

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

Велигорский Святослав Николаевич

Подземная разработка месторождения «Чиганак»

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

6B07205 – Горная инженерия

Алматы 2025

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Некоммерческое акционерное общество «Казакский 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.

«04» 06 2025 г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

на тему: Подземная разработка месторождения «Чиганак»

6B07205– Горная инженерия

Выполнил

Велигорский С.Н

Рецензент

канд. техн. наук,

ассоц. профессор

Ельжанов Е.А

2025г.

Научный руководитель

канд. техн. наук,

ассоц. профессор

Абен Е.Х

«28» 05 2025г.



Подпись Ситпанова Р.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»

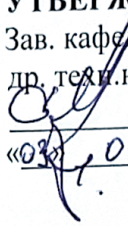
Горно-металлургический институт имени О. А. Байконурова

Кафедра «Горное дело»

УТВЕРЖДАЮ

Зав. кафедрой «Горное дело»

д-р. техн. наук, профессор

 Молдабаев С.К.

«03» 06 2025 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломного проекта

Обучающемуся: Велигорскому Святославу Николаевич

Тема: Подземная разработка месторождения «Чиганак»

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 11,42 м;

- длина простираия 820м;

- длина падения 532м;

- глубина залегания 500м;

- коэффициент потерь 12%;

- коэффициент разубоживания 9,5%;

- плотность руды 3,94 т/м³.

Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов:

а) Описание геологии месторождения

б) Определение основных параметров рудника

в) Выбор системы разработки и способа вскрытия

г) Расчёт себестоимости

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей):

предоставлены слайды презентации работы из 16 слайдов

Рекомендуемая основная литература: из 8 наименований:

- Учебно-методическое пособие «Шахтное строительство». 2023.

- План горных работ отработки участков Чиганакского месторождения комбинированным способом. – Кокшетау. 2020

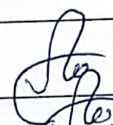
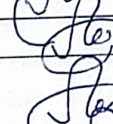
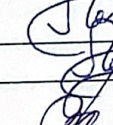
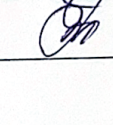
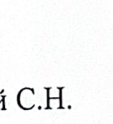
- Закон Республики Казахстан «О недрах и недропользовании». 2017.

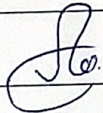
ГРАФИК
подготовки дипломного проекта

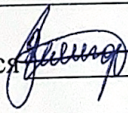
Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки предоставления научному руководителю	Примечание
Краткая геология месторождения	2.03.25 - 15.03.25	
Горная часть	16.03.25 - 28.04.25	
Дополнительные разделы проекта	29.04.25 - 15.05.25	
Экономическая часть	16.05.25 - 26.05.25	

Подписи

Консультантов и нормоконтролера на законченный дипломный проект с указанием относящихся к ним разделов работы

Наименование разделов	Консультанты, И. О. Ф	Дата подписания	Подпись
Краткая геология месторождения	Абен Е. Х.	15.03.25	
Горная часть	Абен Е. Х.	28.04.25	
Дополнительные разделы проекта	Абен Е. Х.	15.05.25	
Экономическая часть	Абен Е. Х.	26.05.25	
Норм контролер	Мендекинова Д.	02.06.2025	

Научный руководитель  Абен Е.Х.

Задание принял к исполнению обучающийся  Велигорский С.Н.

Дата

«30» 05 2025 г.

АНДАТПА

Дипломдық жобада «Чиганак» барит кен орнының жалпы мәліметтері мен тау-геологиялық жағдайлары негізінде жобаланатын рудниктің негізгі параметрлері негізделді. Карьер түбінен автомобильді көлбеу съезбен және тік көмекші оқпанмен ашу тәсілі таңдалды. Дайындау жүйесі ретінде жерасты кені өндірісінде қолданылатын қабатаралық опырыту жүйесі, руданы тиіп-тасымалдау машиналарымен жеткізу әдісі қабылданды. Өндірістік кен алу параметрлері есептеліп, бір тонна руданың өзіндік құны анықталды

АННОТАЦИЯ

В дипломном проекте, на основе анализа общих сведений и горно-геологических условий баритового месторождения «Чиганак», обоснованы основные параметры проектируемого рудника. Выбран способ вскрытия: автомобильный наклонный съезд со дна карьера в сочетании с вертикальным вспомогательным стволом. В качестве системы разработки принято подэтажное обрушение с доставкой руды погрузочно-доставочными машинами (ПДМ). Проведены расчёты параметров очистной выемки и определена себестоимость добычи одной тонны руды.

ABSTRACT

In this graduation project, based on the general information and mining-geological conditions of the «Chiganak» barite deposit, the main parameters of the designed mine were substantiated. The chosen mine access method includes a truck inclined ramp from the bottom of the open pit and a vertical auxiliary shaft. The selected mining system is sublevel caving with ore transportation by load-haul-dump (LHD) machines. Calculations of stoping parameters were carried out, and the cost of extracting one ton of ore was determined.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	7
1. Геология месторождения	8
1.1 Географо-экономическая характеристика района месторождения	8
1.2 Геологическое строение месторождения	8
1.3 Типы руд, их вещественный и качественный состав	8
2. Горная часть	10
2.1 Расчет балансовых и извлекаемых запасов	10
2.2 Определение способа разработки месторождения	11
2.3 Производственная мощность рудника	12
2.4 Срок службы рудника	13
2.5 Выбор способа вскрытия	13
2.6 Выбор системы разработки	20
2.7 Расчет параметров взрывной отбойки	24
3. Вспомогательные разделы	26
3.1 Генеральный план поверхности	26
3.2 Транспортировка	26
3.3 Вентиляция	29
3.4 Охрана окружающей среды	29
3.5 Охрана труда	30
4. Экономическая часть	32
4.1 Организация и управление производством	32
4.2 Режим функционирования рудника	32
4.3 Численность и заработная плата трудящихся	32
Заключение	
Список использованной литературы	
Приложение А	
Приложение Б	
Приложение В	
Приложение Г	

ВВЕДЕНИЕ

Горнодобывающая промышленность занимает важное место в экономике Казахстана, обеспечивая сырьём ключевые отрасли и формируя экспортный потенциал страны. Одним из перспективных объектов является Чиганакское месторождение барита, расположенное в Жамбылской области. Его запасы представляют значительный интерес для подземной разработки.

Барит представляет собой важное промышленное сырьё, особенно востребованное в нефтегазовой, химической и металлургической отраслях. Основная причина высокой потребности в добыче барита — его широкое применение в качестве утяжелителя буровых растворов при бурении нефтяных и газовых скважин. Также он используется в производстве резины, стекла, бумаги, радиационной защиты и красок. В Казахстане имеются значительные запасы барита, особенно в регионах Центрального и Южного Казахстана, включая Чиганакское месторождение. В условиях активного развития нефтегазового сектора страны, а также экспорта буровых материалов в соседние государства, спрос на барит сохраняется на стабильно высоком уровне.

Цель дипломного проекта — обоснование подземной разработки Чиганакского месторождения с учётом рентабельности, безопасности, минимизации затрат и рационального использования ресурсов.

Реализация предложенной модели разработки позволит эффективно использовать минеральные ресурсы, повысить производственные показатели и внести вклад в устойчивое развитие горнодобывающей отрасли Казахстана.

1 Геология месторождения

1.1 Географо-экономическая характеристика района

Чиганакское месторождение барита расположено в Западном Прибалхашье, на территории Моинкумского района, Жамбылской области, Республики Казахстан. Оно находится в 22 км к северо-западу железнодорожной станции Чиганак и в 24 км к западу от озера Балхаш. (Приложение А).

Рельеф района характеризуется слаборасчлененным грядовым мелкосопочным рельефом. Максимальные абсолютные отметки достигают 480 м при относительных превышениях до 30 м. В межгрядовых пространствах находятся долины сухих русел, такыры и солончаки.

