

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»

6В07205– Горная инженерия

Альсеитов Омиртай Сериккулы

Проект подземной разработки фосфоритного месторождения «Герес»

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

6В07205– 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.
«08» 06 2025 г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту

на тему: Проект подземной разработки фосфоритного месторождения «Герес»

6B07205– Горная инженерия

Выполнил

Альсеитов О.С



Научный руководитель
д-р техн. наук,
профессор

Юсупов Х.А

«30» 05 2025г.

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 им. О.А. Байконурова

Кафедра «Горное дело»

УТВЕРЖДАЮ

Зав. кафедрой «Горное дело»

д-р техн. наук, профессор

Молдабаев С.К.

«23» 06 2025 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломного проекта

Обучающемуся Альсеитову Омиртаю Сериковичу

Тема: Проект подземной разработки фосфоритного месторождения «Герес»

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

Срок сдачи оконченной работы

«28» 06 2025 г.

Исходные данные к дипломному проекту:

- Глубина залегания 1000 м;

- Угол падения 45 градусов;

- Мощность 12м;

- Длина простирания 12000м;

Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов:

а) Геология

б) Основные параметры рудника

в) Выбор системы вскрытия

г) Выбор и сравнительная оценка системы разработки

д) Охрана труда

е) Экономическая часть

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей):

предоставлены из 9 слайдов презентации к дипломному проекту.

Рекомендуемая основная литература: из 7 наименований:

- Минеральные ресурсы — Казахстана Геопортал

-Рахманов Р.А., Хоменко О.Е. Подземная разработка рудных месторождений: современное состояние и перспективы. — М.: ГУГН, 2018. — 216 с.




- Вскрытие и подготовка рудных месторождений при подземной разработке: учеб. Пособие . / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко ; М-во образования и науки Украины ; Нац. горн. ун-т. — Д. : НГУ, 2016. — 101 с.

ГРАФИК
подготовки дипломного проекта


Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки предоставления научному руководителю	Примечание
Общие сведения о месторождений «Герес»	10.03.25 - 11.03.25	
Горная часть проекта	15.03.25 - 22.04.25	
Охрана труда	23.04.25 - 12.05.25	
Экономическая часть	14.05.25 - 22.05.25	

Подписи

Консультантов и нормоконтролёра на законченную дипломную работу (проект) с указанием относящихся к ним разделов работы (проекта)

Наименование Разделов	Консультанты, И.О.Ф. (Ученая степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Общие сведения о месторождений «Герес»	профессор Юсупов Х.А.	11.03.25г.	
Горная часть	профессор Юсупов Х.А.	22.04.25г.	
Охрана труда	профессор Юсупов Х.А.	12.05.25г.	
Экономическая часть	профессор Юсупов Х.А.	22.05.25г.	
Нормоконтролёр	Мендекинова Д.С.	30.05.25г.	

Научный руководитель  Юсупов Х.А.

Задание принял к исполнению обучающийся  Альсейтов О.С.

Дата: «30» 05 2025 г.

АНДАТПА

Бұл дипломдық жобада Герес фосфор кен орнын жерасты тәсілімен игеру мәселелері қарастырылған. Жоба қазіргі заманғы кен өндіру талаптарын, сондай-ақ техникалық, экономикалық факторларды ескере отырып жасалған.

Жоба «Қазақстан – 2030» даму стратегиясына сай әзірленіп, еліміздің минералдық-шикізат қорларын тиімді пайдалану, өнеркәсіптік қауіпсіздік пен экологиялық тұрақтылықты қамтамасыз етуге бағытталған. Жұмыста пайдалы қазбаларды жоғалтуды азайту мен қоршаған ортаны қорғауға бағытталған техникалық шешімдер ұсынылған.

АННОТАЦИЯ

В данной дипломном проекте рассмотрены вопросы разработки фосфоритного месторождения Герес подземным способом с учётом современных требований к горнодобывающим проектам. Особое внимание уделено технологическим, экономическим аспектам разработки, а также применению рациональных параметров подземной отработки месторождений .

Разработка проекта осуществляется с ориентацией на стратегические цели Программы «Казахстан – 2030», предполагающей устойчивое экономическое развитие, рациональное использование минерально-сырьевых ресурсов и повышение промышленной безопасности. В работе предложены технические решения, направленные на повышение эффективности отработки, снижение потерь полезного ископаемого и обеспечение охраны окружающей среды.

ABSTRACT

This thesis focuses on the underground mining method for the development of the Geres phosphate deposit, addressing modern requirements for mining projects. Particular attention is given to the technological, economic, aspects, as well as the application of rational parameters for orebody extraction.

