производственного природного контроля при экологически небезопасных видах хозяйственной деятельности;
- функционального и демократичного содействия народа, публичных соединений органов районного самоуправления в области охраны окружающей среды;
- интернациональной совместной работы в области охраны окружающей среды на базе международного права.

В нашей ситуации обязательно следует выполнить рекультивацию после завершения разработки месторождения. Рекультивация представляет собой совокупность мероприятий, направленных на экологическое и экономическое восстановление земель и водных объектов, плодородие которых существенно снизилось в результате антропогенной деятельности.

Основная задача рекультивации – улучшение состояния окружающей среды, восстановление продуктивности нарушенных территорий и водоемов, улучшение качества жизни местного населения, уменьшение риска для здоровья человека от негативного воздействия загрязненной среды.

3.3 Безопасность и охрана труда

Безопасность и охрана труда – это система мер и правил, направленных на

обеспечение сохранности жизни и здоровья работников в процессе трудовой деятельности.

Она включает в себя разработку и внедрение нормативных актов, организационных мероприятий, технических решений и санитарно-гигиенических норм, которые минимизируют риски травм, заболеваний и опасных ситуаций на рабочем месте. Это понятие связано с заботой не только о физическом здоровье, но и о психоэмоциональном благополучии работников.

Современная охрана труда также способствует увеличению производительности труда, снижению числа травм и улучшению общего состояния рабочей среды.

В соответствии с нормативными требованиями по охране труда в Плане горных работ предусматривается:

- доставка рабочих на горизонты к месту работы в специальной машине для перевозки людей по наклонному съезду;
- установка лифтового подъемника в вентиляционном восстающем для сообщения между горизонтами;
- обеспечение медицинского пункта в мобильном вагончике;
- организация питания в передвижном вагончике.
- создание нормальных рабочих условий в производственных, вспомогательных и санитарно-бытовых зонах с применением нагревательных устройств и систем кондиционирования воздуха;
- для поддержания оптимальной температуры используются нагревательные устройства;
- использование в строительстве материалов, которые не оказывают вредного воздействия на здоровье и организм работников;
- технологические площадки и лестницы оборудуются ограждениями высотой не менее 1,0 м, соответствующими нормам СНиП 2.01.07-85 «Нагрузки и воздействия».

Основным источником шума является вентилятор главного проветривания. Для уменьшения уровня шума до санитарных норм все шумные устройства размещаются в изолированных помещениях с соответствующей звукоизоляцией.

Снижение уровня шума в горных выработках достигается путем регулярного, качественного ремонта и настройки очистного, проходческого и транспортного оборудования, поддержания дорожных покрытий и коммуникаций в рабочем состоянии, устранения утечек в трубопроводах сжатого воздуха и воды. Вентиляторы местного проветривания комплектуются шумоглушителями, произведенными заводом-изготовителем.

Меры по снижению вибрации включают установку оборудования на виброопоры и оснащение ручных перфораторов пневматическими supports при бурении шпуров.

Размещение отопительно-вентиляционного оборудования предусмотрено с учетом свободного доступа для безопасного ремонта и обслуживания, а также

для уменьшения уровня шума [6].

В законодательстве об охране труда отражены следующие принципы и общепризнанные мерки: принципы организации охраны труда на предприятиях; принципы по технике безопасности и производственной санитарии; принципы, обеспечивающие персональную охрану работников от профессиональных заболеваний; принципы и общепризнанные мерки особой охраны труда дам, молодых людей и лиц с пониженной работоспособностью; правовые нормы, в которых учитывается ответственность за несоблюдение закона об охране труда.

Важные расположения в области охраны труда зафиксированы в – «Кодекс законов о труде». Предоставление здоровых и безопасных критерий труда возлагается на администрацию компании. Начальство компании должна вводить инновационные средства техники сохранности, обеспечивающие санитарно-гигиенические условия и предотвращающие происхождение проф. заболеваний работников.

Производственные строения и постройки обязаны соответствовать потребностям, обеспечивающим безвредные условия труда. Данные запросы включают: рациональное использование земель, верное использование механизмов, охрану трудящихся от действия вредоносных производственных причин, поддержание промышленных помещений в согласовании с санитарно-гигиеническими требованиями.

В законодательстве об охране труда особый интерес уделяется соблюдению охраны труда при конструировании и исследованию новейших машин и спецоборудования.

4 Экономическая часть

4.1 Организация и управление производством

При подземном способе отработки месторождения проводятся проходческие, очистные и транспортировочные работы. Вывоз руды и породы на земную поверхность осуществляется по наклонно – транспортному съезду (НТС) с применением самоходного оборудования.