Климат района пустынно-континентальный с жарким летом ($+30^{\circ}\text{C}$ – $+40^{\circ}\text{C}$) и холодной малоснежной зимой ($-15,4^{\circ}\text{C}$ – $-18,2^{\circ}\text{C}$). Годовое количество осадков составляет 130–140 мм, большая часть которых выпадает весной. Снежный покров непостоянен, его средняя глубина — 10–15 см.

В районе развита горнорудная промышленность, разрабатываются месторождения редких металлов, золота и строительных материалов. Население сосредоточено вблизи железной дороги (например, станция Чиганак и поселок Улькен).

1.2 Геологическое строение месторождения

В геологическом строении района участвуют отложения кембрия, ордовика и четвертичной системы. Кембрийские отложения представлены двумя свитами: нижней и верхней бурубайтальскими, занимающими 50% площади. Они сложены песчаниками, алевролитами, яшмокварцитами и сланцами.

Ордовикские отложения представлены вулканогенно-осадочными породами, включая конгломераты, песчаники, андезитовые порфириты и их туфы. Интрузивные породы представлены диоритами, кварцевыми диоритами, гранодиоритами и гранитами.

Структурно месторождение приурочено к северо-восточному крылу Бурунтауской антиклинали, сложенной осадочными породами верхнего кембрия. Породы имеют крутое падение (70° – 90°). Разломы в районе представлены четырьмя системами, включая субширотные, северо-западные и северо-восточные разрывы [1].

1.3 Типы руд, их вещественный и качественный состав

Руды Чиганакского месторождения классифицируются по нескольким признакам. По составу преобладают существенно-баритовые и кремнисто-баритовые типы, по текстуре — массивные, слоистые, полосчатые, реже конкреционные, по промышленной ценности — богатые, рядовые и бедные.

Основную массу составляют кремнисто-баритовые (69%) и существенно-баритовые руды (27%). Конкреционные и брекчиевидные встречаются редко — около 4%. Богатые руды (до 80% барита) составляют 55%, рядовые — 31%, бедные — 14%.

Минеральный состав прост: доминирует барит, второстепенный — кварц (халцедон). Примеси — пирит, гематит, псиломелан, лимонит, кальцит, гипс и др. Текстура в основном массивная. Барит содержится в пределах 30–92%, кварц — 6–55%, оксиды железа — до 3%, другие минералы — 3–4%.

2 Горная часть

2.1 Расчет балансовых и извлекаемых запасов

При проектировании горных предприятий одной из ключевых задач является определение оптимальных параметров рудника, которые напрямую влияют на эффективность его работы. К основным параметрам относятся: годовая производственная мощность, размеры шахтного поля и срок службы рудника. Эти показатели тесно взаимосвязаны, и их грамотный расчет обеспечивает стабильную и рентабельную работу предприятия на протяжении всего периода эксплуатации [2].

Расчёт балансовых и извлекаемых запасов является основой для планирования разработки месторождений. Балансовые запасы — это часть геологических запасов, пригодная для промышленной добычи при заданных экономических и технических условиях. Извлекаемые запасы учитывают потери и разубоживание при выбранной системе разработки. Эти расчёты проводятся на основе геологических данных, параметров рудного тела и применяемых коэффициентов, что позволяет определить объём полезного ископаемого, который можно реально извлечь [3].

Длина рудного тела достигает 820 м, находится на глубине 500 м. Мощность залежи составляя в среднем 11,42 м. Плотность руды 3,94 т/м³. Угол падения составляет 70°, потери руды 12%, разубоживание 9,5%. Содержание полезных компонентов: BaSO₄ (барит) - 65%.

Мощность рудного тела, (m) = 11,42 м

Длина простираия рудного тела, (L) = 820м

Длина падения, (L_п) = 531м

Глубина залегания, (H) = 500 м

Угол падения рудного тела, (α) = 70°

Угол сдвижения горной породы, (β) = 62°

Коэффициент потерь, (K_п) = 12% (или 0,12)

Коэффициент разубоживания, (K_р) = 9,5% (или 0,095)

Плотность руды, (γ) = 3,94 т/м³

Для расчета извлекаемых запасов (Q_{изв}) необходимо найти балансовые запасы (Q_б) по следующей формуле :

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

где L_{пр}- длина простираия рудного тела, м;

L_{пад} - длина падения рудного тела, м;

γ- плотность рудного тела, т/м³

m- мощность рудного тела, м.

$$Q_b = 820 \cdot 531 \cdot 11,42 \cdot 3,94 = 11\,946\,119 \text{ т.}$$

Теперь определим извлекаемые запасы по формуле:

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

где $K_{\text{и}}$ – коэффициент извлечения рудного тела, равен $1-K_{\text{п}}$; (2.3)
 $K_{\text{и}}=1-0,12=0,88$

$K_{\text{к}}$ – коэффициент качества равен $1-K_{\text{р}}$; (2.4)
 $K_{\text{к}}=1-0,095=0,9$

Используя формулу (2.2), найдем извлекаемые запасы:

$$Q_{\text{изв}}=11\,946\,119 \cdot (0,88/0,9) = 11\,680\,649 \text{ т.}$$

2.2 Определение способа разработки месторождения

Определение способа разработки месторождения — это ключевой этап проектирования, включающий выбор наиболее рационального варианта вскрытия, подготовки и выемки рудных запасов. Способ разработки зависит от горно-геологических условий, формы и мощности рудного тела, его устойчивости, глубины залегания, а также экономических факторов. Цель выбора — обеспечить максимальную безопасность, эффективность и минимальные потери при отработке месторождения [4].

Для определения способа разработки месторождения необходимо определить экономическую глубину карьера ($H_{\text{к}}$) по формуле:

$$H_{\text{к}} = \frac{K_{\text{и}} \cdot m \cdot K_{\text{гр}}}{\cot \beta_{\text{п}} + \cot \beta_{\text{л}}}, \quad (2.5)$$

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

m — мощность рудного тела;

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

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

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

Найдем граничный коэффициент $K_{\text{гр}}$ по формуле:

$$K_{\text{гр}} = \frac{C_{\text{п}} - C_{\text{о}}}{C_{\text{в}}}, \quad (2.6)$$

где $C_{\text{п}}$ — себестоимость добычи 1 тонны руды подземным способом;

$C_{\text{о}}$ — себестоимость добычи 1 тонны руды открытым способом;

$C_{\text{в}}$ — себестоимость вскрышных работ.

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

Имея граничный коэффициент определим $H_{\text{к}}$ по формуле (2.5):

$$H_{\text{к}} = \frac{0,88 \cdot 11,42 \cdot 2,67}{0,84+1} = 15 \text{ м.}$$

Экономическая глубина карьера равна 15 метров. Исходя из этого мы будем использовать комбинированный способ разработки. 15 метров мы будем разрабатывать открытым способом, а ниже перейдем на подземную разработку [7].

Теперь определим глубину рудного тела для подземной разработки по формуле:

$$H_{\text{рт}} = H - H_{\text{к}} \quad (2.7)$$

$$H_{\text{рт}} = 500 - 15 = 485 \text{ м.}$$

Исходя из имеющихся данных мы найдем $Q_{\text{б}}$ для открытой и подземной разработки, используя пропорцию:

$$\begin{aligned} & Q_{\text{б.о}} - 15 \text{ м.} \\ & 11\,946\,119 \text{ т} - 500 \text{ м.} \\ & Q_{\text{б.о}} = \frac{11\,946\,119 \cdot 15}{500} = 358\,383 \text{ т.} \\ & Q_{\text{б.п}} = 11\,946\,119 - 358\,383 = 11\,587\,736 \text{ т.} \end{aligned}$$

Используя формулу (2.2), найдем извлекаемые запасы для подземного способа:

$$Q_{\text{изв.п}} = 11\,587\,736 \cdot (0,88/0,9) = 11\,330\,230 \text{ т.}$$

2.3 Производственная мощность рудника

Производственная мощность рудника по горным возможностям для месторождений с углом падения от 30° до 90° определяется на основе расчёта годового понижения уровня выемки. Этот показатель отражает, сколько руды можно извлечь за год с учетом выбранной системы разработки и параметров месторождения. Расчёт производится по специальной формуле, учитывающей глубину отработки, площадь очистного фронта и другие горно-технические характеристики [5].

