

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»

6В07205 – Горная инженерия

Батырбеков Тамирлан Суйндикович

Подземная разработка Восточного рудника месторождения Нурказган

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту

6В07205 – 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 им. 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 Восточного рудника месторождения Нурказган

6B07205– Горная инженерия

Выполнил

Батырбеков Т. С.

Рецензент
канд. техн. наук,
ассоц. профессор
Ельжанов Е.А.

Научный руководитель
канд. техн. наук, ассоц. профессор

«06» 2025г.
Абен Е.Х.

Подпись Алиманова С.А.
заверяю
HR департамент
«30» 05 2025

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
НАО «КазНТУ 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.

«05» 06 2025 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломного проекта

Обучающемуся: Батырбекову Тамирлану Суйиндиновичу

Тема: Подземная разработка Восточного рудника месторождения Нурказган

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

Сроки сдачи законченного проекта

«28» 05 2025 г.

Исходные данные к дипломной работе:

- мощность рудного тела 15 м;

- длина простирания 1800 м;

- глубина залегания 900 м;

- коэффициент потерь 15%;

- коэффициент разубоживания 13%;

- плотность руды 2,8 т/м³.

Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов:

а) Провести анализ геолого-строения месторождения;

б) Выполнить расчёт и обоснование основных параметров рудника;

в) Определить наиболее рациональный способ вскрытия залежи;

г) Произвести технико-экономический расчёт себестоимости добычи.

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей):

предоставлены слайды презентации работы из 16 слайдов

Рекомендуемая основная литература: из 10 наименований:

- СТ КазНТУ-09-2023.

- План горных работ отработки участков Западный и Восточный месторождения Нурказган подземным способом, Караганда 2013.

- Байконуров О.А. «Классификация и выбор методов подземной разработки», Алматы 2002.

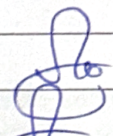
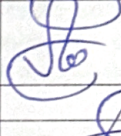
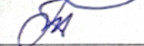
ГРАФИК

подготовки дипломного проекта

Наименования разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки предоставления научному руководителю и консультантам	Примечания
Краткая геология месторождения	4.03.25 - 11.03.25	
Горная часть	14.03.25 - 11.04.25	
Охрана окружающей среды, труда и недр	12.04.25 - 30.04.25	
Генеральный план	1.05.25 - 7.05.25	
Экономическая часть	10.05.25 - 23.05.25	

ПОДПИСИ

консультантов и нормконтролера на законченную дипломный проект с указанием относящихся к ним разделов работы (проекта)

Наименование разделов	Консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Основные параметры	К.Т.Ч., ассоч. пр-р. Абен Е.Х.	11.03.2025	
Выбор способа вскрытия месторождения	Абен Е.Х.	11.04.2025	
Экономика рудника	Абен Е.Х.	23.05.2025	
Нормконтроль	Мендеринова Д.С.	30.05.2025	

Научный руководитель



Абен Е.Х.

Задание принял к исполнению обучающийся



Батырбеков Т.С.

Дата

«28» 05 2025 г.

АНДАТПА

Дипломдық жобаның тапсырмасына, бастапқы мәліметтер мен «Нурказған» алтын-мыс кен орнының тау-кен-геологиялық ерекшеліктеріне сүйене отырып, кеніштің негізгі параметрлері анықталды. Жерасты жұмыстарын жүргізудің оңтайлы нұсқасы ретінде концентрациялық квершлагтармен қоса жатқан жағына түсетін тік оқпанды пайдалану таңдалды.

Қазу жүйесі ретінде қабат асты штректер арқылы жүргізілетін тазарту қазбалары қарастырылды. Бір тонна кеннің өзіндік құны мен тазарту жұмыстарының есептеулері келтірілген.

АННОТАЦИЯ

В соответствии с заданием дипломного проекта и на основе предоставленных исходных данных, а также с учетом горно-геологических условий месторождения золото-медной руды «Нурказган», были определены основные параметры рудника. В качестве наиболее рационального варианта вскрытия выбрана схема с вертикальным стволом и концентрационными квершлагами.

Система разработки предполагает отбойку с использованием подэтажных штреков. Выполнены расчёты объёмов очистной выемки и себестоимости добычи одной тонны руды.

ABSTRACT

According to the diploma project assignment and based on the initial input data and the mining and geological conditions of the Nurkazgan gold-copper deposit, the main parameters of the mine were determined. As the most effective option, a vertical shaft from the footwall side with concentration cross-cuts was selected.

The mining system is based on ore extraction using sublevel drifts. The report includes calculations of the treatment excavation volume and the cost per ton of extracted ore.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	7
1. Краткая геология месторождения	8
1.1 Общие сведения о месторождении	8
1.2 Геологическое строение	8
2 Горная часть	11
2.1 Расчет балансовых и извлекаемых запасов	11
2.2 Производительная мощность рудника	11
2.3 Срок службы рудника	12
2.4 Выбор способа разработки месторождения	13
2.5 Выбор способа вскрытия месторождения	13
2.6 Выбор системы разработки месторождения	24
2.7 Описание системы разработки	27
2.8 Расчет параметров взрывной отбойки	27
3 Охрана окружающей среды, труда и недр	30
3.1 Охрана окружающей среды	30
3.2 Охрана труда	31
3.3 Охрана недр	31
4 Генеральный план	32
5 Выбор транспортной системы	33
6 Проветривание рудника	35
7 Экономическая часть	36
7.1 Режим работы рудника	36
7.2 Численность и заработная плата трудящихся	36
Заключение	
Список использованной литературы	
Приложение А	

ВВЕДЕНИЕ

Горно-металлургическая отрасль является одним из наиболее конкурентоспособных и активно развивающихся секторов промышленности Казахстана. Её развитие оказывает значительное влияние на формирование и укрепление материально-технической базы страны. В условиях современной экономики стратегической задачей является эффективное использование этих преимуществ и более полное освоение минерально-сырьевых ресурсов. В связи с этим, в настоящее время в РК предъявляются особые требования к проектированию горных производств.

Объектом данного исследования выступает действующее предприятие Республики Казахстан — месторождение золото-медных руд «Нурказган».

Месторождение «Нурказган», являющееся одним из крупнейших активов корпорации «Казахмыс», расположено в Карагандинской области, неподалёку от города Темиртау. По геолого-экономическим оценкам, его запасы позволяют вести интенсивную добычу золота и меди в течение 40 лет, используя подземные методы разработки.

Минеральная база месторождения Нурказган включает в себя Северный, Западный и Восточный участки.

В рамках данного дипломного проекта рассматривается подземная отработка Восточного участка с учётом высокой нагрузки на выемочные блоки.

1 Краткая геология месторождения

1.1 Общие сведения о месторождении

Месторождение Нурказган расположено в Бухар-Жырауском районе Карагандинской области, примерно в 50 км к северу от города Караганды и в 8,5 км от города Темиртау (Приложение А). Разработкой Восточного участка месторождения занимается рудник «Нурказган», который входит в состав ПО «Карагандацветмет» Горно-производственного комплекса филиала ТОО «Корпорация Казахмыс».

Вблизи месторождения расположены важные транспортные маршруты: в 6 км на северо-восток проходит железнодорожная линия Астана – Караганда, а на расстоянии 2,5 км к северо-западу – автодорога Темиртау – Актау с асфальтовым покрытием.

Район отличается развитой промышленной инфраструктурой. В Темиртау расположены крупные предприятия чёрной металлургии и химической промышленности, а в посёлке Актау (в 7 км северо-восточнее месторождения) функционирует цементный завод. Обзорная схема расположения Нурказгана приведена на соответствующем рисунке.

Климат территории резко континентальный. Характерны продолжительная холодная зима с устойчивым снежным покровом и жаркое засушливое лето. Температура воздуха в течение года значительно колеблется: годовая амплитуда достигает 80 °С — от +38 °С в июне до –42 °С в январе. Среднегодовая температура составляет 2,3 °С. В январе средние значения колеблются от –14,2 до –16,9 °С, в июле — от 17,5 до 20,5 °С. Продолжительность тёплого периода со среднесуточной температурой выше 0 °С составляет 200–220 дней, безморозный период — 112–130 дней в году.

Годовое количество осадков составляет 250–300 мм, основная их часть выпадает в летний период в виде кратковременных ливней, которые в основном испаряются.

Согласно СП РК 2.04-01-2017 «Строительная климатология», район относится к сухой зоне по уровню влажности [8]. Первые снегопады могут начаться уже в конце сентября, а устойчивый снежный покров формируется во второй декаде ноября. Его средняя продолжительность составляет 130–150 дней, а таяние начинается в конце марта и длится в среднем около 15 дней. Максимальная высота снежного покрова достигается к концу зимы (февраль–март) и составляет 20–30 см. Глубина промерзания почвы зависит от температуры воздуха, силы ветра и высоты снежного покрова. В среднем она составляет 1,35–1,45 м, а в отдельные годы может достигать 2,0 м.

1.2 Геологическая строение

Антиклинории Каледонийско-Ерейментауской, Семизбугской и Шетской синклинорий соединяются в узловую зону, объединяя крупные тектонические

структуры. Такая геологическая ситуация обусловлена активной вулканической и интрузивной деятельностью, что привело к интенсивному формированию вулканогенно-осадочных толщ. В южной части Топарской впадины отмечается мощное развитие вулcano-плутонических комплексов, что указывает на наличие глубинного магматического очага. Геологическое строение, текстура и петрографический состав вулканогенно-осадочных пород позволяют отнести их к продукциям нижнего палеозоя, ассоциируемым с Жаксорской свитой.

Вулканогенные породы нижнего девона Жаксорской свиты распространены в восточной части рудного поля. Они пространственно приурочены к зонам палеовулканизма, и в пределах массивов наблюдаются тела субвулканитов размерами от 100×150 до 500×1000 м, мощностью 10–11 м. Их распространение — линейное или линзовидное. Породы характеризуются дейкструктурой, а также амфибол-базальтовым, андезит-базальтовым и редко трахитовыми типами. Кайнозойские отложения, покрывающие значительную территорию, представлены преимущественно рыхлыми породами неоген-четвертичного возраста. На территории Калкамандинского и Павлодарского прудов они разделяются по возрасту на неогеновые и четвертичные образования.