The project aligns with the strategic goals of the “Kazakhstan – 2030” development program, which promotes sustainable economic growth, efficient use of mineral resources, and enhancement of industrial safety. The thesis proposes technical solutions to improve extraction efficiency, reduce ore loss, and ensure environmental protection.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	7
1. Общие сведения о месторождений «Герес»	8
1.1 Географо-экономическое положение «Герес»	8
1.2 Краткая горно-геологическая характеристика месторождения	9
2. Горная часть	11
2.1 Определение запасов месторождения	11
2.2 Определение основных параметров рудника	11
2.3 Выбор способа вскрытия месторождения	13
2.4 Выбор и сравнительная оценка систем разработки	14
2.5 Расчет отбойки руды по выбранной системе разработки	16
2.6 Генеральный план поверхности	17
3. Охрана труда	19
3.1 Борьба с пылью и газами	19
3.2 Охрана окружающей среды	19
3.3 Охрана недр	20
4 Экономическая часть	21
4.1 Организация управления	21
4.2 Расчет себестоимости добычи	21
Заключение	
Список использованной литературы	
Приложение А	
Приложение Б	
Приложение В	
Приложение Г	
Приложение Д	
Приложение Е	
Приложение Ё	

ВВЕДЕНИЕ

Разработка проекта осуществляется с ориентацией на стратегические цели Программы «Казахстан – 2030», предполагающей устойчивое экономическое развитие, рациональное использование минерально-сырьевых ресурсов и повышение промышленной безопасности. В свете этого предъявляются требования при проектировании горных производств.

Фосфор — одно из ключевых минеральных удобрений, активно применяемое в сельском хозяйстве. Благодаря высокой потребности в его использовании, особенно в тепличных хозяйствах, на больших сельхозугодьях и при выращивании различных культур, спрос на фосфор в Казахстане остаётся стабильно высоким.

Сегодня найти почвы с естественно высоким содержанием фосфора становится всё сложнее, что обусловило необходимость разработки фосфоритовых месторождений. Один из крупнейших фосфоритовых районов — Каратау — включает в себя около 45 месторождений. Месторождение Герес входит в их число. Настоящая работа посвящена анализу и выбору оптимального варианта подземной разработки фосфоритов на этом участке.

1 Общие сведения о месторождении

1.1 Географо-экономическое положение «Герес»

Месторождение Герес располагается в центральной части северо-Каратауского фосфоритоносного бассейна, который протягивается в северо-западном направлении примерно на 120 км. Объект расположен в пределах Созакского района Туркестанской области, примерно в 30 км западнее города Жанатас. Центр фосфоритовой залежи координатно определяется как 43°35' северной широты и 69°25' восточной долготы (по Гринвичу). Обзорную схему расположения можно видеть на рисунке 1.