Ремонт горного оборудования выполняется непосредственно на руднике собственными силами слесарей, а также за счет услуг рабочих ремонтно-механической мастерской предприятия.

Аналогичные услуги руднику будут оказывать и другие цеха, задействованные в производстве товарной продукции из руд месторождения.

4.2 Источник электроснабжения

Основным источником электроснабжения подземного рудника является ЛЭП-35 и подстанция 110/6 кВ. Резервный источник электроснабжения – дизель-генератор мощностью 1500 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 – 50 кВт и трансформаторная подстанция мощностью 160 кВт, питающая насосы водоотлива 0,7 кВ – 3×50 кВт, компрессор для снабжения воздухом, камеры-убежища.

4.3 Режим работы рудника

Режим работы рабочих рудника напрямую влияет на технико-экономическую величину. Режим работы подразделяется на годовые и суточные. Режим работы будет непрерывным и прерывистым. Годовой режим проектируемого месторождения Майкаин «С». В непрерывном режиме работы рудника годовой рабочий день равен:

$$T_{\text{год}} = T_k - T_{\text{пр}} - T_{\text{вых}} , \quad (4.1)$$

где T_k – календарных дней в году ($T_k = 365$ 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).

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

Продолжительность рабочей смены в сутки принимается в 2 смены по 12 часов в каждую смену.

4.4 Расчёт себестоимости

Произведем расчет численности промышленно-производственных работников производства. Заработная плата за месяц определяется исходя из количества посещений рабочих, необходимого для выполнения объема работ и количества смен [8].

В таблицах 4.1-4.5 представлены административно-управленческие расходы.

Таблица 4.1 – Административно-управленческие расходы

Должность	Штатная численность сотрудников	Выплачиваемая месячная заработная плата, тыс. тг.	Годовой фонд заработной платы, тыс. тг.
Директор	1	700	8400
Главный инженер	1	560	6720
Тех. старший инженер отдела	1	520	6240
Начальник проектного отдела	1	510	6120
Главный механик	1	500	6000
Начальник участка	1	500	6000
Горный мастер	7	380	31920
Рабочий участка закладки	2	550	13200
Взрывник	1	500	6 000
Машинисты	8	350	33600
Помощники машиниста	4	200	9600
Машинисты буровой установки	16	490	94080
Помощник машиниста буровой установки	10	250	30000
Водитель автопогрузчика и рабочие	34	380	155040
Электромонтер	5	250	15000
Всего	90	6 640	427 920
Дополнительная заработная плата 8 %		447,2	32697,6
Расходы на социальное страхование 12 %		670,8	49046,4
Всего	90	7 758	509 664

Таблица 4.2 – Расчет амортизационных отчислений на основные фонды

Наименование работ и основных средств	Ед. изм.	Кол-во	Стоимость единицы, тенге	Сумма, тенге	Норма амортизации, %	Амортиз. отчисления, тг
Здания и сооружения						
Здания АБК	шт.	1	304 228 000	304 228 000	10	304 228 00
Центральный склад	шт.	1	140 195 250	140 195 250	10	140 195 25
Склад ВМ	шт.	1	114 705 000	114 705 000	10	114 705 00
Блок вспомогательных цехов	шт.	1	193 726 000	193 726 000	10	193 726 00
Закладочный комплекс	шт.	1	255 350 000	255 350 000	12	30 642 000
Неучтенные сооружения 10 %				61 124 300		6 112 430
Итого по зданиям и сооружениям				1 069 328 550		112 039 855
Машины и оборудования						
Самоходная буровая установка КБУ-50	шт.	2	69 910 400	139 820 800	17	23 769 536
Погрузочно-доставочная машина ТОРО-200	шт.	2	146 000 000	292 000 000	17	49 640 000
Неучтенная техника 10 %				43 182 080		7 340 953,6
Итого по машинам и оборудованию				1 544 331 430		73 409 536
Всего				1 344 331 430		186 677 914,6

Таблица 4.3 – Затраты на материалы

Наименование материалов	Стоимость, тг	НДС, %	Сумма НДС
Строительные материалы	166 682 716,4	12 %	20 001 925,97
Инструменты	24 823 761,8	12 %	2 978 851,42
Расходники	14 718 776,51	12 %	1 766 253,19
Электрооборудование	99 323 993,4	12 %	11 918 879,208
Детали для ремонта техники, оборудования	44 541 836,32	12 %	5 345 020,36
Неучтенные материалы 15 %	26 674 972,62		
Всего	376 766 057,05		42 010 930,148