Неогеновые отложения включают преимущественно глинистые пласты с линзами песка и гальки, встречаются галечниковые прослои. Четвертичные отложения образованы суглинками, супесями, линзами глинистого и песчаного материала, местами — галькой. Основную массу составляют аллювиальные и эоловые образования, а также элювий и пролювий.

Покровные образования характеризуются наличием слабо развитых продуктов выветривания, коры выветривания практически не выявлены. Эоловая переработка проявляется в ограниченном виде и выражена в виде рыхлых песков и слабосцементированных супесей.

Ветровая эрозия в пределах рассматриваемой территории имеет слабое проявление, однако фиксируются песчаные и супесчаные дюны, в том числе слабо закреплённые. На северо-востоке развита система пролювиальных и делювиальных отложений с глинисто-песчаным составом, мощностью до 50 м. Местами встречаются галечниковые горизонты и водоносные песчаники.

Юго-восточная часть месторождения характеризуется обнажением вулканогенно-осадочных пород, связанных с продукцией Жаксорской свиты, что позволяет сделать вывод о существовании локального вулканического очага.

К западу от рельефа тектоногенно-вулканического происхождения — Верхнего Жаксора — располагаются выходы риолитов и дацитов. Массивы вулканических пород связываются с глубинными зонами внедрения, примыкающими к Лисачинскому блоку. Этот участок представляет собой фрагмент субмеридионального разлома, активизированного в позднем палеозое. Восточнее наблюдаются выходы березит-серпентинитовых и гидротермально-метасоматических пород, относящихся к серийно-гидротермальному комплексу.

Запасы, утверждённые ГКЗ РК Запасы золото-медных руд Восточного участка месторождения Нурказган по состоянию на 02.01.2017 года для

подземной разработки утверждены протоколом ГКЗ РК № 1822-17-У от 20 июня 2017 года приведены в таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Запасы Восточного участка месторождения Нурказган, утвержденные ГКЗ РК по состоянию на 02.01.2017 г.

Показатели	Ед. изм	C1	C2	C1+C2	Забалансовые запасы
руда	тыс. т	34776,1	2325,7	37101,8	65821,2
медь	тыс. т	528,3	36,7	565,0	327,3
золото	кг	17300,2	2653,8	19954,0	12786,6
серебро	т	103,0	14,3	117,3	110,4
молибден	т	-	-	-	10828,7
селен	т	-	-	-	160,2
сера пиритная	тыс. т	-	-	-	656,2

Средние запасы золото-медных руд Восточного участка месторождения Нурказган по состоянию на 02.01.2019 года для подземной разработки утверждены протоколом ГКЗ РК № 2083-19-У от 29 августа 2019 года приведены в таблице 1.2.

Таблица 1.2 – Средние содержания.

Показатель	Ед. изм.	C1	C2	C1+C2	Забалансовые запасы
медь	%	1,11	1,13	1,11	0,46
золото	г/т	0,87	0,65	0,85	0,28
серебро	г/т	2,36	3,6	2,48	1,34

2 Горная часть

2.1 Расчет балансовых и извлекаемых запасов

Для последующих расчетов нам потребуются следующие данные:

$\gamma = 2,8 \text{ т/м}^3$, плотность рудного тела;

$m = 15 \text{ м}$, мощность рудного тела;

$L_{\text{прс}} = 1800 \text{ м}$, длина простираения рудного тела;

$H = 900 \text{ м}$, глубина залегания;

$h = 90 \text{ м}$, высота наносов;

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

$K_{\text{р}} = 0,13$, коэффициент разубоживания.

Найдем длину падения рудного тела:

$$L_{\text{пад}} = \frac{900 - 90}{\sin 75^\circ} = 838,6 \text{ м},$$

Теперь найдем балансовые запасы по формуле:

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

$$Q_{\text{бал}} = 1800 \cdot 838,6 \cdot 15 \cdot 2,8 = 63\,398\,160 \text{ т}.$$

Найдем извлекаемые запасы по формуле:

$$Q_{\text{бал}} = L_{\text{прс}} \cdot L_{\text{пад}} \cdot m \cdot \gamma, \quad (2.2)$$

$$Q_{\text{изв}} = Q_{\text{бал}} \cdot \frac{K_{\text{и}}}{K_{\text{к}}} = Q_{\text{бал}} \cdot \frac{1 - K_{\text{п}}}{1 - K_{\text{к}}}, \text{ т}$$

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

$K_{\text{к}}$ - коэффициент качества руды.

$$Q_{\text{изв}} = 63\,398\,160 \cdot \frac{1 - 0,15}{1 - 0,13} = 61\,940\,731 \text{ т}.$$

2.2 Производственная мощность рудника

При наклонном и крутом падении рудного тела используем следующую формулу:

$$A_{\text{г}} = \frac{V_{\text{г}} \cdot S_{\text{г}} \cdot K_{\text{и}} \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot \gamma}{K_{\text{к}}}, \quad (2.2)$$

где $V_{\text{г}}$ – среднее годовое понижение горных работ, м;

$S_{\text{г}}$ – горизонтальная площадь рудного тела, м^2 ;

$$S_{\Gamma} = m \cdot L_{\text{прс}}, \quad (2.4)$$

$$S_{\Gamma} = 15 \cdot 1800 = 2700 \text{ м}^2;$$

$K_{\text{и}}$ - коэффициент извлечения руды;

K_1 - поправочный коэффициент на угол падения рудного тела;

K_2 - поправочный коэффициент на мощность рудного тела;

K_3 - коэффициент применяемой системы разработки;

K_4 - 2, число этажей находящихся в одновременной работе;

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

Поправочные коэффициенты на угол падения и мощность рудного тела приведены в таблице 2.1.

Таблица 2.1 Поправочные коэффициенты на угол падения и мощность рудного тела

Угол падения	Значение поправочного коэффициента, $K_{\text{к}}$	Мощность рудных тел	Значение поправочного коэффициента, K_2
90	1,2	маломощные (до 5 м)	1,25
60	1,0	средней мощности (5-15 м)	1,0
45	0,9	мощные (15- 25 м)	0,8
20	0,8	очень мощные (более 25 м)	0,6

$$A_{\Gamma} = \frac{20 \cdot 2700 \cdot 0,85 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 0,8 \cdot 1}{0,87} = 2\,363\,586 \text{ т/год}$$

В последующих расчетах будем использовать 2,3 млн. т/год.

2.3 Срок службы

Находим срок службы рудника, воспользовавшись следующей формулой:

$$T = T_{\text{р}} + T_{\text{з}} + T_0, \quad (2.5)$$

где $T_{\text{р}}$ - время на развитие рудника;

$T_{\text{з}}$ - время на затухание рудника;

T_0 - основное время работы рудника.

$$A_{\Gamma} = \frac{Q_{\text{бал}}}{K_{\text{к}}}, \quad (2.6)$$

где $Q_{\text{бал}}$ - балансовые запасы рудника;

A_{Γ} - годовая производительность рудника.

$$A_r = \frac{63398160}{2,3} = 26 \text{ лет}$$

$$T = 26 + 2 + 3 = 31 \text{ год}$$

2.4 Выбор способа разработки месторождения

Для начала определим экономическую глубину карьера по формуле:

$$H_k = \frac{K_{\text{и}} \cdot m \cdot K_{\text{гр}}}{\text{ctg}\beta_{\text{в}} + \text{ctg}\beta_{\text{л}}}, \quad (2.7)$$

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

m – мощность рудного тела;

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

$\beta_{\text{в}}$ – угол откоса висячего бока, 50° ;

$\beta_{\text{л}}$ – угол откоса лежачего бока, 45° .

$$K_{\text{гр}} = \frac{C_{\text{п}} - C_0}{C_{\text{в}}}, \quad (2.8)$$

где $C_{\text{п}}$ – себестоимость добычи руды подземным способом, 14\$/т;

C_0 – себестоимость добычи руды открытым способом, 6\$/т;

$C_{\text{в}}$ – себестоимость вскрышных работ, 3\$/т.

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

$$H_k = \frac{0,85 \cdot 15 \cdot 2,67}{\text{ctg}55^\circ + \text{ctg}50^\circ} = 22,3 \text{ м}$$

В связи с тем, что экономическая глубина карьера равна 22,3 мм, а глубина наносов равна 90 м, разработка месторождения будет проводиться подземным способом.

2.5 Выбор способа вскрытия месторождения

В сравнении возьмем 2 варианта вскрытия данного месторождения, подходящих по данным горно-геологическим условиям [2].

1) Вскрытие вертикальным стволом со стороны лежащего бока и этажными квершлагами, за зоной сдвижения пород;

2) Вскрытие вертикальным стволом со стороны лежачего бока и с концентрационными квершлагами, за зоной сдвижения.

Используем формулу, служащую минимумом приведенных затрат:

$$n = C_{\text{уд}} + E \cdot K_{\text{уд}} \rightarrow \min, \quad (2.9)$$

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

E – нормативный коэффициент, (0,12);

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

Первый вариант вскрытия:

Капитальные затраты. Проходка главного вертикального ствола шахты:

$$K_{\text{гс}} = H_{\text{гс}} \cdot K_{\text{г}} \cdot n_{\text{гс}} \quad (2.10)$$

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

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

$n_{\text{гс}}$ – количество стволов, 1 ствол.

$$K_{\text{гс}} = 900 \cdot 290000 = 261 \text{ млн. тг}$$

Проходка вентиляционных стволов:

$$K_{\text{вс}} = H_{\text{вс}} \cdot K_{\text{в}} \cdot n_{\text{вс}} \quad (2.11)$$

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

$H_{\text{вс}}$ – глубина главного ствола, м;

$n_{\text{вс}}$ – количество стволов, 2 ствола.

$$K_{\text{вс}} = 900 \cdot 290000 \cdot 2 = 522 \text{ млн. тг}$$

Проходка квершлагов рассчитываем по формуле:

$$K_{\text{кв}} = L_{\text{кв}} \cdot K_{\text{к}} \quad (2.12)$$

где $K_{\text{к}}$ – стоимость проведения 1 м. квершлага, тг/м;

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

$$K_{\text{кв}} = 4930 \cdot 25000 = 123 \text{ млн. тг}$$

Проходка полевого штрека рассчитаем по формуле:

$$K_{\text{пш}} = L_{\text{пш}} \cdot K_{\text{пш}} \quad (2.13)$$

где $K_{\text{пш}}$ – стоимость проведения 1 м. полевого штрека, тг/м;

$L_{\text{пш}}$ – длина полевого штрека, м;

$$K_{\text{пш}} = 1800 \cdot 25000 = 45 \text{ млн. тг}$$

Строительство надшахтных сооружений рассчитывается по формуле:

$$Д = 9,3 \cdot 3,24 \cdot A_{\text{г}} \quad (2.14)$$

где $A_{\text{г}}$ – годовая производительность рудника

$$Д = 9,3 \cdot 3,24 \cdot 2,3 = 16,3 \text{ млн. тг}$$

Проходка и оборудование околоствольного двора определяется по формуле:

$$K_{\text{од}} = (0,24 + 0,48A_{\text{г}}) \cdot n, \quad (2.15)$$

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

n – количество околоствольных дворов.

$$K_{\text{од}} = (0,24 + 0,48 \cdot 2,36) \cdot 13 = 17,8 \text{ млн. тг}$$

Общая стоимость капитальных затрат по первому варианту составило 985 млн. тенге.