При наклонном и крутом падении рудного тела годовая производительность рассчитывается по формуле:

$$A_{\text{г}} = \frac{V \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot S \cdot \gamma \cdot (1 - K_{\text{п}})}{(1 - \rho)}, \quad (2.8)$$

где $V=12$, скорость понижения очистных работ в течение года, м/год;

ρ – коэффициент разубоживания руды;

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

$K_2=0,6$ – на мощность рудных тел;

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

γ – плотность руды, т/м³;

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

S_r – горизонтальная площадь рудного тела, m^2 .

Чтобы найти годовую производительность нам нужно знать площадь рудного тела S_r . Найдем ее по формуле:

$$S_r = m \cdot L_{пр}, \quad (2.9)$$

$$S_r = 11,42 \cdot 820 = 9\,365 \text{ м}^2.$$

Теперь определим годовую производительность по формуле (2.8):

$$A_r = \frac{24 \cdot 1,2 \cdot 0,6 \cdot 0,8 \cdot 9\,365 \cdot 3,94 \cdot 0,88}{0,905} = 495\,988 \sim 500\,000 \text{ т/год}$$

Для дальнейших расчетов принимаем годовую производительность 500 000 т/г.

2.4 Срок службы рудника

Найдем срок службы рудника по формуле :

$$T = T_p + T_o + T_3, \quad (2.10)$$

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

T_3 - время на затухание рудника, $T_3 = 2$ года;

T_o - основное время работы рудника

Основное время работы рудника T_o найдем по формуле

$$T_o = Q_6 / A_r, \quad (2.11)$$

$$T_o = \frac{11\,587\,736}{500\,000} = 23 \text{ года}$$

$$T = T_p + T_o + T_3 = 3 + 23 + 2 = 28 \text{ лет.}$$

Срок службы рудника подземным способом равен 28 лет.

2.5 Выбор способа вскрытия месторождения

Исходя из всех данных для вскрытия месторождения технически возможными будут два способа, которые нужно сравнить:

1) вскрытие вертикальным стволом со стороны лежащего бока и этажными квершлагами;

2) вскрытие автомобильным наклонным съездом со дна карьера и вертикальным вспомогательным стволом.

Критерием сравнительной оценки служит минимум приведенных затрат:

$$\Pi = C_{уд} + E \cdot K_{уд} \rightarrow \min, \quad (2.12)$$

где $C_{уд}$ – удельные эксплуатационные затраты, тг;
 $K_{уд}$ – удельные капитальные затраты, тг;
 E – коэффициент эффективности.

1-ый способ

Капитальные затраты

Проходка вертикального главного ствола:

$$K_{Гс} = H_{Гс} \cdot K_{Г} \cdot n_{Гс}, \quad (2.13)$$

где $H_{Гс}$ – глубина ствола, м;
 $K_{Г}$ – стоимость проведения 1 п.м. ствола, тг/м;
 $n_{Гс}$ – количество стволов.

$$K_{Гс} = 500 \cdot 260\,000 \cdot 1 = 130\,000\,000 \text{ тг.}$$

Проходка вентиляционного ствола, формула:

$$K_{вс} = H_{вс} \cdot K_{в} \cdot n_{вс}, \quad (2.14)$$

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

$$K_{вс} = 480 \cdot 260\,000 \cdot 1 = 124\,800\,000 \text{ тг.}$$

Проходка квершлагов, формула:

$$K_{квер} = L_{кв} \cdot K_{кв} \cdot n_{кв}, \quad (2.15)$$

где $L_{кв}$ – суммарная длина квершлагов, 1603 м;
 $K_{кв}$ – стоимость проведения 1 п.м. квершлага, 22 000 тг/м;
 $n_{кв}$ – количество стволов, 9.

$$K_{квер} = 1603 \cdot 22\,000 \cdot 9 = 317\,394\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений, формула:

$$Д = 9,3 + 3,24 \cdot A_{г}, \quad (2.16)$$

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

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

$$Д = 9,3 + 3,24 \cdot 0,50 = 6,3 \text{ млн. тг.}$$

Проходка и оборудование околоствольного двора найдем по формуле:

$$K_{од} = (0,24 + 0,50 \cdot A_{г}) \cdot n, \quad (2.17)$$

где A_r – годовая производительность месторождения, г/год,
 n – количество околоствольных дворов.

$$K_{од} = (0,24 + 0,50 \cdot 0,50) \cdot 9 = 3\,330\,000 \text{ тг}$$

Стоимость капитальных затрат по первому способу вскрытия составила 581 824 000 тг.

Эксплуатационные затраты:

Стоимость поддержания ствола рассчитаем по формуле:

$$C_c = H_{гс} \cdot R_{гс} \cdot T \cdot n_c, \quad (2.18)$$

где $R_{гс}$ – стоимость поддержания 1 п.м ствола, 28тг/м;

$H_{гс}$ –глубина ствола, м;

T – срок службы рудника, 28 лет;

n_c – количество стволов.

$$C_c = 500 \cdot 28 \cdot 28 \cdot 1 = 392\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость поддержания вентиляционных стволов, формула:

$$C_{вс} = H_{вс} \cdot R_{вс} \cdot T \cdot n_{вс}, \quad (2.19)$$

где $R_{вс}$ – стоимость поддержания 1 п.м ствола, 28тг/м;

$H_{вс}$ –глубина вентиляционного ствола, 480 м;

T – срок службы рудника, 28 лет;

$n_{вс}$ – количество стволов.

$$C_{вс} = 480 \cdot 28 \cdot 28 \cdot 1 = 376\,320 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания квершлага, формула :

$$C_{кв} = L_{кв} \cdot R_{кв} \cdot T, \quad (2.20)$$

где $R_{кв}$ – стоимость поддержания 1 п.м квершлага, 16тг/м;

$L_{кв}$ –суммарная длина квершлагов 1603м;

T – срок службы рудника, 28 лет.

$$C_{кв} = 1603 \cdot 16 \cdot 28 = 718\,144 \text{ тг}$$

Стоимость подъема руды по стволу, формула:

$$C_{под} = Q_{изв} \cdot \frac{H_{гс}}{2} \cdot K_{под}, \quad (2.21)$$

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

$$C_{под} = 11\,330\,23 \cdot \frac{500}{2} \cdot 0,008 = 22\,662\,460 \text{ тг.}$$

Стоимость откатки по квершлагу, формула:

$$C_{от} = L_{ср.кв} \cdot Q_{изв} \cdot K_{от}, \quad (2.22)$$

где $L_{ср.кв}$ – средняя длина квершлагов, 178 м;

$K_{от}$ – стоимость откатки, тг/т.

$$C_{от} = 178 \cdot 11\,330\,230 \cdot 0,002 = 4\,033\,561 \text{ тг.}$$

Стоимость ремонта надшахтных зданий и сооружений рассчитаем по формуле:

$$Д = (0,164 + 0,07 \cdot A_r) \cdot T, \quad (2.23)$$

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

$$Д = (0,164 + 0,07 \cdot 0,50) \cdot 28 = 5\,572\,000 \text{ тг.}$$

Сумма эксплуатационных затрат по первому способу вскрытия составляет 33 724 485 тг.

2-й способ

Капитальные затраты:

Проходка вентиляционного ствола, формула

$$K_{вс} = H_{вс} \cdot K_v \cdot n_{вс}, \quad (2.24)$$

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

K_v – стоимость проведения 1 п.м. ствола, тг/м;

$n_{вс}$ – количество стволов.

$$K_{вс} = 480 \cdot 260\,000 \cdot 1 = 124\,800\,000 \text{ тг.}$$

Проведение наклонного съезда, формула:

$$K_{н.с} = L_{н.с} \cdot K_n, \quad (2.25)$$

где $L_{н.с}$ – длина наклонного съезда, м;

K_n – стоимость проведения 1 п.м наклонного съезда, тг/м.

$$K_{н.с} = 3857 \cdot 25\,000 = 96\,425\,000 \text{ тг.}$$

Длина наклонных съездов определена в результате изображения на чертеже по исходным данным.