Таблица 4.4 – Затраты на электроэнергию

Наименование объекта потребляемый электроэнергию	Потребление, тыс. кВт	Стоимость за 1 тыс. кВт, тг	Стоимость, тг
Здание и сооружения на поверхности	681,2	33 440	22 779 328
Территория предприятия	404,4	33 440	13 523 136
Подземный рудник	1 123,8	33 440	37 579 872
Склады ВМ	540,2	33 440	18 064 288
Прочие потребители энергии	516,8	33 440	17 281 792
Всего	3 266,4		109 228 416

Таблица 4.5 – Себестоимость полезных ископаемых

Экономические элементы и затраты	Общие затраты, тыс. тг.	Себестоимость 1т полезных ископаемых, тг/т
Фонд оплаты труда работников	509 664	1 456,18
Материалы	376 766,05	1 076,48
Амортизационные отчисления	186 677,91	533,36
Расход энергии	109 228,41	312,08
Себестоимость по системе разработки	1 182 336,37	3378,1

Для расчета себестоимости полезных ископаемых используем формулу

$$\text{Себестоимость} = \frac{\text{Зарплата}}{A_r} + \frac{\text{Материалы}}{A_r} + \frac{\text{Амор.отчисл}}{A_r} + \frac{\text{Расход энергии}}{A_r} \quad (4.2)$$

$$\text{Себестоимость} = 1456,18 + 1076,48 + 533,36 + 312,08 = 3378,1 \text{ тг/т.}$$

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В рамках данного дипломного проекта были выполнены работы по вскрытию и подземной разработке месторождения Майкаин «С». Геологическая часть включает описание месторождения Майкаин «С» и основных характеристик рудных тел. Также разработан генеральный план поверхности, включающий инфраструктуру, вентиляционные стволы, карьер, наклонно-транспортный съезд, складские и производственные помещения.

Принятые в дипломном проекте решения определяют порядок ведения горных работ и их эффективность. Проектирование осуществлено в соответствии с установленными нормами и стандартами, что обеспечивает безопасность, рациональное использование ресурсов и минимизацию негативного воздействия на окружающую среду. Включены технико-экономические расчеты, анализ рисков и прогнозирование возможных осложнений при добыче.