Эксплуатационные затраты: Стоимость поддержания главного ствола:

$$C_{\text{гс}} = H_{\text{гс}} \cdot r_{\text{гс}} \cdot T \cdot n_{\text{гс}}, \quad (2.16)$$

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

$r_{\text{гс}}$ – стоимость поддержания 1 п. м. главного ствола,

T – срок службы рудника,

$n_{\text{гс}}$ – количество стволов,

$$C_{\text{гс}} = 900 \cdot 29 \cdot 31 = 809\,100 \text{ тг.}$$

Стоимость поддержания вентиляционных стволов рассчитаем по формуле:

$$C_{\text{вс}} = H_{\text{вс}} \cdot r_{\text{вс}} \cdot T \cdot n_{\text{вс}}, \quad (2.17)$$

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

$r_{\text{вс}}$ – стоимость поддержания 1 п. м. вентиляционного ствола,

T – срок службы рудника,

$n_{\text{вс}}$ – количество стволов.

$$C_{\text{вс}} = 900 \cdot 29 \cdot 31 \cdot 2 = 1\,618\,200 \text{ тг.}$$

Стоимость поддержания квершлагов рассчитаем по формуле:

$$C_{\text{кв}} = L_{\text{кв}} \cdot r_{\text{кв}} \cdot T, \quad (2.18)$$

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

$r_{\text{кв}}$ – стоимость поддержания 1 п. м. квершлага,

T – срок службы рудника.

$$C_{\text{кв}} = 4930 \cdot 17 \cdot 31 = 2,6 \text{ млн. тг.}$$

Стоимость поддержания полевых штреков рассчитаем по формуле:

$$C_{\text{пш}} = L_{\text{пш}} \cdot r_{\text{пш}} \cdot T, \quad (2.19)$$

где $L_{\text{пш}}$ – длина штреков,

$r_{\text{пш}}$ – стоимость поддержания 1 п. м. штрека,

T – срок службы рудника,

$$C_{\text{пш}} = 1800 \cdot 17 \cdot 31 = 0,9 \text{ млн. тг.}$$

Стоимость подъема руды по стволу определим по формуле:

$$C_{\text{под}} = Q_{\text{изв}} \cdot \frac{H_{\text{гс}}}{2} \cdot K_{\text{под}}, \quad (2.20)$$

где $Q_{\text{изв}}$ – извлекаемые запасы,

$H_{\text{гс}}$ – глубина главного ствола,

$K_{\text{под}}$ – стоимость подъема 1 т. руды на 1 м.,

$$C_{\text{под}} = 61,3 \cdot \frac{900}{2} \cdot 0,01 = 275,8 \text{ млн.},$$

Стоимость откатки по квершлагу рассчитывается по формуле:

$$C_{\text{отк}} = L_{\text{ср кв}} \cdot Q_{\text{изв}} \cdot K_{\text{отк}}, \quad (2.21)$$

где $Q_{\text{изв}}$ – извлекаемые запасы,

$L_{\text{ср кв}}$ – средняя длина квершлага,

$K_{\text{отк}}$ – стоимость откатки 1 т. руды на 1 м.,

$$C_{\text{отк}} = 400 \cdot 61,3 \cdot 0,003 = 73,5 \text{ млн. тг.},$$

Стоимость ремонта надшахтных зданий и сооружений:

$$Д = (0,164 + 0,07 A_{\text{г}}) \cdot T, \quad (2.22)$$

где $A_{\text{г}}$ – годовая производительность рудника,

T – срок службы рудника.

$$Д = (0,164 + 0,07 \cdot 2,3) \cdot 31 = 10,2 \text{ млн. т.}$$

Общая стоимость эксплуатационных затрат по первому варианту составляет 365,4 млн. тг.

Второй вариант вскрытия:

Капитальные затраты: Проходка главного вертикального ствола шахты:

$$K_{\text{гс}} = H_{\text{гс}} \cdot K_{\text{г}} \cdot n_{\text{гс}} \quad (2.23)$$

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

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

$n_{\text{гс}}$ – количество стволов, 1 ствол.

$$K_{\text{гс}} = 900 \cdot 290000 = 261 \text{ млн. тг}$$

Проходка вентиляционных стволов:

$$K_{\text{вс}} = H_{\text{вс}} \cdot K_{\text{в}} \cdot n_{\text{вс}} \quad (2.24)$$

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

$H_{\text{вс}}$ – глубина главного ствола, м;

$n_{\text{вс}}$ – количество стволов, 2 ствола.

$$K_{\text{вс}} = 900 \cdot 290000 \cdot 2 = 522 \text{ млн. тг}$$

Проходка квершлагов рассчитываем по формуле:

$$K_{\text{кв}} = L_{\text{кв}} \cdot K_{\text{к}} \quad (2.25)$$

где $K_{\text{к}}$ – стоимость проведения 1 м. квершлага, тг/м;

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

$$K_{\text{кв}} = 3200 \cdot 25000 = 80 \text{ млн. тг}$$

Проходка полевого штрека рассчитаем по формуле:

$$K_{\text{пш}} = L_{\text{пш}} \cdot K_{\text{пш}} \quad (2.26)$$

где $K_{\text{пш}}$ – стоимость проведения 1 м. полевого штрека, тг/м;

$L_{\text{пш}}$ – длина полевого штрека, м;

$$K_{\text{пш}} = 1800 \cdot 25000 = 45 \text{ млн. тг}$$

Строительство надшахтных сооружений рассчитывается по формуле:

$$Д = 9,3 \cdot 3,24 \cdot A_{\text{г}} \quad (2.27)$$

где $A_{\text{г}}$ – годовая производительность рудника

$$Д = 9,3 \cdot 3,24 \cdot 2,3 = 16,3 \text{ млн. тг}$$

Проходка и оборудование околоствольного двора определяется по формуле:

$$K_{\text{од}} = (0,24 + 0,48A_{\text{г}}) \cdot n, \quad (2.28)$$

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

n – количество околоствольных дворов.

$$K_{\text{од}} = (0,24 + 0,48 \cdot 2,36) \cdot 13 = 17,8 \text{ млн. тг}$$

Общая стоимость капитальных затрат по первому варианту составило 973 млн. тенге

Эксплуатационные затраты:

Стоимость поддержания главного ствола рассчитаем по формуле:

$$C_{\text{гс}} = H_{\text{гс}} \cdot r_{\text{гс}} \cdot T \cdot n_{\text{гс}}, \quad (2.29)$$

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

$r_{\text{гс}}$ – стоимость поддержания 1 п. м. главного ствола,

T – срок службы рудника,

$n_{\text{гс}}$ – количество стволов,

$$C_{\text{гс}} = 900 \cdot 29 \cdot 31 = 809 \text{ 100 тг.}$$

Рассчитаем стоимость поддержания вентиляционных стволов:

$$C_{\text{вс}} = H_{\text{вс}} \cdot r_{\text{вс}} \cdot T \cdot n_{\text{вс}}, \quad (2.30)$$

где $H_{\text{вс}}$ – глубина вентиляционного ствола,
 $r_{\text{вс}}$ – стоимость поддержания 1 п. м. вентиляционного ствола,
 T – срок службы рудника,
 $n_{\text{вс}}$ – количество стволов,

$$C_{\text{с}} = 900 \cdot 29 \cdot 31 \cdot 2 = 1\,618\,200 \text{ тг.}$$

Стоимость поддержания квершлагов рассчитаем по формуле:

$$C_{\text{кв}} = L_{\text{кв}} \cdot r_{\text{кв}} \cdot T, \quad (2.31)$$

где $L_{\text{кв}}$ – суммарная длина квершлагов,
 $r_{\text{кв}}$ – стоимость поддержания 1 п. м. квершлага,
 T – срок службы рудника,

$$C_{\text{кв}} = 3200 \cdot 17 \cdot 31 = 1,6 \text{ млн. тг.}$$

Стоимость поддержания полевых штреков рассчитаем по формуле:

$$C_{\text{вс}} = L_{\text{кв}} \cdot r_{\text{кв}} \cdot T, \quad (2.32)$$

где $L_{\text{пш}}$ – длина штреков,
 $r_{\text{пш}}$ – стоимость поддержания 1 п. м. штрека,
 T – срок службы рудника,

$$C_{\text{пш}} = 1800 \cdot 17 \cdot 31 = 0,9 \text{ млн. тг.}$$

Стоимость подъема руды по стволу определим по формуле:

$$C_{\text{под}} = Q_{\text{изв}} \cdot \frac{H_{\text{вс}}}{2} \cdot K_{\text{под}}, \quad (2.33)$$

где $Q_{\text{изв}}$ – извлекаемые запасы,
 $H_{\text{вс}}$ – глубина главного ствола,
 $K_{\text{под}}$ – стоимость подъема 1 т. руды на 1 м.,

$$C_{\text{под}} = 61,3 \cdot \frac{900}{2} \cdot 0,01 = 275,8 \text{ млн.},$$

Стоимость откатки по квершлагу рассчитывается по формуле:

$$C_{\text{отк}} = L_{\text{ср кв}} \cdot Q_{\text{изв}} \cdot K_{\text{отк}}, \quad (2.34)$$

где $Q_{\text{изв}}$ – извлекаемые запасы,
 $L_{\text{ср кв}}$ – средняя длина квершлага,
 $K_{\text{отк}}$ – стоимость откатки 1 т. руды на 1 м.,

$$C_{\text{отк}} = 400 \cdot 61,3 \cdot 0,003 = 73,5 \text{ млн. тг.},$$

Стоимость ремонта надшахтных зданий и сооружений:

$$Д = (0,164 + 0,07 A_r) \cdot T, \quad (2.35)$$

где A_r – годовая производительность рудника,

T – срок службы рудника.

$$Д = (0,164 + 0,07 \cdot 2,3) \cdot 31 = 10,2 \text{ млн. т.}$$

Общая стоимость эксплуатационных затрат по первому варианту составляет 364,4 млн. тг.