Проведение заездов найдем по формуле:

$$K_з = L_з \cdot K_з, \quad (2.26)$$

где $L_з$ – длина заезда, м;

$K_з$ – стоимость проведения 1 п.м. заезда, тг/м.

$$K_з = 180 \cdot 22\,000 = 3\,960\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость строительства надшахтных сооружений, формула:

$$Д=9,3+3,24 \cdot A_r \quad (2.27)$$

где A_r - годовая производительность месторождения, т/год.

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

$$Д=9,3 + 3,24 \cdot 0,50 = 10\,920\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость капитальных затрат по второму способу вскрытия составила 236 105 000 тг

Эксплуатационные затраты:

Стоимость поддержания вентиляционного ствола шахты, формула:

$$C_{bc} = H_{bc} \cdot R_{bc} \cdot T \cdot n_{bc}, \quad (2.28)$$

где R_{bc} – стоимость поддержания 1 п.м ствола, 28 тг/м;

H_{bc} – глубина вентиляционного ствола, 480 м;

T - срок службы рудника, 28 лет;

n_{bc} - количество стволов.

$$C_{bc} = 480 \cdot 28 \cdot 28 \cdot 1 = 376\,320 \text{ тг.}$$

Стоимость поддержания наклонного съезда, формула:

$$C_{n.c} = H_{n.c} \cdot R_{n.c} \cdot T, \quad (2.29)$$

где $H_{n.c}$ – длина наклонного съезда, 3317 м;

$R_{n.c}$ – стоимость поддержания 1 п.м. наклонного съезда, 16 тг/м;

T – срок службы рудника, 28 лет.

$$C_{n.c} = 3317 \cdot 16 \cdot 28 = 1\,478\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость поддержания заездов, формула:

$$C_3 = 2L_3 \cdot R_3 \cdot n_3, \quad (2.30)$$

где L_3 - длина заездов, м;

R_3 – стоимость поддержания 1 п.м заезда, тг/м;

n_3 - количество заездов.

$$C_3 = 2 \cdot 180 \cdot 16 \cdot 5 = 28\,800 \text{ тг.}$$

Стоимость ремонта надшахтных зданий и сооружений, формула:

$$Д = (0,164 + 0,07 \cdot A_r) \cdot T, \quad (2.31)$$

где A_r - годовая производительность месторождения, т/год.

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

$$Д = (0,164 + 0,07 \cdot 0,50) \cdot 28 = 5\,572\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость подъема руды по НТС, формула:

$$C_{\text{под}} = Q_{\text{изв}} \cdot \frac{H_{\text{н.с}}}{2} \cdot K_{\text{под}}, \quad (2.32)$$

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

$$C_{\text{под}} = 11\,587\,736 \cdot \frac{3317}{2} \cdot 0,008 = 153\,746\,000 \text{ тг.}$$

Сумма эксплуатационных затрат по первому способу вскрытия составляет 161 451 120 тг.

Приведенные затрат:

$$\Pi = C_{\text{уд}} + E \cdot K_{\text{уд}} \rightarrow \min, \quad (2.33)$$

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

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

E – коэффициент эффективности, 0,12.

$$C_{\text{уд}} = \sum \text{эксплуатационных затрат} / Q_{\text{изв}}, \quad (2.34)$$

$$K_{\text{уд}} = \sum \text{капитальных затрат} / A_{\text{г}}, \quad (2.35)$$

1) Вскрытие вертикальным стволом со стороны лежачего бока и этажными квершлагами

$$C_{\text{уд}} = 33\,724\,485 / 11\,587\,736 = 2,9$$

$$K_{\text{уд}} = 581\,824\,000 / 500\,000 = 1163,6$$

$$\Pi = 2,9 + 0,12 \cdot 1163,6 = 142 \text{ тг/т}$$

2) Вскрытие автомобильным наклонным съездом со дна карьера и вертикальным вспомогательным стволом:

$$C_{\text{уд}} = 161\,451\,120 / 11\,587\,736 = 13,9$$

$$K_{\text{уд}} = 236\,105\,000 / 500\,000 = 472,2$$

$$\Pi = 13,9 + 0,12 \cdot 472,2 = 70 \text{ тг/т}$$

Вывод

Исходя из проведенных расчетов, экономически выгоднее принять второй способ вскрытия, вскрытие автомобильным наклонным съездом со дна карьера и вертикальным вспомогательным стволом (приложение Б)

2.6 Выбор системы разработки

Система разработки в горном деле - установленный для данных геологических условий залегания определенный порядок ведения подготовительных и очистных работ в пределах этажа, горизонта или панели,

увязанный в пространстве и времени. Это способ, по которому организуют добычу полезных ископаемых из недр земли. Это целый комплекс технических и организационных решений по отбойке, погрузке и доставке, поддержания выработанного пространства.

Каждая система разработки должна выполнять несколько требований:

- безопасность и минимизация рисков;
- экономичность и эффективность;
- полнота извлечения полезного ископаемого;
- экологическая безопасность.

Все системы разделены на три класса по принципу поддержания очистного пространства в период извлечения отбитой руды.

- с естественным поддержанием очистного пространства. Очистная выемка состоит в отбойке и доставке руды, а при необходимости и вторичном дроблении; породы вокруг очистного пространства не обрушаются;

- с обрушением руды и вмещающих пород (без поддержания выработанного пространства). Очистная выемка включает те же процессы, но очистное пространство после обрушения не поддерживается;

- с искусственным поддержанием очистного пространства. К отбойке и доставке руды добавляется закладка или крепление, либо то и другое.

Выбор системы разработки можно разделить на два этапа:

- 1) выбор по горно-геологическим условиям месторождения;
- 2) сравнение выбранных систем на первом этапе.

Исходя из горно-геологических условий месторождения мы выбираем 2-4 более подходящие системы разработки.

На втором этапе находим важные технико-экономические показатели для выбранных систем для разработки (таблица 2.1).

Таблица 2.1 – Показатели по всем системам разработки

ТЭП	1	2	3	4
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
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	K_5^1	K_5^2	K_5^3	K_5^n

Каждый столбец в таблице представляет собой отдельную систему разработки и формирует вектор-столбец. Далее происходит сравнение значений этих систем разработки. Предположим, что в первой строке показатель — это производительность труда, и чем выше производительность, тем более эффективной считается система разработки. Во второй строке находится другой показатель, где, наоборот, чем ниже значение, тем лучше. Таким образом, выделяются наилучшие показатели, которые выделяются скобкой.

Дальше по каждому столбцу находим абсолютные отклонения каждого показателя от более правильного значения по формуле:

$$\delta = \frac{k_1^i - k_1^{i0}}{k_1^{i0}} \quad (2.35)$$

Исходя из полученных чисел, получается матрица относительных отклонений:

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

На каждый столбец матрицы вычисляется планка нормы вектора отклонения:

$$\begin{aligned} R_1 &= \sqrt{(\delta_1^1)^2 + (\delta_2^1)^2 + (\delta_3^1)^2 + (\delta_4^1)^2 + (\delta_5^1)^2 + (\delta_6^1)^2} \\ R_2 &= \sqrt{(\delta_1^2)^2 + (\delta_2^2)^2 + (\delta_3^2)^2 + (\delta_4^2)^2 + (\delta_5^2)^2 + (\delta_6^2)^2} \\ R_3 &= \sqrt{(\delta_1^3)^2 + (\delta_2^3)^2 + (\delta_3^3)^2 + (\delta_4^3)^2 + (\delta_5^3)^2 + (\delta_6^3)^2}, \quad (2.36) \end{aligned}$$

Система разработки, в которой норма вектора R будет минимальной, будет соответствовать верности системы.

Опираясь на имеющиеся данные, я выявил 2 подходящие системы разработки:

1. Система разработки с подэтажным обрушением.
2. Система разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков с применением самоходного оборудования.