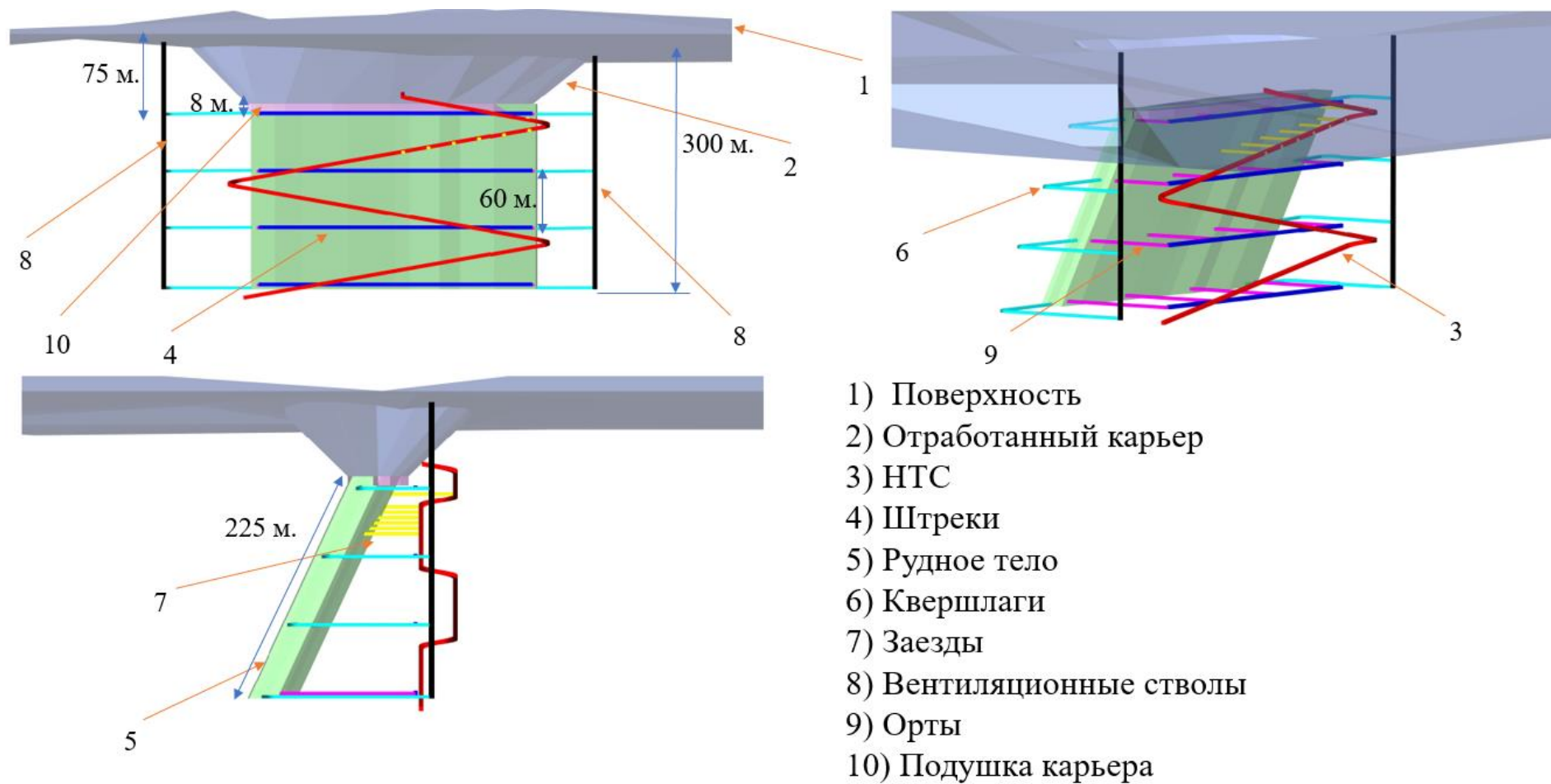
Кроме того, уделено внимание выбору оптимальной технологии добычи, механизации процессов и применению современных методов мониторинга, что позволяет повысить продуктивность горных работ и снизить затраты.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Официальный сайт АО «Майкаинзолото» - <https://www.maikainzoloto.kz>, 2025г.
- 2 Единая система для недропользователей РК-<https://nedra.kz>, 2024г.
- 3 План горных работ по добыче золотосодержащих руд месторождения Майкаин- С в Павлодарской области. ТОО «TKS Management» 2022г.
- 4 Раскильдинов Б.У. «Стадии подземной разработки рудных месторождений». -Алматы. 2015.
- 5 А. К. Кирсанов «Повышение эффективности БВР». 2019г.
- 6 Широков Ю.А. «Охрана труда» 2023.
- 7 О. А. Байконуров «Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений», Алма-Ата, 1969.
- 8 Афанасьев А.М. «Экономика горной промышленности»: Учебник. -М.: Изд-во «Юрайт», 2016.