Приведенные затраты по формуле:

$$n = C_{уд} + E \cdot K_{уд} \rightarrow \min,$$

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

E – нормативный коэффициент, (0,12);

$K_{уд}$ – удельные капитальные затраты.

$C_{уд}$ – суммарные эксплуатационные затраты/ $Q_{изв}$

$K_{уд}$ – суммарные капитальные затраты/ A_r

$Q_{изв}$ – коэффициент извлечения

A_r – годовая производительность

Вскрытие вертикальным стволом со стороны лежачего бока с этажными квершлагами, за зоной сдвижения пород:

$$C_{уд} = \frac{365,4}{61,9} = 6$$

$$K_{уд} = \frac{985}{2,3} = 428$$

$$n = 6 + 0,12 \cdot 428 = 57,3$$

Вскрытие вертикальным стволом с концентрационными квершлагами:

$$C_{уд} = \frac{364,4}{61,9} = 5,9$$

$$K_{уд} = \frac{973}{2,3} = 423$$

$$n = 5,9 + 0,12 \cdot 423 = 56,6$$

Исходя от результатов сравнения приведенных затрат, экономически целесообразным будет применение второго варианта, т.е. вскрытие вертикальным стволом со стороны лежачего бока и с концентрационными квершлагами. Схема вскрытия изображена на рисунках 2.1 – 2.4.

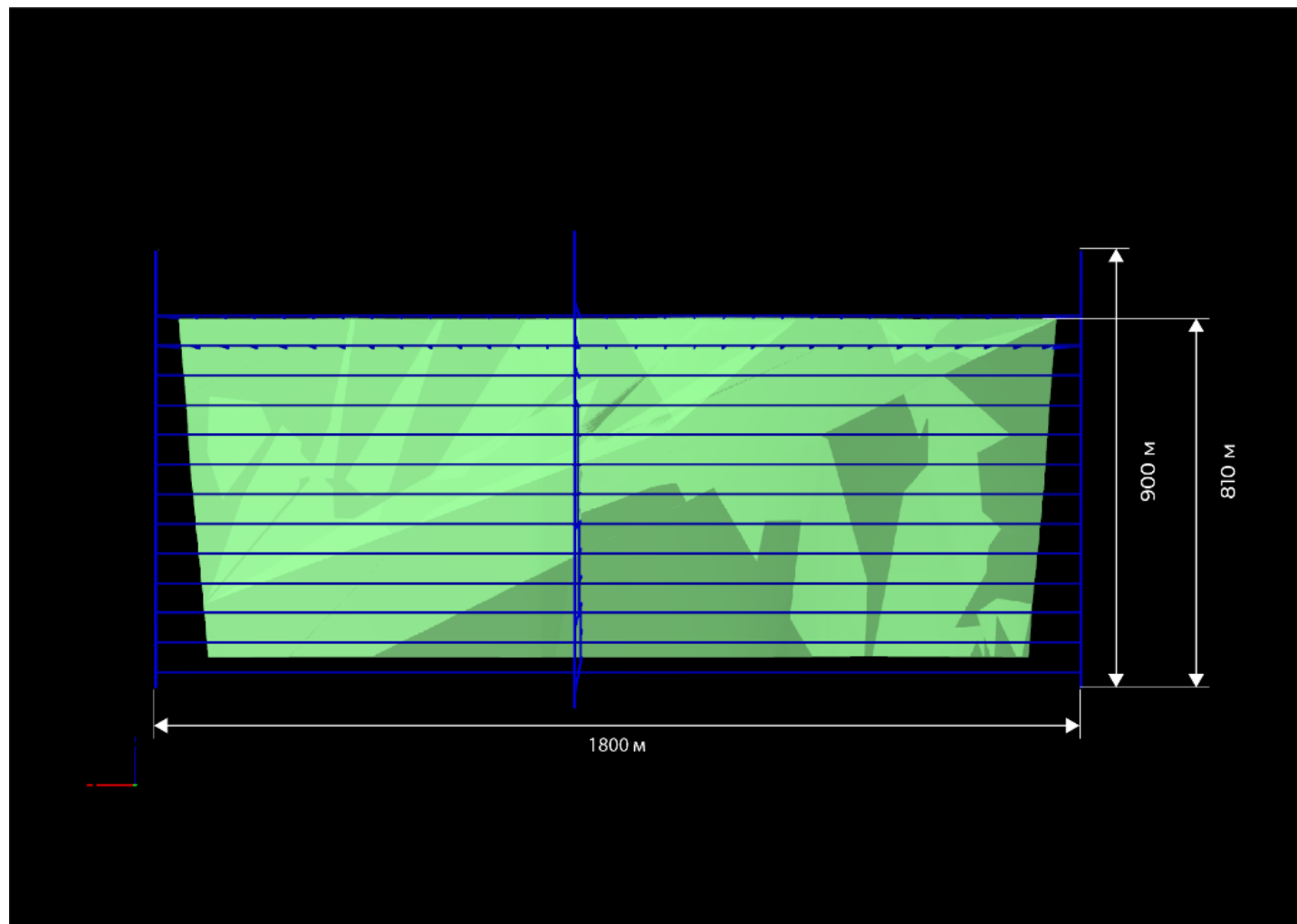


Рисунок 2.1 – Вскрытие вертикальным стволом с концентрационными квершлагами, вид с севера

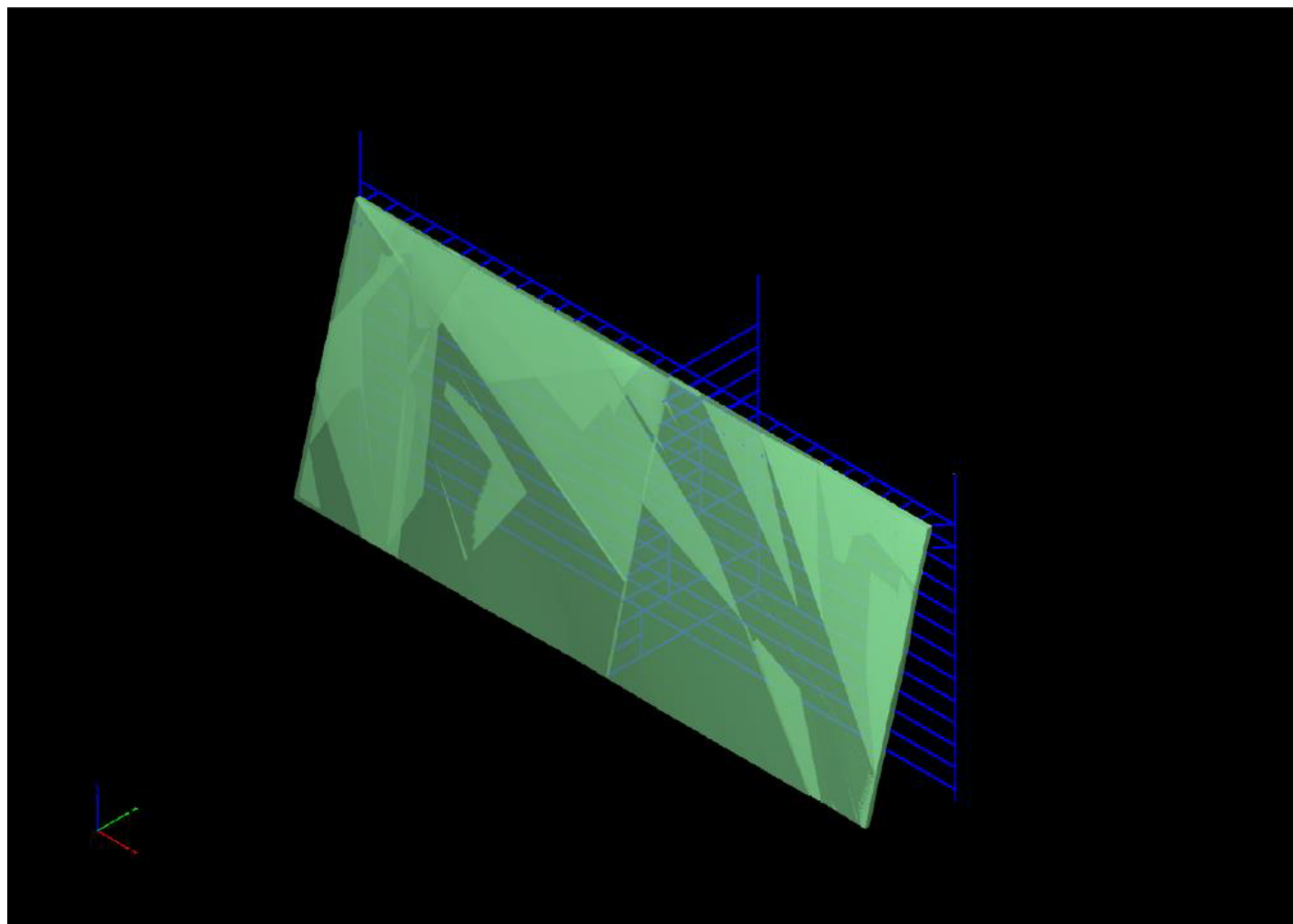


Рисунок 2.2 – Вскрытие вертикальным стволом с концентрационными квершлагами, вид с юго-востока