Для выбора более подходящей системы делаем сравнительную оценку по методу Байконурова О.А.

Очистную выемку выполняют сплошным забоем на всю протяжённость блока. В цикл очистных работ входят бурение горизонтальных глубоких скважин, их взрывание, последующее проветривание выработки, выпуск излишков руды и зачистка кровли. Количество извлекаемой руды определяется её коэффициентом разрыхления. После выхода очистного забоя на границу подштрекового целика переходят к выпуску всей ранее замагазинированной руды из блока.

Внесем показатели в таблицу (таблица 2.2):

Таблица 2.2 – Техничко-экономические показатели

Техничко-экономические показатели	Система разработки с восходящими горизонтальными слоями с закладкой и доставкой ПДМ	Система разработки с подэтажным обрушением
Производительность заб. раб., т/см	40 т/см	100 т/см
Себестоимость добычи, тг	5692 тг	4269 тг
Потери руды, %	17%	25%
Разубоживание руды, %	10%	20%
Объем ПНР, м	16 м	6 м

Исходя из таблицы выбираем наилучшие показатели.

$$\begin{aligned}
 \Delta I_1^1 &= \left| \frac{40-100}{40} \right| = 1,5 & \Delta I_1^2 &= \left| \frac{100-100}{100} \right| = 0 \\
 \Delta I_2^1 &= \left| \frac{5692-4269}{4269} \right| = 0,3 & \Delta I_2^2 &= \left| \frac{4269-4269}{4269} \right| = 0 \\
 \Delta I_3^1 &= \left| \frac{17-17}{17} \right| = 0 & \Delta I_3^2 &= \left| \frac{25-17}{17} \right| = 0,4 \\
 \Delta I_4^1 &= \left| \frac{10-10}{10} \right| = 0 & \Delta I_4^2 &= \left| \frac{20-10}{10} \right| = 1 \\
 \Delta I_5^1 &= \left| \frac{16-6}{6} \right| = 1,6 & \Delta I_5^2 &= \left| \frac{6-6}{6} \right| = 0
 \end{aligned}$$

Составим матрицу из полученных значений

$$\Delta I = \begin{vmatrix} 1,5 & 0 \\ 0,3 & 0 \\ 0 & 0,4 \\ 0 & 1 \\ 1,6 & 0 \end{vmatrix}$$

Найдем норму вектора по формуле (2.36):

$$R_1 = \sqrt{(1,5)^2 + (0,3)^2 + (1,6)^2} = 2,2$$

$$R_2 = \sqrt{(0,4)^2 + (1)^2} = 1,07$$

$$R_1 > R_2$$

ВЫВОД

По результатам расчетов наиболее целесообразным вариантом является выбор первой системы разработки — системы с подэтажным обрушением (приложение В).

Эта система наиболее эффективно применяется при отработке крутонаклонных мощных и очень мощных рудных тел в условиях слабоустойчивых вмещающих пород. При этом важным требованием является устойчивость руды к процессам самовозгорания, слёживания и окисления. Размеры блоков при данной системе составляют: длина — от 100 до 120 метров, высота — от 40 до 60 метров. Высота подэтажа может колебаться в пределах от 8–10 до 15–18 метров.

Руду отрабатывают с применением глубоких шпуров или скважин. После взрывных работ рудная масса под действием силы тяжести поступает в буро-доставочные выработки, откуда далее транспортируется погрузочно-доставочной машиной (ПДМ) к рудоспуску. По мере выборки руды, вследствие слабой устойчивости пород, происходит их обрушение и частичное заполнение выработанного пространства.

Основные технико-экономические показатели следующие: потери руды достигают 15–20%, уровень разубоживания — порядка 25–30%, средняя сменная выработка одного рабочего — 80–100 тонн, объём подготовительно-нарезных работ на 1000 тонн руды составляет 6–9 м³.

Среди преимуществ метода можно выделить высокую производительность и сравнительно низкие затраты на добычу. К числу недостатков относится повышенная сложность механизации процессов.

2.7 Расчет параметров взрывной отбойки

Отбойка руды с использованием скважинных зарядов является одним из основных методов проведения буровзрывных работ при разработке мощных и средних по мощности рудных тел.

Ключевыми параметрами скважинной отбойки выступают: линия наименьшего сопротивления (ЛНС), расстояние между скважинами, их количество, длина и диаметр. Расчет линии наименьшего сопротивления производится по формуле Л.И. Барона:

$$W = \frac{d \cdot \sqrt{0,785 \cdot \Delta \cdot k_3}}{\sqrt{m \cdot q}} \quad (2.37)$$

где d — диаметр скважины, 100мм;

Δ - плотность заряжания, 1000 кг/м³ ;

k_3 - коэффициент заполнения скважины, 0,75;

m — коэффициент сближения зарядов (при огневом 1,2-1,5; при электровзрывании 1-1,5), 1;

q – удельный расход ВВ, 0,9 кг/м³.
Удельный расход ВВ найдем по формуле:

$$q = q_0 \cdot e \cdot k_2 \cdot k_4 \cdot k_5 \cdot k_6 \cdot k_7, \quad (2.38)$$

где q_0 – теоретический удельный расход ВВ, 0,9 кг/м³;
 k_2 – коэффициент, учитывающий трещиноватость требуемого качества дробления;
 k_4 – коэффициент, учитывающий условия отбойки;
 k_5 – коэффициент, учитывающий способ заряжения скважин;
 k_6 – коэффициент, учитывающий диаметр заряда;
 k_7 – коэффициент, учитывающий схему расположения скважин.

$$k_2 = \left(\frac{l_{тр}}{a_k} \right)^n \quad (2.39)$$

где $l_{тр}$ – среднее расстояние между видимыми трещинами в массиве;

$$k_2 = \left(\frac{0,7}{0,7} \right)^{0,55} = 1$$

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

$$k_6 = \left(\frac{0,1}{0,105} \right)^1 = 0,95$$

$$q = 0,9 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 0,95 \cdot 1,3 = 1 \text{ кг/м}^3$$

$$W = \frac{0,1 \cdot \sqrt{0,785 \cdot 1000 \cdot 0,7}}{\sqrt{1 \cdot 1}} = 2,3 \text{ м}$$

$$a_{max} = 1,5 - 1,7W = 1,5 - 1,7 \cdot 2,3 = 5,1 \text{ м}$$

$$a_{min} = 0,5 - 0,7W = 0,5 - 0,7 \cdot 2,3 = 1,15 \text{ м}$$

Для расчета объема руды в слое используем формулу:

$$V_c = B \cdot W \cdot H_c \quad (2.41)$$

где B – ширина отбиваемого слоя, м;
 H_c – высота отбиваемого слоя, м.

$$V_c = 15 \cdot 2,3 \cdot 25 = 862,5 \text{ м}^3$$

3 Вспомогательные разделы

3.1 Генеральный план поверхности

При размещении объектов на отработанных участках действующей компании, занимающейся добычей природных ресурсов, необходимо обеспечивать их автономную работу.

По согласованию с добывающим предприятием допускается использование для нужд объекта транспортных и вентиляционных выработок, водоотливного и прочего оборудования, а также зданий и сооружений, расположенных на поверхности.

В процессе проектирования объектов следует учитывать габаритные размеры и массу отдельных частей строительных конструкций и оборудования, чтобы обеспечить их транспортировку по выработкам и последующий монтаж.

При планировании размещения подразделений компании в горных выработках важно учитывать расположение цехов и служб таким образом, чтобы обеспечивать технологическую целесообразность, максимальную поточность производства и комплексную механизацию внутрицехового и междцехового автотранспорта.

Расположение производственных подразделений и служб объекта — как на поверхности, так и в подземных выработках — должно определяться проектным планом с учетом принятых транспортных и научно-технических решений, требований прочности, экономических характеристик и других факторов.