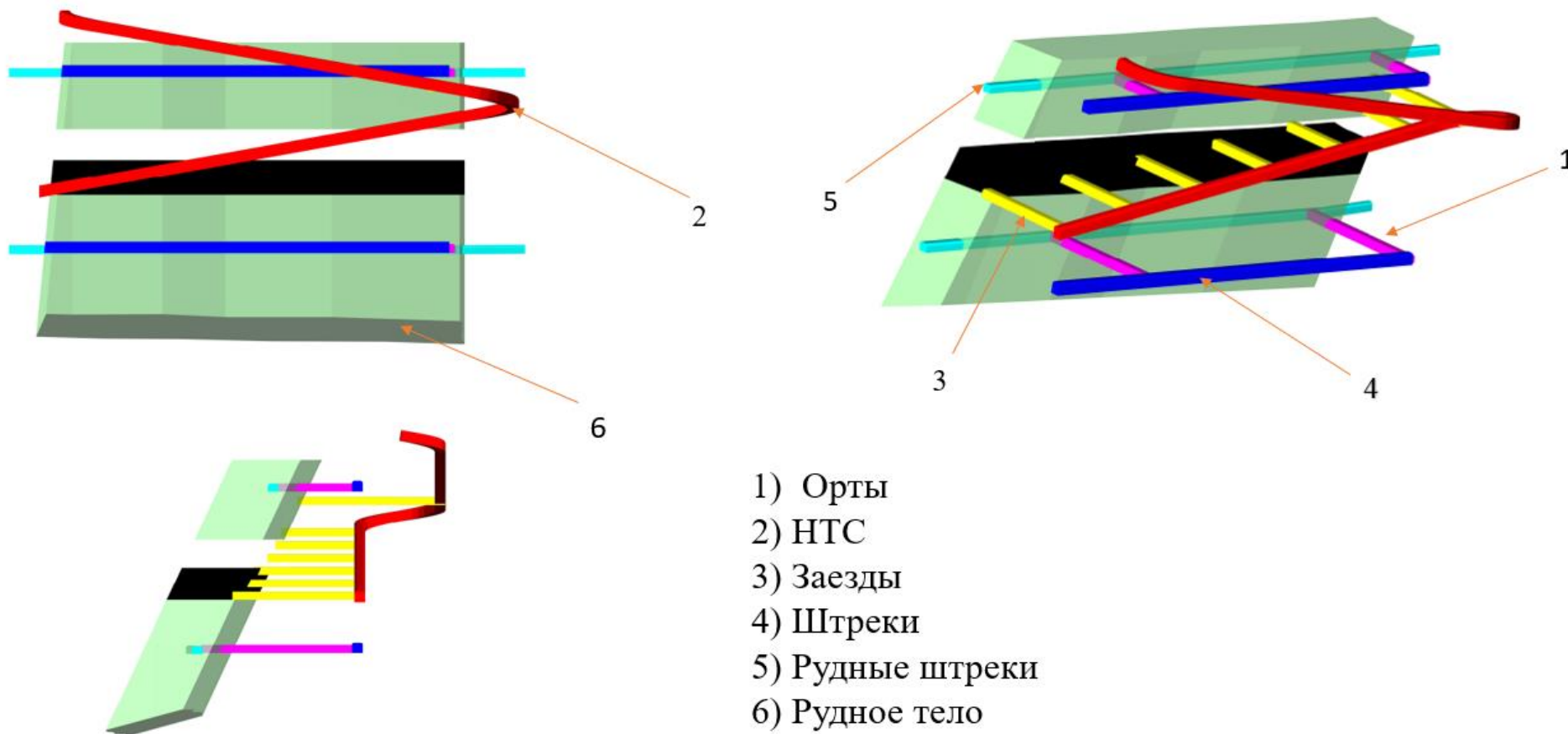
Приложение А

Способ вскрытия автомобильным наклонным съездом со дна карьера



Приложение Б

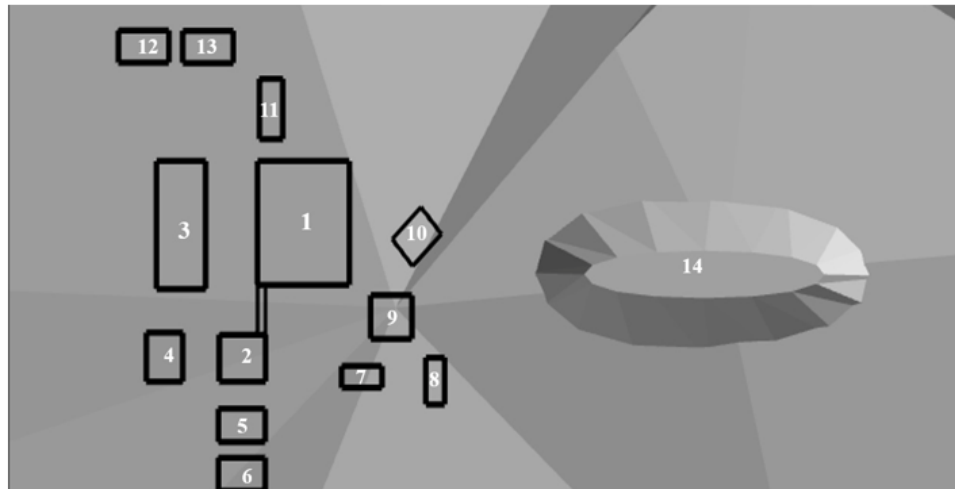
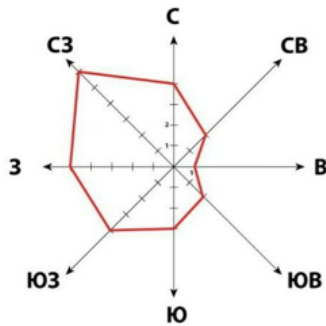
Система разработки с восходящими горизонтальными слоями с закладкой и доставкой ПДМ



Приложение В

Генеральный план поверхности

Генеральный план поверхности



Генеральный план поверхности

1 – блок главного ствола, 2 – копер, 3 – блок сортировочной фабрики, 4 – блок вспомогательного ствола, 5-6 – склады, 7-8 – корпуса по сортировке и погрузке руды, 9 – мастерская, 10 – электростанция, 11 – здание АБК, 12 – столовая, 13 – корпус отдыха рабочих, 14 – карьер