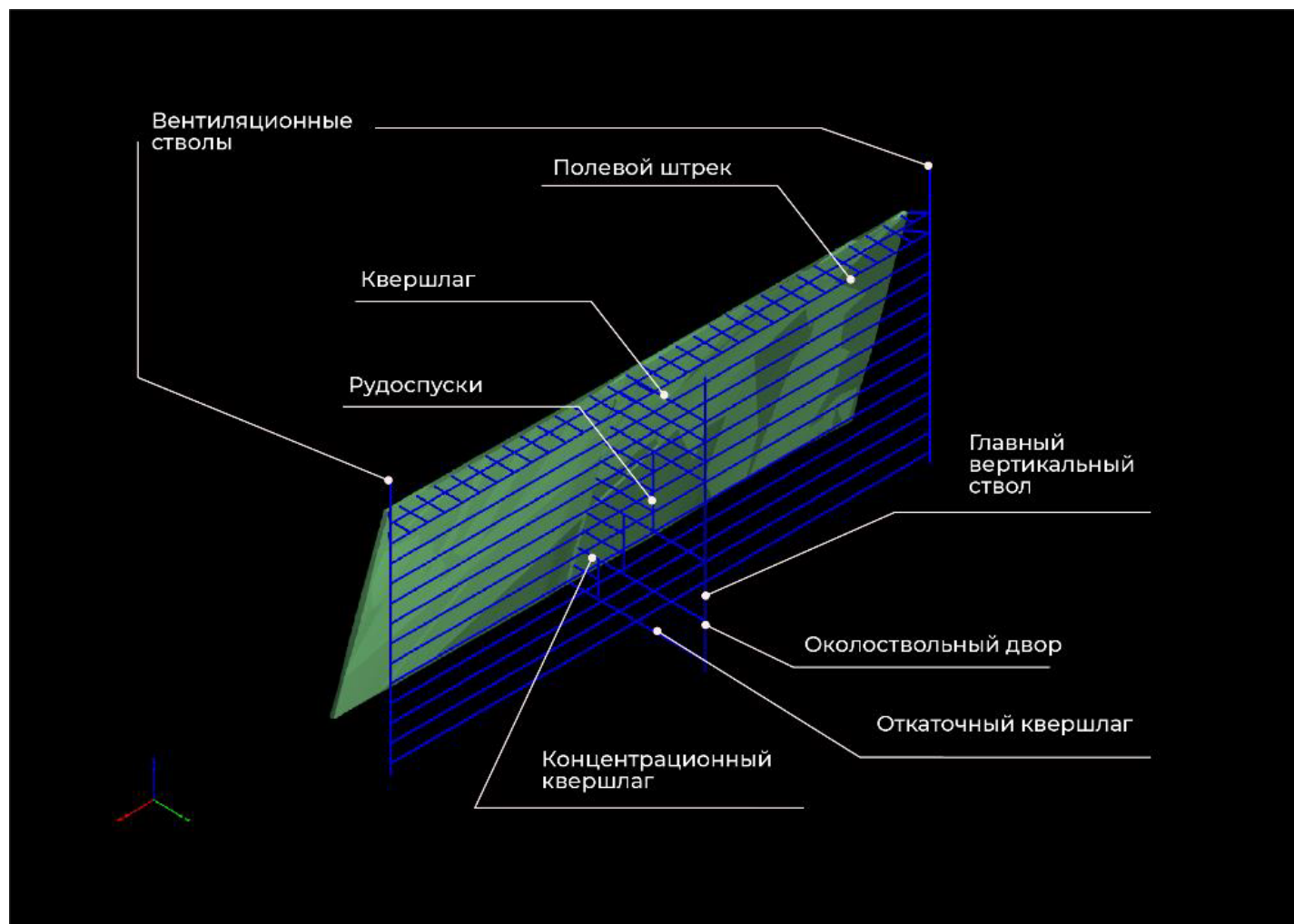


Рисунок 2.3 – Вскрытие вертикальным стволом с концентрационными квершлагами, вид с северо-востока

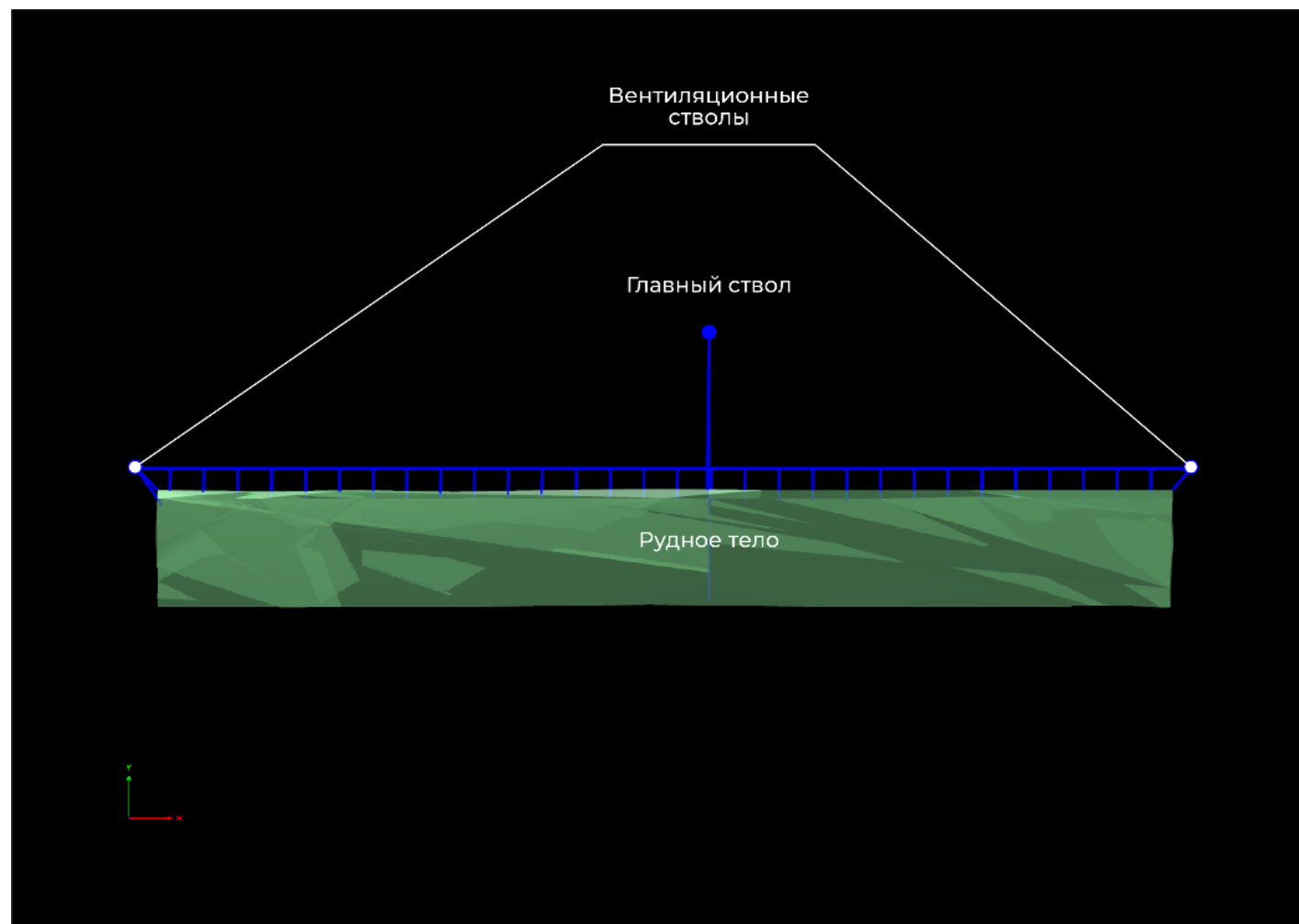


Рисунок 2.4 – Вскрытие вертикальным стволом с концентрационными квершлагами, вид сверху

2.6 Выбор системы разработки

Система разработки месторождения представляет собой совокупность процессов по отбойке породы, её транспортировке, загрузке и поддержанию выработанного пространства. К каждой системе предъявляется ряд требований: обеспечение безопасности производства, охрана недр и окружающей среды, устойчивость нагрузки на очистной забой, а также экономическая эффективность.

На выбор системы разработки влияют два типа факторов:

1) Постоянные факторы;

- форма рудного тела;
- его мощность;
- угол падения;
- характер контакта рудного тела с вмещающими породами.

2) Переменные факторы;

- нарушение залегания рудного тела;
- особенности полезного компонента (для минимизации потерь);
- склонность к самовозгоранию, окислению, слеживанию;
- глубина залегания;
- устойчивость руды и вмещающих пород;
- гидрогеологические условия.

Выбор системы разработки напрямую влияет на технико-экономические показатели рудника в целом. Существует множество методик выбора, включая подходы М.И. Агошкова, К.М. Чаркивяна, П.И. Городецкого и других. Наиболее признанной считается методика О.А. Байконурова, учитывающая совокупность технико-экономических показателей [3].

Процесс выбора системы включает два этапа:

- 1) 1 этап — предварительный отбор по горно-геологическим условиям;
- 2) 2 этап — технико-экономическая оценка выбранных на первом этапе вариантов и выбор наиболее рациональной схемы разработки.

Для отработки мощного, крутопадающего рудного тела с известными технико-экономическими показателями можно выделить две основные схемы:

- 1) Система разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков;
- 2) Этажно-камерная система разработки.

С целью выбора наиболее эффективной схемы разработки проводится сравнение по совокупности технико-экономических параметров, которые учитываются в методике О. А. Байконурова. По результатам сравнения выбирается система разработки, соответствующая минимальной норме вектора [4]. Техничко-экономические показатели систем разработок представлены в таблице 2.2.