На поверхности, как правило, размещаются (приложение Г):

- административно-бытовые здания;
- постройки для горноспасательных подразделений, охраны и отдыха обслуживающего персонала;
- котельные и цеха с горячими процессами;
- склады запасных частей, горючих веществ, легковоспламеняющихся жидкостей, химикатов, баллонов с техническими газами, строительных материалов и продуктов питания, металла;
- производственные цехи и мастерские.

3.2 Транспортировка

Транспортировка руды является важнейшим звеном в технологической цепочке подземной разработки месторождений. От эффективности работы транспортных средств зависит не только ритмичность ведения горных работ, но и соблюдение производственных планов по добыче, а также себестоимость конечной продукции. На подземных рудниках, где протяжённость и сложность маршрутов значительна, особенно важно обеспечить надёжную и непрерывную подачу полезного ископаемого от забоев к складам временного хранения или на рудоподъём.

В настоящем дипломном проекте рассматривается разработка Чиганакского месторождения в Жамбылской области подземным способом. Проектная производительность составляет 500 000 тонн руды в год, при этом работы ведутся в две смены по 12 часов в течение 322 рабочих дней в году.

Для транспортировки руды на участке выбраны погрузочно-доставочные машины (ПДМ) типа Sandvik LH307, обладающие ковшем вместимостью до 6,7 тонн. Среднее время одного транспортного цикла (погрузка – доставка – разгрузка – возврат) составляет около 20 минут. В расчётах будет определено необходимое количество машин для обеспечения заданной производительности, а также рассмотрена их эффективность в условиях рассматриваемого предприятия.

Для начала определимо общее количество смен в году:

$$N_{\text{см}} = T_{\text{год}} \cdot 2 \quad (3.1)$$

где $N_{\text{см}}$ – общее количество смен в году;

$T_{\text{год}}$ – количество смен в году.

$$N_{\text{см}} = 322 \cdot 2 = 644 \text{ смен}$$

Теперь найдем суточную и сменную производительность по формуле:

$$Q_{\text{сут}} = \frac{A_{\text{г}}}{T_{\text{год}}} \quad (3.2)$$

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

$T_{\text{год}}$ – количество смен в году.

$$Q_{\text{сут}} = \frac{500000}{322} = 1\,552 \text{ т/сут}$$

Сменная производительность рассчитывается по формуле:

$$Q_{\text{см}} = \frac{Q_{\text{сут}}}{2} \quad (3.3)$$

где $Q_{\text{сут}}$ – суточная производительность.

$$Q_{\text{см}} = \frac{1\,552}{2} = 776 \text{ т/смена}$$

Теперь рассчитаем производительность одной ПДМ за смену по формуле:

$$n_{\text{р}} = \frac{t_{\text{см}}}{t_{\text{д}}} \quad (3.4)$$

где $t_{\text{см}}$ – время одной смены;

$t_{\text{д}}$ – время цикла погрузки и доставки, 0,33ч.

$$n_{\text{см}} = \frac{12}{0,33} = 36 \text{ рейсов}$$

Найдем производительность одной ПДМ за смену по формуле:

$$Q_{\text{пдм}} = q_{\text{ков}} \cdot n_{\text{р}} \quad (3.5)$$

где $q_{\text{ков}}$ – грузоподъемность ковша;

$n_{\text{р}}$ – количество рейсов.

$$Q_{\text{пдм}} = 6,7 \cdot 36 = 241 \text{ т/смена}$$

Количество необходимых машин найдем по формуле:

$$N_{\text{пдм}} = \frac{Q_{\text{см}}}{Q_{\text{пдм}}} \quad (3.6)$$

где $Q_{\text{см}}$ – суточная производительность;

$Q_{\text{пдм}}$ – дневная производительность.

$$N_{\text{пдм}} = \frac{776}{241} = 321$$

Для транспортировки 500 000 т руды в год при сменности 2×12 ч, требуется 4 ПДМ Sandvik LH307.

3.3 Вентиляция

Вентиляция играет ключевую роль в обеспечении безопасных и эффективных условий труда при подземной разработке месторождений. Она необходима для подачи свежего воздуха к рабочим местам, удаления вредных и взрывоопасных газов, пыли и избыточного тепла, возникающего в процессе ведения горных работ и работы оборудования. От правильной организации системы проветривания зависит не только здоровье и безопасность работников, но и стабильность производственного процесса.

На Чиганакском месторождении, где подземная добыча ведется с глубины ниже 485 м, система вентиляции включает два вентиляционных ствола и один основной ствол. Также используется наклонный транспортный съезд (НТС) со дна карьера, через который подается часть приточного воздуха в подземные выработки. Для организации вытяжной вентиляции на устьях обоих вентиляционных стволов предусмотрена установка главных вентиляторных установок типа ВЦД-31,5. Это центробежные вентиляторы двустороннего всасывания, способные обеспечивать производительность до 100 м³/с при давлении до 4000 Па. Их мощность составляет 160–250 кВт. Схема предполагает дублирование оборудования по схеме 1+1 (один рабочий, один резервный вентилятор), что гарантирует надежную работу вентиляционной системы.

Для обеспечения подачи воздуха в тупиковые выработки и очистные забои используются вспомогательные вентиляторы типа ВЦ-6,3. Это центробежные установки производительностью до 10 м³/с и давлением до 3000 Па, которые размещаются на участках в непосредственной близости к рабочим забоям и обеспечивают локальную вентиляцию.

Общая схема вентиляции участка организована следующим образом: приточный воздух поступает через наклонный съезд и основной ствол, а вытяжка загрязненного воздуха осуществляется через оба вентиляционных ствола с использованием вентиляторов ВЦД-31,5. Вспомогательные вентиляторы ВЦ-6,3 обеспечивают дополнительную подачу свежего воздуха на глубину и в труднодоступные участки горных выработок. Такая организация проветривания обеспечивает стабильную и безопасную работу всего подземного комплекса месторождения.

3.4 Охрана окружающей среды

Охрана окружающей среды осуществляется на основе соблюдения следующих ключевых принципов:

- приоритет сохранения жизни и здоровья человека, а также охраны и восстановления окружающей среды, обеспечивающей условия для жизни, труда и отдыха населения;
- гармоничное решение экологических и социально-экономических задач с целью перехода Республики Казахстан к устойчивому развитию в условиях рыночной экономики и удовлетворения потребностей нынешнего и будущих поколений в благоприятной экологической обстановке;
- обеспечение природной безопасности и восстановление нарушенных экосистем на территориях с неблагоприятной экологической ситуацией;
- рациональное использование и восстановление природных ресурсов, постепенное введение платы за природопользование и формирование экономического механизма охраны окружающей среды;
- сохранение биологического разнообразия и природных объектов, обладающих особой экологической, научной или культурной ценностью;
- осуществление государственного контроля и регулирования, а также неотвратимость ответственности за экологические правонарушения;
- предупреждение негативного воздействия на окружающую среду и проведение оценки предполагаемого экологического воздействия;
- координация, законность, открытость и согласованность действий государственных органов в сфере экологического контроля и природопользования;
- обязательное проведение производственного экологического контроля при осуществлении потенциально опасных видов деятельности;
- обеспечение эффективного участия граждан, общественных организаций и органов местного самоуправления в охране окружающей среды;
- развитие международного сотрудничества в области охраны окружающей среды на основе норм международного права.

В рассматриваемом случае после завершения разработки месторождения необходимо в обязательном порядке провести рекультивационные мероприятия.

3.5 Охрана труда

Охрана труда представляет собой совокупность законодательных, социально-экономических, организационных, технических, санитарно-гигиенических и лечебно-профилактических мероприятий, направленных на обеспечение безопасности, сохранение здоровья и трудоспособности работников в процессе их трудовой деятельности.

Основной задачей охраны труда является снижение вероятности травматизма и профессиональных заболеваний при одновременном создании комфортных условий труда и сохранении высокой производительности. Современные условия производства зачастую сопряжены с воздействием опасных и вредных факторов. Опасные производственные факторы — это условия, при которых возможно получение травмы или развитие профессионального заболевания. К таким факторам, например, относятся подвижные части оборудования, высокая температура и т.д. Вредные производственные факторы — это воздействия, которые при определённых условиях могут вызывать ухудшение здоровья или снижение работоспособности. Среди них: загрязнённый воздух, избыточное тепло, недостаточная освещённость, шум, вибрация, ионизирующее, лазерное и электромагнитное излучения.