Таблица 2.2 – Техничко-экономические показатели

Техничко-экономические показатели	Отбойка руды из подэтажных штреков	Этажно-камерная система
Производительность труда рабочего, т/смена	80	60
Разубоживание, %	10	8
Потери, %	16	15
ПНР, м/100 т	12	10
Себестоимость добычи, тг	9200	8700

Из таблицы 2.2 выбираем лучшие параметры технико-экономических показателей – $K_{л}$: по производительности 80 т/смена; по разубоживанию – 8%; по потерям – 15%; по подготовительным нарезным работам 10 м/1000 т; по себестоимости добычи 8700 тг.

По каждой строчке таблицы определяем абсолютное отклонение каждого показателя от лучшего $K_{л}$:

$$\delta = \left| \frac{K_{л} - K_{п}}{2} \right|, \quad (2.36)$$

По производительности:

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

$$\delta_2 = \left| \frac{80 - 60}{8} \right| = 0,25$$

По разубоживанию:

$$\delta_1 = \left| \frac{8 - 10}{8} \right| = 0,25$$

$$\delta_2 = \left| \frac{8 - 8}{8} \right| = 0$$

По потерям:

$$\delta_1 = \left| \frac{15 - 16}{15} \right| = 0,06$$

$$\delta_2 = \left| \frac{15 - 15}{15} \right| = 0$$

По подготовительным нарезным работам:

$$\delta_1 = \left| \frac{10 - 12}{10} \right| = 0,2$$

$$\delta_2 = \left| \frac{1 - 10}{10} \right| = 0$$

По себестоимости:

$$\delta_1 = \left| \frac{9200 - 8700}{8700} \right| = 0,05$$

$$\delta_2 = \left| \frac{8700 - 8700}{8700} \right| = 0$$

$$\delta = \begin{vmatrix} 0 & 0,25 \\ 0,25 & 0 \\ 0,06 & 0 \\ 0,2 & 0 \\ 0,05 & 0 \end{vmatrix}$$

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

$$R_n = \sqrt{\sum (\Delta\delta_n)^2}, \quad (2.37)$$

где δ_n – значение абсолютного отклонения

$$R_2 = \sqrt{0 + 0,25^2 + 0,06^2 + 0,2^2 + 0,05^2} = 0,32$$

$$R_1 = \sqrt{0,25^2 + 0 + 0 + 0 + 0} = 0,25$$

$$R_1 < R_2$$

На основании показателя наименьшей нормы вектора была выбрана наиболее рациональная система разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков.

Детальное описание данной системы, включая её преимущества и недостатки, приведено в следующем разделе.

2.7 Описание системы разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков

Сущность данной системы разработки заключается в том, что залежь, подготовленную этажным способом, делят на отдельные выемочные блоки. Запасы в этих блоках отрабатываются камерами с отбойкой руды веерным комплексом скважин из подэтажных штреков. Руда поступает в приёмные выработки (рудоспуски) под действием собственного веса, а управление кровлей осуществляется за счёт оставления межкамерных целиков. Система разработки проиллюстрирована на рисунке 2.5 [5].

Достоинства: высокая безопасность выполняемых работ; непрерывный характер очистных работ; высокая производительность бурильщика и рабочего на очистном забое.

Недостатки: значительный объём подготовительно-нарезных работ и невозможность сортировки [6].

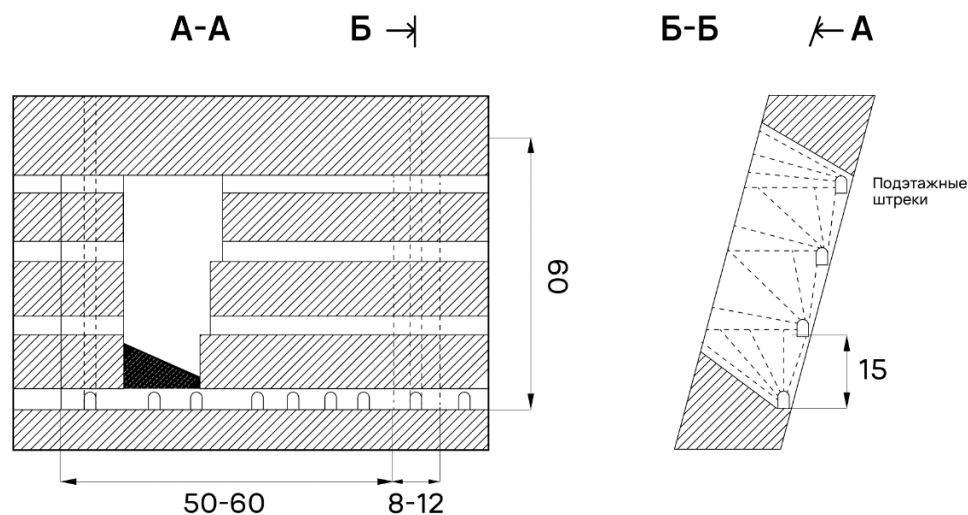


Рисунок 2.5 – Система разработки с отбойкой из подэтажных штреков

2.8 Расчет параметров взрывной отбойки

Отбойка руды проводится веерными скважинами, диаметр которых составляет 0,09 м. К основным параметрам отбойки относятся расстояние между скважинами и ЛНС и после их вычисления определить другие параметры. Для данного рудника подобрана Самоходная буровая установка КБУ-50. Подходящим методом для вычисления ЛНС будет использование формулы Л. И. Барона:

$$W = \frac{d \cdot \sqrt{0,785 \Delta k_3}}{\sqrt{mq}}, \quad (2.38)$$

где d – диаметр скважины, 0,09 м

Δ – плотность заряжения 1100 кг/м³;
 k_3 – коэффициент заполнения скважины, 0,6;
 m – коэффициент сближения зарядов, 1;
 q – удельный расход ВВ на отбойку, кг/м³.

Удельный расход взрывчатого вещества находится по формуле:

$$q = q_0 \cdot e \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4 \cdot k_5 \cdot k_6, \quad (2.39)$$

где q_0 – эталонный расход ВВ, 0,9 кг/м³,
 e – коэффициент относительной работоспособности, 0,9;
 k_2 – коэффициент, учитывающий трещиноватость требуемого качества дробления, 1;
 k_4 – коэффициент условия отбойки, 0,9;
 k_5 – коэффициент способа заряжения скважин, 1;
 k_6 – коэффициент диаметра заряда;

$$k_6 = \left(\frac{d}{0,105} \right)^{n_2}, \quad (2.40)$$

$$k_6 = \left(\frac{0,09}{0,105} \right)^1 = 0,85$$

k_7 – коэффициент по схеме расположения скважин, 1,2;

$$q = 0,9 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 0,85 \cdot 1,2 = 0,74 \text{ кг/м}^3,$$

Теперь, подставив значения в формулу Л.И. Барона, вычислим:

$$W = \frac{0,09 \cdot \sqrt{0,785 \cdot 1100 \cdot 0,6}}{\sqrt{1 \cdot 0,74}} = 2,4 \text{ м}$$

При ведении отбойки веерными скважинами их размещение определяется наибольшим расстоянием между концами соседних скважин ($a_{\max}$) и наименьшим расстоянием между заряженными участками скважин вблизи контура буровой выработки ($a_{\min}$). Схематичное расположение скважин показано на рисунке 2.6. Заданные параметры: $a_{\max} = 3,5$ м; $a_{\min} = 1,25$ м.

Общая длина всех скважин:

$$\sum L_{\text{скв}} = 113 \text{ м}$$

Это значение дает нам возможность высчитать общий объем веерных скважин.

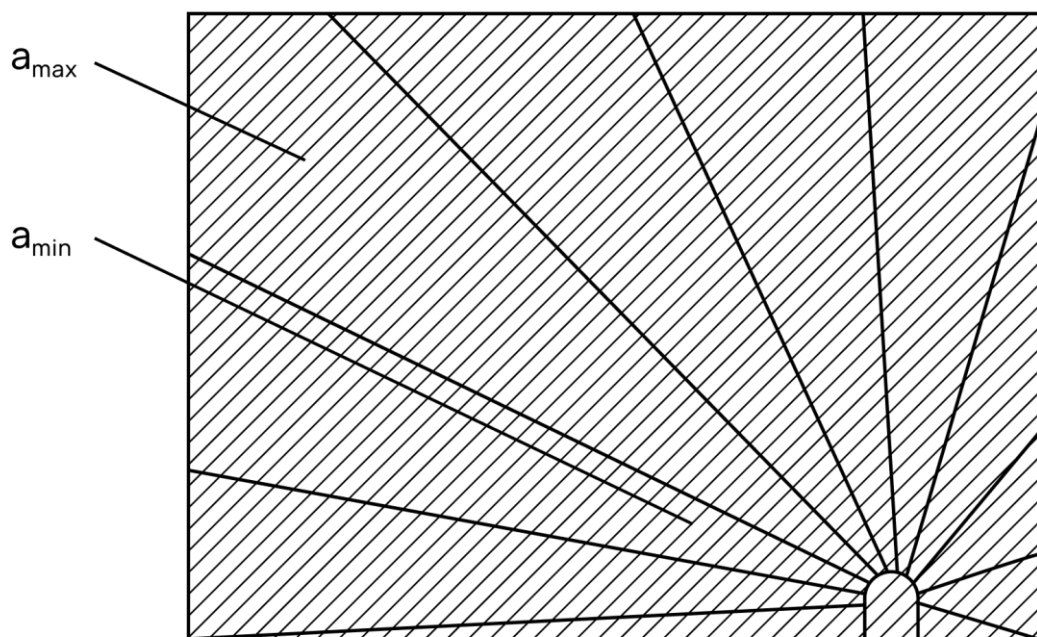


Рисунок 2.6 Схематичное расположение скважин

Общий объем скважин:

$$V_{\text{СКВ}} = \pi r^2 \sum L_{\text{СКВ}}, \quad (2.41)$$

где r – радиус скважин, 0,045 м;

$$V_{\text{СКВ}} = 3,14 \cdot 0,045^2 \sum 113 = 0,72 \text{ м}^3$$

Количество взрывчатого вещества необходимое для выбранной системы

$$Q_{\text{ВВ}} = \Delta \cdot V_{\text{СКВ}}, \quad (2.42)$$

Подставив значения, получаем:

$$Q_{\text{ВВ}} = 1000 \cdot 0,72 = 720 \text{ кг}$$

Количество отбиваемой руды по системе:

$$V_c = B_c \cdot W \cdot H_c, \quad (2.43)$$

где H_c – высота отбиваемого слоя, 15м;

B_c – ширина отбиваемого слоя, 8м;

$$V_c = 8 \cdot 2,6 \cdot 15 = 312 \text{ м}^3$$

3 Охрана окружающей среды, труда и недр

3.1 Охрана окружающей среды

Компания обязана осуществлять свою производственную деятельность в строгом соответствии с действующими международными стандартами в области экологической безопасности, промышленной устойчивости и природоохранной политики. Это включает обязательное соблюдение всех норм и требований, направленных на минимизацию вредного воздействия на окружающую среду, а также на рациональное использование природных ресурсов. Ведение деятельности должно сопровождаться постоянным контролем за уровнем воздействия на атмосферный воздух, водные ресурсы, почвенный покров и экосистемы в целом.

Все проекты, связанные с модернизацией технологических процессов, строительством новых объектов или реконструкцией действующих производственных участков, подлежат обязательной государственной экологической экспертизе. Только после получения положительного заключения такие проекты могут быть реализованы. Это обеспечивает надёжную проверку проектных решений на предмет соответствия экологическим и санитарно-гигиеническим требованиям.

Особое внимание уделяется природоохранной характеристике территории, на которой ведётся хозяйственная деятельность. В пределах района расположения рудника не допускается наличие заповедников, особо охраняемых природных территорий, памятников природы, историко-культурных объектов и других участков, имеющих особую экологическую, культурную или научную ценность. Это требование гарантирует недопущение вмешательства в уникальные экосистемы и объекты культурного наследия.

В рамках экологической ответственности компания обязана внедрять и реализовывать широкий спектр природоохранных инициатив. К таким инициативам относятся установка современных очистных фильтров и систем пылеулавливания, предназначенных для предотвращения загрязнения атмосферного воздуха пылевыми частицами и вредными выбросами. Также осуществляется постоянный мониторинг состояния водных ресурсов, в том числе анализ качества сточных вод, с последующей их очисткой до установленных нормативов.

Кроме того, должны внедряться комплексные природоохранные политики, направленные на уменьшение образования отходов, оптимизацию их переработки и безопасную утилизацию. После завершения горнодобывающих работ важнейшим этапом становится проведение комплекса мероприятий по рекультивации. Это включает восстановление плодородного слоя почвы, формирование устойчивого рельефа, озеленение территории, восстановление естественных водотоков и ландшафта. Такие мероприятия направлены на возвращение нарушенных земель в хозяйственный оборот, а также на улучшение общего состояния окружающей среды.

Рекультивация приобретает особенно важное значение в условиях интенсивной разработки месторождений, поскольку добыча полезных ископаемых оказывает значительное и зачастую необратимое воздействие на природные компоненты. Эффективная рекультивация позволяет не только компенсировать ущерб, но и создать предпосылки для устойчивого природопользования и долгосрочной экологической безопасности региона.

3.1 Охрана труда

Одним из ключевых условий охраны труда является обеспечение круглосуточной вентиляции шахт. Для поддержания комфортных и безопасных условий труда необходимо, чтобы в забой поступал достаточный объем воздуха, соответствующий количеству одновременно работающих в шахте людей. При повышенных температурах на рабочем месте должны устанавливаться системы охлаждения воздуха.

Все работники обязаны проходить обучение: 40-часовой курс по вопросам охраны труда и техники безопасности. При посещении предприятия каждый человек должен быть проинструктирован по общим вопросам безопасности. Для повышения эффективности охраны труда важно привлекать работников к обсуждению и контролю за выполнением требований по ОТБ.

Для соблюдения санитарных норм устанавливаются пределы по содержанию пыли в воздухе. Концентрация пыли в воздухе, поступающем с поверхности, не должна превышать 0,6 мг/м³. Одним из важных факторов при этом является постоянный контроль качества воздуха.

3.3 Охрана недр

В соответствии с основными положениями законодательства Республики Казахстан о недрах, к числу приоритетных требований в области охраны недр относятся:

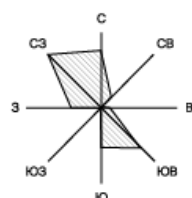
- 1) Соблюдение порядка предоставления недр в пользование в установленном законом порядке;
- 2) Обеспечение полного и комплексного извлечения полезных ископаемых из недр;
- 3) Максимально эффективное и рациональное использование минеральных ресурсов;
- 5) Принятие мер по предотвращению вредного влияния горных работ на сохранность запасов полезных ископаемых;
- 6) Защита месторождений от воздействия затоплений, пожаров и других опасных факторов;
- 8) Запрет на самовольную и необоснованную застройку территорий, предназначенных для недропользования;
- 9) Недопущение загрязнения недр при хранении под землёй отходов, сточных вод и вредных веществ.

4 Генеральный план

Генеральный план поверхности шахты представляет собой схему размещения основных и вспомогательных зданий и сооружений, расположенных на территории шахты. К числу основных объектов относятся здания и конструкции, непосредственно связанные с процессом добычи и выдачи руды.

После завершения строительства разрабатывается исполнительный генеральный план, который отражает данные инструментальной съёмки всех фактически возведённых объектов и конфигурации рельефа после завершения планировочных работ.

Исполнительный генеральный план используется на протяжении всего срока эксплуатации предприятия и служит основой при разработке проекта реконструкции.



1. Главный вертикальный ствол
2. Надшахтное сооружение
3. Приемный бункер
4. Склад ВМ
5. Общежитие
6. Столовая
7. Склад крепежных материалов
8. Спортивный комплекс
9. Административное здание
10. Паркинг зона
11. Горный отвод
12. Хвостохранилище
13. Водоотвод

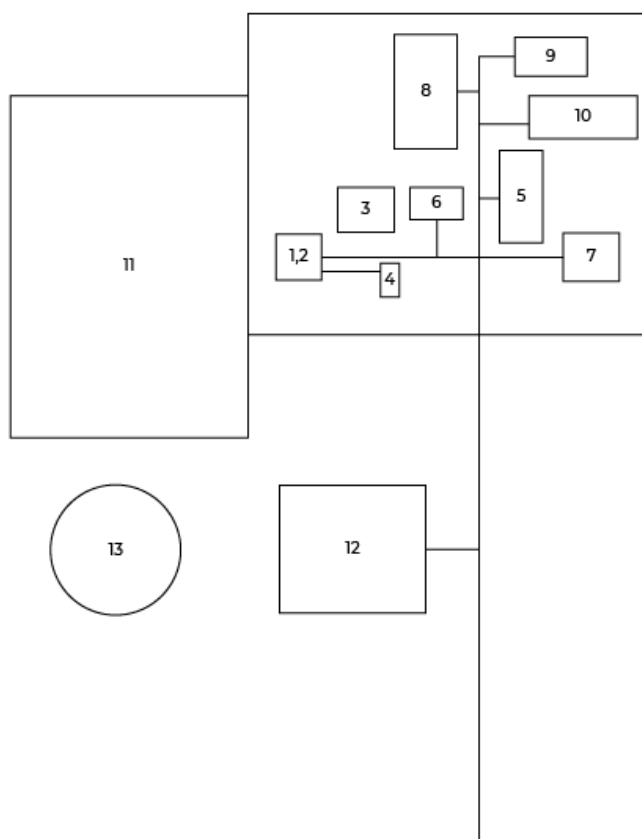


Рисунок 4.1 – Генеральный план поверхности

5 Выбор транспортной системы

Для подземной отработки руды на Восточном участке месторождения Нурказган выбрана система вагонеточного транспорта с применением 58 вагонеток типа ВСК-5 и аккумуляторных электровозов. Такая схема позволяет обеспечить необходимую пропускную способность и соответствует производительности рудника в 2,3 млн тонн в год.

Производственная необходимость. Годовая производительность рудника составляет 2,3 млн тонн. Это означает высокую нагрузку на систему транспорта. Подземные выработки требуют регулярной и устойчивой транспортировки от забоя до ствола, поэтому используется механизированная рельсовая система.

Выбор типа транспорта — вагонеточный. В условиях подземной разработки (с подэтажными штреками) вагонеточный транспорт остаётся наиболее распространённым способом перемещения руды. Он не требует сложной автоматизации, легко обслуживается, допускает гибкую организацию движения (в том числе в блоках с разной глубиной и нагрузкой).

Выбор вагонеток типа ВСК-5. Грузоподъёмность 7 тонн делает эту модель оптимальной по балансу между объёмом и габаритами. Эти вагонетки легко интегрируются в стандартные штреки шириной 2,4–3,0 м и радиусами поворота от 12 м. Возможность самосвальной разгрузки упрощает выдачу руды и снижает потери времени.

Техническая и экономическая эффективность. Вагонеточный транспорт с электровозной тягой:

- 1) Обладает высокой надёжностью и ремонтпригодностью;
- 2) Дешевле в обслуживании, чем ленточные и конвейерные системы на начальных этапах;
- 3) Позволяет гибко масштабировать производительность при изменении горнотехнических условий.

Расчёт необходимого количества вагонеток.

$$Q_{\text{смена}} = \frac{Q_{\text{год}}}{T_{\text{год}}}, \quad (5.1)$$

$$Q_{\text{смена}} = \frac{2300000}{329 \cdot 2} = 3496 \text{ т/смена},$$

Объём перевозки одной вагонеткой за смену: $q = 7$ т.