Законодательные и нормативные основы охраны труда включают в себя следующие принципы:

- организацию системы охраны труда на предприятиях;
- соблюдение правил техники безопасности и производственной санитарии;
- обеспечение работников средствами индивидуальной защиты от вредных воздействий;
- особые меры охраны труда для женщин, несовершеннолетних и лиц с ограниченной трудоспособностью;
- установление правовых норм и ответственности за нарушение требований охраны труда.

Основные положения в этой сфере закреплены в Кодексе законов о труде. Ответственность за создание безопасных и здоровых условий труда возложена на работодателя. Все производственные здания и сооружения должны соответствовать нормам, обеспечивающим безопасность работников. Это включает в себя: рациональное использование производственных площадей, корректную эксплуатацию оборудования, защиту работников от воздействия вредных факторов, а также соблюдение санитарно-гигиенических требований на рабочих местах [6].

4 Экономическая часть

4.1 Организация и управление производством

В условиях подземной разработки месторождения основными производственными этапами являются вскрытие, очистка и транспортировка горной массы. Выемка руды и пустой породы и их подъем на поверхность осуществляются посредством транспортного наклонного отката (НТС) с применением самоходных машин. Техническое обслуживание и ремонт оборудования, эксплуатируемого в подземных выработках, выполняются непосредственно на руднике силами слесарей, а также при участии специалистов ремонтно-механического подразделения предприятия.

4.2 Режим функционирования рудника

На основании проведенных наблюдений установлено, что режим работы персонала рудника оказывает значительное влияние на технико-экономические показатели производства. В целом, режим работы подразделяется на два типа: годовой и суточный. Работа может вестись как непрерывно, так и с перерывами.

Количество рабочих дней рудника определим по формуле:

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

где $T_{\text{к}}$ – количество календарных дней в году, 365 дней;

$T_{\text{пр}}$ – праздничные дни в году, 13 дней;

$T_{\text{вых}}$ – выходные дни в году, 30 дней.

$$T_{\text{год}} = 365 - 13 - 30 = 322 \text{ дня}$$

В день работает 2 смены по 12 часов.

4.3 Численность и заработная плата трудящихся

Расходы приведены в таблицах 4.1, 4.2, 4.3, 4.4, 4.5.

Административно-управленческие расходы в горнодобывающем предприятии охватывают все затраты, связанные с организацией, планированием, контролем и обеспечением бесперебойной работы производства. К ним относятся заработная плата административного и инженерно-технического персонала (директора, главного инженера, главного геолога, начальников смен, отдела охраны труда и других руководителей), а также налоги, отчисления и компенсации, связанные с персоналом.

Кроме того, в данную статью входят расходы на канцелярские принадлежности, программное обеспечение, услуги связи (интернет, мобильная и радиосвязь), охрану, командировки, обучение персонала, аренду офисных

помещений (если есть), коммунальные платежи, бухгалтерское и юридическое сопровождение, страхование ответственности и имущества[8].

Таблица 4.1 – 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
Помощник машиниста буровой установки	10	360	43200
Водитель автопогрузчика и рабочие	34	310	126480
Электромонтер	5	380	22800
Всего	90	35100	421200
Дополнительная заработная плата 8%		2800	33696
Расходы на социальное страхование 12%		4210	50544
Всего		42110	505440

Расчет амортизационных отчислений на основные фонды представляет собой определение ежегодной суммы износа оборудования, зданий, техники и других долгосрочных активов, используемых в производственном процессе. Эти отчисления позволяют равномерно распределить стоимость основного средства на весь срок его службы и являются важной частью себестоимости добычи.

Амортизация формирует амортизационный фонд, из которого впоследствии финансируются капитальные ремонты и обновление оборудования, что особенно важно для горнодобывающих предприятий, где техника работает в тяжёлых условиях и быстро изнашивается.

Таблица 4.2 – 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	160432000	160432000	10	16043200
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
Самоходная буровая установка КБУ-50	2	36055200	72110400	17	12258768
Погрузочно-доставочная машина Sandvik LH307	4	75000000	300000000	17	51000000
Неучтенная техника 10%			37758768		
Итог по машинам и оборудованию			409870000		63258768
Всего			772244320		96231888

Таблица 4.3 – Затраты на материалы

Наименование материалов	Стоимость, тг	НДС, %	Сумма НДС
Строительные материалы	40125980	12%	4815118
Инструменты	13600000	12%	1632000
Расходники	7508540	12%	901000
Электро-оборудование	45900200	12%	5508000
Детали для ремонта	21777000	12%	2613240
Неучтенные материалы 10%	12891172		
Всего	141802892		15469358

Таблица 4.4 – Затраты на электроэнергию

Наименование объекта 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 4.5 – Себестоимость полезных ископаемых

Экономические элементы и затраты	Общие затраты, тыс. тг	Себестоимость 1т полезных ископаемых, тг/т
Фонд оплаты труда работников	505440,4	1010,8
Материалы	141802,3	283,6
Амортизационные отчисления	96231,8	192,4
Расход энергии	27470,4	54,9
Себестоимость системы разработки	745444,9	1490,7

Для расчета себестоимости полезных ископаемых используем формулу:

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

$$\text{Себестоимость} = 1010,8 + 283,6 + 192,4 + 54,9 = 1541,7 \text{ тг/т}$$

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В ходе выполнения дипломного проекта была разработана технологическая схема подземной отработки Чиганакского месторождения барита, расположенного в Жамбылской области Республики Казахстан. На основе анализа геологических условий, было обосновано применение подэтажной системы разработки с буровзрывными работами.

В проекте рассмотрены основные этапы подземной добычи, в том числе вскрытие запасов с применением автомобильного наклонного съезда со дна карьера и вертикальных стволов. Разработан генеральный план поверхности, включающий инфраструктуру, вентиляционные и главные стволы, складские и производственные помещения.

Проведены расчёты по годовой производительности предприятия, транспортной логистике с применением погрузочно-доставочных машин Sandvik LH307, и определено необходимое количество техники. В экономической части определены ориентировочные затраты на основные объекты и оборудование, рассчитана численность персонала и заработные платы.

Разработка проекта позволяет обеспечить рациональное и безопасное извлечение запасов полезного ископаемого с учётом современных требований к охране труда, экологической безопасности и экономической эффективности. Полученные результаты могут быть использованы при практической реализации проекта на стадии технического проектирования или при аналогичных условиях разработки других месторождений.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 План горных работ отработки участков Чиганакского месторождения комбинированным способом. – Кокшетау. 2020
- 2 Пригорский М.М. «Горная энциклопедия». 2020.
- 3 Учебно-методическое пособие «Шахтное строительство». 2023.
- 4 Раскильдинов Б.У. «Стадии подземной разработки рудных месторождений». -Алматы. 2015.
- 5 Закон Республики Казахстан «О недрах и недропользовании». 2017.
- 6 «Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов». 2023.
- 7 Баранов С.В., Григорьев, М.Е. «Горные выработки и технологии подземной разработки месторождений». -Алматы: КазГТУ, 2014.
- 8 Афанасьев А.М. «Экономика горной промышленности»: Учебник. -М.: Изд-во «Юрайт», 2016.

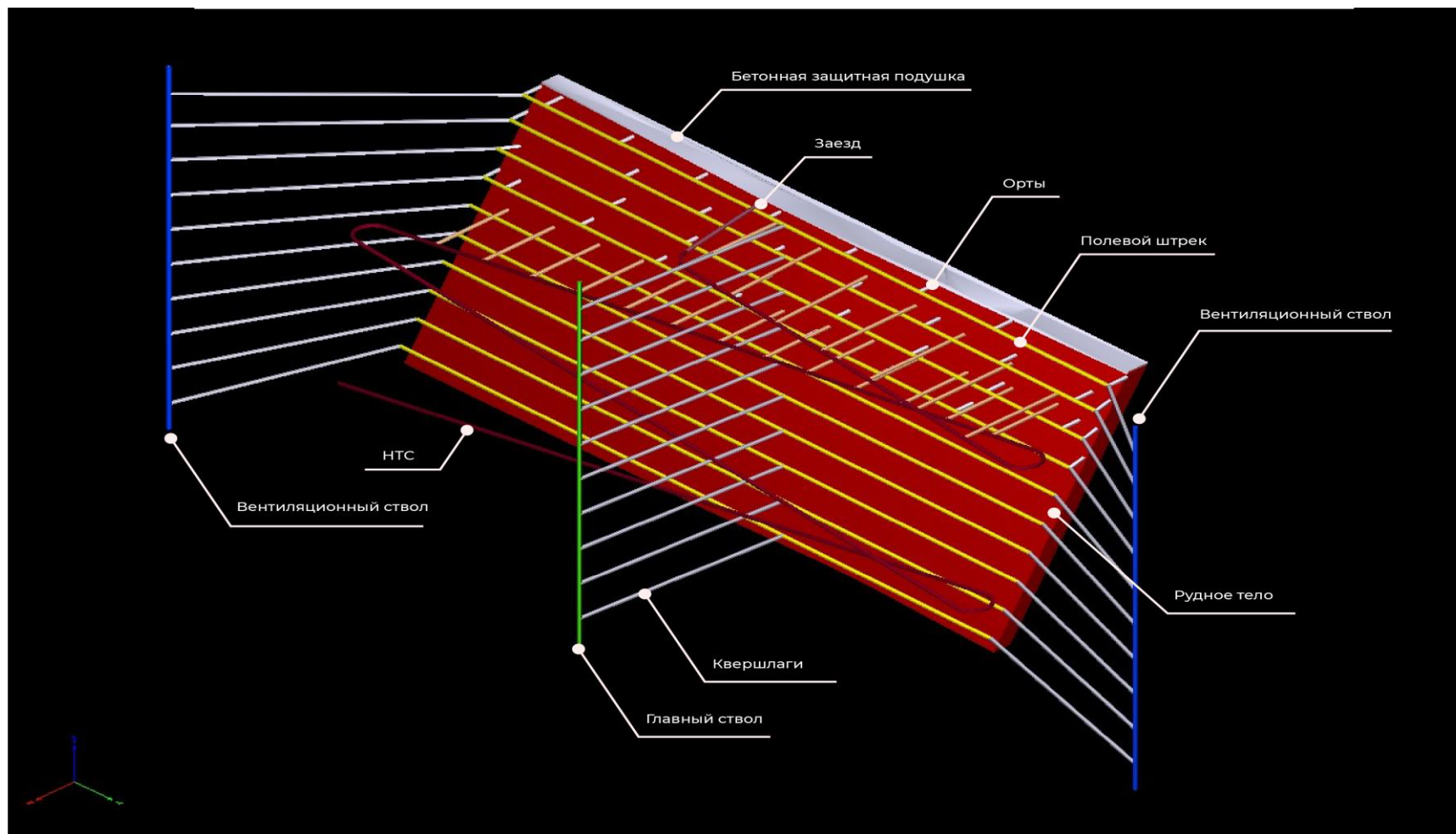
Приложение А

ОБЗОРНАЯ КАРТА МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЧИГАНАК



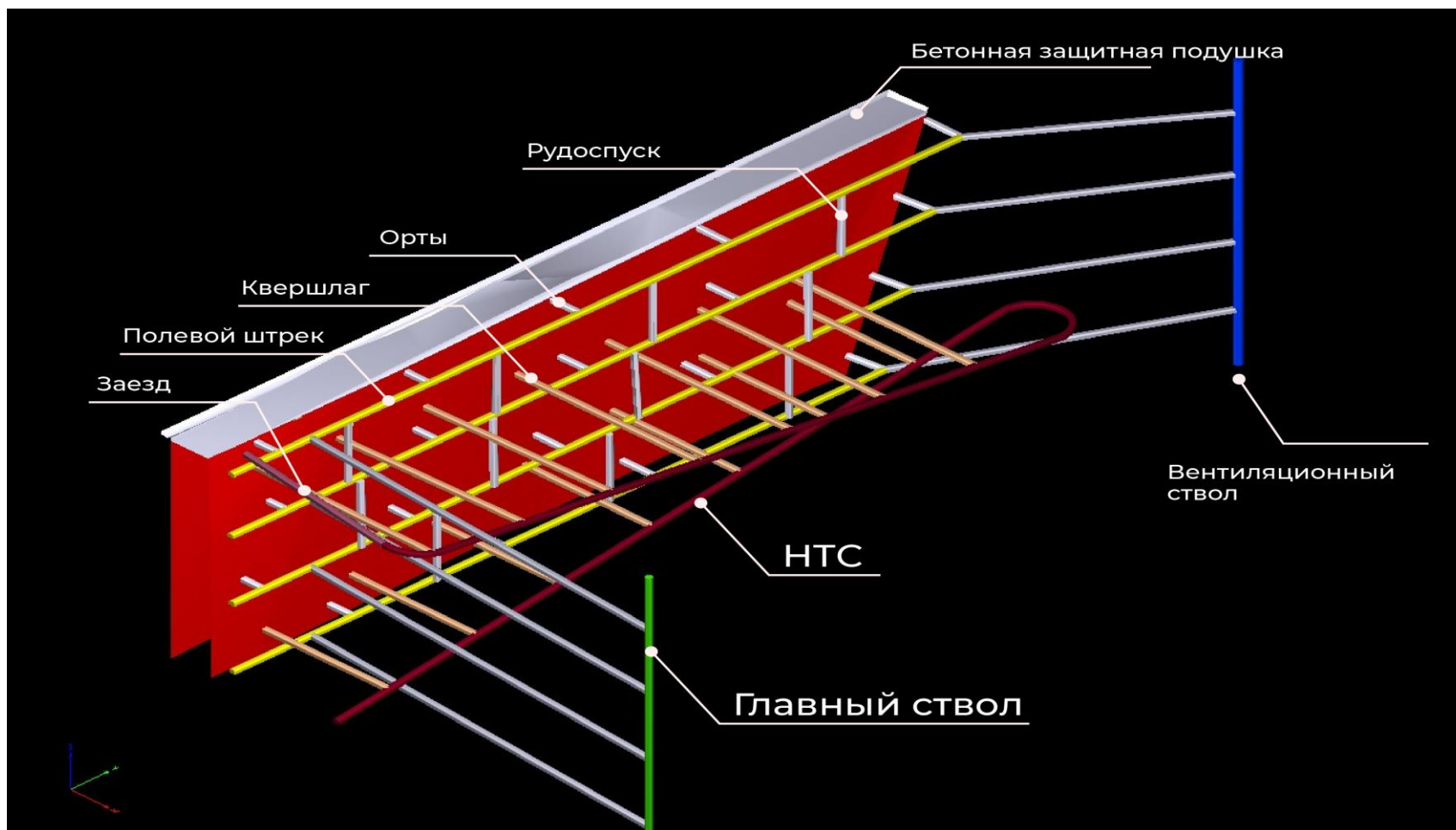
Приложение Б

Вскрытие автомобильным наклонным съездом со дна карьера и вертикальным вспомогательным стволом



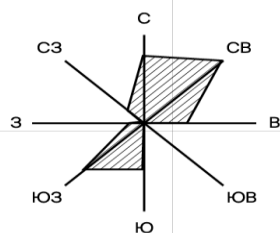
Приложение В

Система разработки с подэтажным обрушением



Приложение Г

Генеральный план поверхности



1. Карьер
2. Главный вертикальный ствол
3. Вентиляционные стволы
4. Надшахтные строения
5. Приемный бункер
6. Склад ВВ
7. Парковка
8. Административное строение
9. Столовая
10. Спортивный комплекс
11. Общежитие
12. Склад крепежных материалов
13. Хвостовики
14. Водоотвод