Количество рейсов в смену: $R = 10$

Общий объём, перевозимый одной вагонеткой за смену:

$$Q_{\text{ваг}} = q \cdot R, \quad (5.2)$$

$$Q_{\text{ваг}} = 7 \cdot 10 = 70 \text{ т/смена}$$

Требуемое число вагонеток найдем по формуле, представляющей собой отношение объёма работы за смену на объём вагонетки:

$$N = \frac{Q_{\text{смена}}}{Q_{\text{ваг}}}, \quad (5.3)$$

$$N = \frac{3496}{70} = 50 \text{ вагонеток}$$

Более развернутые характеристики вагонеточного транспорта представлены в таблицах 5.1 и 5.2

Таблица 5.1 – Параметры вагонетки ВСК-5 [9]

Характеристика	Значение
Тип	Вагонетка ВСК-5 (Вагонетка Самосвальная Крупнотоннажная)
Грузоподъемность	7 тонн
Объем кузова	~ 5–5,5 м³
Масса тары	3–3,5 т
Габариты (примерно)	Длина: ~4000 мм, Ширина: ~1600 мм, Высота: ~2000 мм
Тип разгрузки	Самосвальная (боковая/торцевая)
Ширина колеи	900 мм (может варьироваться)
Материал кузова	Углеродистая/легированная сталь
Назначение	Подземная транспортировка руды

Таблица 5.2 – Характеристики тягового средства [9]

Характеристика	Значение
Тип	Электровоз шахтный аккумуляторный
Модель	ARF-8
Аналоги	АМ8Д, КАМ-6
Мощность	25–40 кВт
Тяговое усилие	8–12 кН
Количество	2 единицы (1 рабочий + 1 резервный)
Производитель	Китай
Минимальный радиус поворота	7–10 м
Габариты	4300 × 1100 × 1600 мм

6 Проветривание рудника

Принцип работы:

На рассматриваемом руднике применяется нагнетательная схема проветривания, при которой основной объем свежего воздуха поступает в подземные выработки через главный вертикальный ствол, соединённый с горизонтом посредством концентрационных квершлагов. Главный ствол служит как основная нагнетательная шахта, в устье которой размещён главный вентилятор проветривания.

Свежий воздух, нагнетаемый по главному стволу, далее распределяется по подземным горизонтам и рабочим участкам. Воздушная струя поступает в выработки, обеспечивая устойчивый приток воздуха к забоям, механизированным участкам и другим производственным зонам, где требуется разбавление и удаление вредных газов, пыли и избыточного тепла.

Отработанный воздух, насыщенный пылью, влагой и вредными газами, удаляется через два вентиляционных вспомогательных ствола, расположенных по флангам рудника. Такая организация воздушных потоков способствует формированию устойчивого направленного движения воздуха от центра к краям горного массива, обеспечивая равномерное проветривание и снижение концентраций вредных веществ в рабочих зонах.

Вентиляционные стволы оборудованы вспомогательными вентиляторами и герметизированы для обеспечения надежного вытяжного действия, предотвращающего перетекание загрязнённого воздуха в соседние выработки.

Такая схема проветривания является эффективной для рудников с центральной системой вскрытия и симметричным расположением рабочих участков, так как позволяет достичь сбалансированной вентиляции с минимальными энергетическими затратами и устойчивым воздухообменом.

Нагнетательная система проветривания в сочетании с двумя вытяжными фланговыми стволами позволяет достичь высокой устойчивости воздушного режима, особенно в условиях сложной пространственной структуры рудника. Такая схема обеспечивает четкое разграничение приточных и вытяжных потоков, что значительно снижает вероятность образования застойных зон и локальных скоплений вредных газов, таких как радон, углекислый газ или сернистые соединения. Кроме того, она повышает безопасность ведения горных работ, так как при аварийной ситуации возможно быстрое изменение направления потоков или локальное отключение участков системы [10].

7 Экономическая часть

7.1 Режим работы рудника

В соответствии с правилами организации труда сотрудников рудника, режим работы подразделяется на два типа: суточный и годовой. Кроме того, различают прерывную и непрерывную формы работы. В случае непрерывного режима функционирования рудника, годовое количество рабочих дней рассчитывается по формуле:

$$T_{\text{год}} = T_{\text{кал}} - T_{\text{пр}} - T_{\text{вых}}, \quad (7.1)$$

где $T_{\text{год}}$ – количество календарных дней, 356 дней;

$T_{\text{пр}}$ – количество праздничных дней, 6 дней;

$T_{\text{пр}}$ – количество выходных дней, 30 дней.

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

Продолжительность одной рабочей смены принимается равной 12 часам, таким образом, в течение суток отрабатываются 2 смены.

7.2 Численность и заработная плата трудящихся

Расходы приведены в таблицах 7.1, 7.2, 7.3, 7.4, 7.5.

Таблица 7.1 – Административно-управленческие расходы

Должность	Штатная численность сотрудников	Выплачиваемая месячная зарплата, тыс. тг.	Годовой фонд заработной платы, тыс. тг.
Директор	1	1200	14400
Главный инженер	1	550	6600
Тех.старший инженер отдела	1	420	5040
Начальник проектного отдела	1	550	6600
Главный механик	1	410	4920
Начальник участка	1	400	4800
Горный мастер	7	350	29400
Машинист	8	400	38400
Помощник машиниста	4	310	14880
Машинисты буровой установки	16	540	103680
Водитель автопогрузчика и рабочие	34	310	126480
Электромонтер	5	380	22800

продолжение таблицы 7.1			
Должность	Штатная численность сотрудников	Выплачиваемая месячная зарплата, тыс. тг.	Годовой фонд заработной платы, тыс. тг.
Всего	90	35100	421200
Дополнительная заработная плата 8%		2800	33696
Расходы на социальное страхование 12%		4210	50544
Всего		42110	505440

Таблица 7.2 – Расчет амортизационных отчислений на основные фонды

Наименование работ и основных средств	Количество, шт	Стоимость единицы, тг	Сумма, тг	Норма амортизации, %	Амортиз. Отчисления, тг
Здания АБК	1	250000000	250000000	10	25000000
Центральный склад	1	38387000	38387000	10	3838700
Склад ВМ	1	29658200	29658200	10	2995820
Блок вспомогательных цехов	1	100954000	100954000	10	10095400
Неучтенные сооружения 10%			329431200		
Итог по зданиям и сооружениям			362374320		32973120
Вагонеточный транспорт	50	7000000	350000000	17	59000000
Самоходная буровая установка КБУ-50	6	36055200	216331200	17	36776304
Тяговое средство для вагонетки ARF-8	2	30000000	60000000	17	10200000
Неучтенная техника 15%			213 320 388		
Итог по машинам и оборудованию			626331200		106476304
Всего			1635456308		180879344

Таблица 7.3 – Затраты на материалы

Наименование материалов	Стоимость, тг	НДС, %	Сумма НДС
Строительные материалы	40750000	12%	4890000

продолжение таблицы 7.3			
Наименование материалов	Стоимость, тг	НДС, %	Сумма НДС
Инструменты	19600000	12%	2352000
Расходники	9888540	12%	1186624
Электро-оборудование	61900200	12%	7428000
Детали для ремонта	32777000	12%	3933240
Неучтенные материалы 10%	16491574		
Всего	181407314		19789864

Таблица 7.4 – Затраты на электроэнергию

Наименование потребляемой энергии	Потребление, тыс. кВт	Стоимость за 1 тыс. кВт, тг	Стоимость, тг
Здание и сооружение на поверхности	340,6	16820	5728892
Территория предприятия	202,2	16820	3401004
Подземный рудник	561,9	16820	9451158
Склады ВМ	270,1	16820	4543082
Прочие потребители энергии	258,4	16820	4346288
Всего	1633,2		27470424

Таблица 7.5 – Себестоимость полезных ископаемых

Экономические элементы и затраты	Общие затраты, тыс. тг	Себестоимость 1т полезных ископаемых, тг/т
Оплаты труда работников	505440,4	219,7
Материалы	197789,8	859,9
Амортизационные отчисления	180879,3	786,4
Расход энергии	27470,4	119,4
Себестоимость системы разработки	840029,4	1985,4

Для расчета себестоимости полезных ископаемых используем формулу:

$$\text{Себестоимость} = \frac{\text{Зарплата}}{A_r} + \frac{\text{Материалы}}{A_r} + \frac{\text{Амор.отчисл}}{A_r} + \frac{\text{Расход энегии}}{A_r} \quad (7.2)$$

$$\text{Себестоимость} = 219,7 + 786,4 + 475,3 + 119,4 = 1985,4 \text{ тг/т}$$

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данном дипломном проекте разработан проект подземной разработки Восточного участка месторождения «Нурказган».

В начале работы были выполнены расчёты для определения ключевых параметров рудника, включая его годовую производительность и срок службы.

На следующем этапе проведено сравнение двух вариантов вскрытия. В результате анализа наилучшим и наиболее рациональным способом вскрытия признано вскрытие вертикальным стволом со стороны лежачего бока в сочетании с концентрационными квершлагами.

На основе методики академика О.А. Байконурова произведён выбор из двух вариантов систем вскрытия. Оценка проводилась по пяти основным критериям с целью определить наиболее эффективный и экономически целесообразный вариант. По результатам оценки по наименьшей норме вектора была выбрана система разработки с отбойкой из подэтажных штреков.

Были выполнены расчёты параметров взрывной отбойки, включая определение линейных сопротивлений, удельного расхода взрывчатых веществ и общей длины буровых скважин.

В заключительных разделах проекта рассчитана конечная себестоимость добычи 1 тонны руды, а также рассмотрены мероприятия по охране труда, недр и окружающей среды.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 План горных работ отработки участков Западный и Восточный месторождения Нурказган подземным способом, Караганда 2013.
- 2 Кононенко М.Н., Хоменко О.Е., «Вскрытие и подготовка рудных месторождений при подземной разработке», Днепропетровск 2016 г.
- 3 Зубко С.А., Кононенко М.Н., Хоменко О.Е., «Процессы при подземной разработке рудных месторождений», Днепропетровск 2015 г.
- 4 Кононенко М.Н., Савченко Н.В., Хоменко О.Е., «Технология подземной разработки рудных месторождений», Днепр 2018 г.
- 5 Байконуров О.А. «Классификация и выбор методов подземной разработки», Алматы 2002.
- 6 А.М. Бейсебаев, М.Ж. Битимбаев, С.Ж. Дукеев, «Горно-геологический справочник по разработке рудных месторождений», Алматы, 1997.
- 7 СТ КазНТУ-09-2023.
- 8 Свод правил Республики Казахстан online.zakon.kz
- 9 Каталог продукции АО «Армакон». Вагонетки ВСК-5: технические характеристики и условия эксплуатации. — 2020. www.armacon.kz
- 10 Крюков А. В., Савельев А. А. "Вентиляция и аэрология шахт и рудников". — М.: Недра, 2015. — 416 с.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

Карта местности