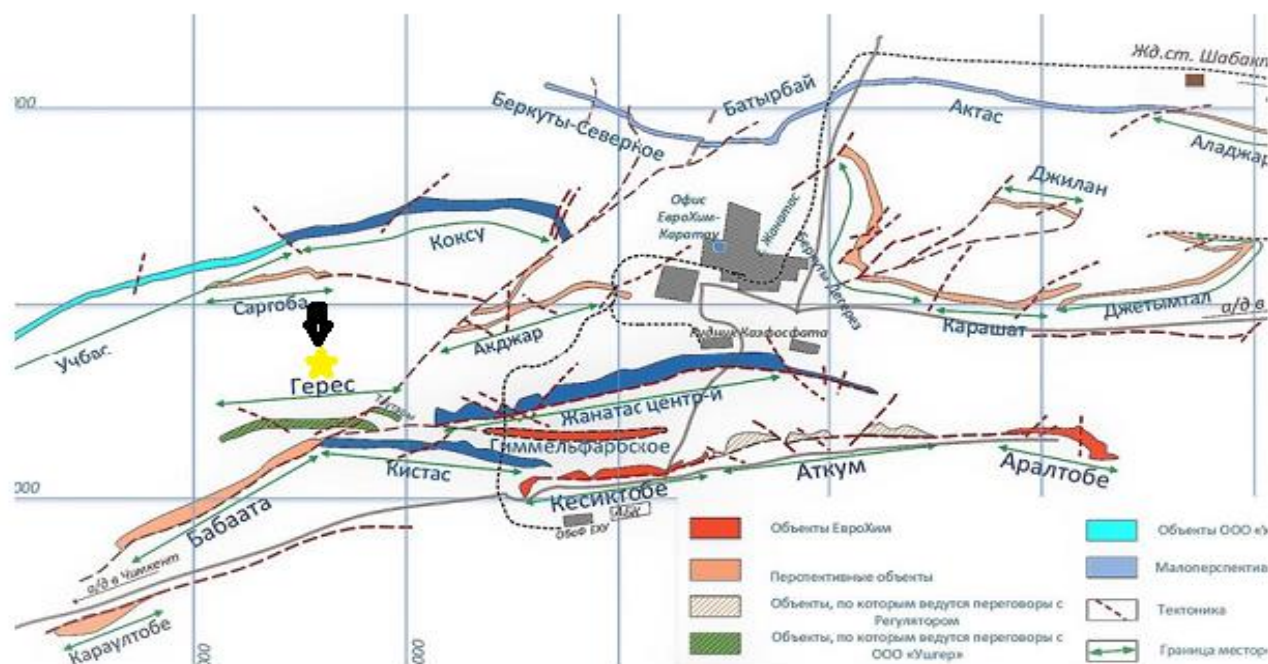


Рисунок 1 – Обзорная карта района месторождения

Климатические условия в районе расположения месторождения относятся к резко континентальному. Лето характеризуется высокой температурой и засушливостью, тогда как зима — продолжительная, малоснежная и суровая. Годовой уровень осадков составляет от 150 до 260 мм. В июле воздух может прогреваться до +46 °С, а в январе температура опускается до –40 °С. Период отрицательных температур продолжается с начала декабря до середины марта. Снежный покров формируется неустойчиво: в равнинных участках он достигает 2–3 см, иногда — до 13 см. В горной местности снег сдувается ветрами в пониженные формы рельефа, где затем активно тает, способствуя фильтрации влаги в подстилающие породы. По результатам наблюдений, глубина промерзания почвы в отдельные годы может достигать 82 см, в среднем — около 42 см.

Основное направление ветров — юго-западное. Средняя скорость ветра достигает 30–34 м/с, в редких случаях — до 40 м/с. Наиболее ветреные месяцы приходится на октябрь и ноябрь.

Растительный покров местности беден. До середины лета сохраняются злаковые и полынные растения, однако под воздействием высоких температур они быстро выгорают, придавая местности характерный светло-жёлтый оттенок.

По данным сейсмического районирования, месторождение находится в зоне сейсмической активности, не превышающей 5 баллов.

1.2 Краткая горно-геологическая характеристика месторождения

Залежь фосфоритового месторождения приурочена к северо-восточной части антиклинальной структуры Герес, при этом её юго-западный фрагмент ограничен Джанатасским тектоническим надвигом. С точки зрения тектоники, форма залегания пласта представляет собой моноклираль, ориентированную в направлении северо-востока, с общей протяжённостью до 12 км. Геологическое строение осложнено сбросо-сдвиговыми нарушениями, генетически связанными с Джанатасским фосфоритоносным районом.

Мощность продуктивного горизонта варьируется от 0 до 24 метров, при средней толщине около 12 м. Над фосфоритами залегают прослои железомарганцевых пород, перекрытых мощной карбонатной свитой. Угол падения рудной толщи изменяется от 30° до 60°, наиболее характерное значение — около 45°.

Тектонические разломы делят залежь на два основных блока: центральный и юго-восточный (Таутары), внутри которых фиксируются дополнительные локальные нарушения. В соответствии с действующей классификацией сложности геологоразведки, объект отнесён ко второй категории по уровню геологических трудностей.

В составе руд выделяются два промышленных типа: карбонатные, локализованные в краевых частях, и карбонатно-кремнистые, сосредоточенные в центральной зоне. Несмотря на различие в текстуре, оба типа обладают сходными технологическими характеристиками и могут рассматриваться как единая промышленная категория. Для использования в химической отрасли они требуют предварительного обогащения.

Ресурсы месторождения планируется использовать в производстве фосфорсодержащих удобрений. Проведённые на базе ГИГХС полупромышленные тесты подтвердили эффективность комбинированного метода обогащения — двухстадийная суспензионная переработка с оттиркой и последующим обжигом. Испытания на опытных установках ВНИИцветмета (г. Усть-Каменогорск) и Воскресенского завода (г. Воскресенск) подтвердили получение концентрата, пригодного для выпуска аммофоса категории Б. Также в институте Ленгипрохим были успешно проведены опыты по электротермической переработке, в результате которых установлена возможность получения жёлтого фосфора из нефлюсованных окатышей.

Горнотехнические условия освоения «Герес».

Часть рудных запасов на участке может быть вовлечена в разработку открытым способом. Вскрышные слои преимущественно представлены доломитами и известняками, прошедшими доломитизацию. Эти породы характеризуются высокой прочностью при сжатии — от 828 до 2431 кг/см² (83–243 МПа), при средней величине около 149 МПа. Благодаря этим характеристикам доломиты могут использоваться в качестве крупного заполнителя при изготовлении бетона. Кроме того, они подходят для применения в производстве силикатного кирпича марки 250, при условии шихтового состава: доломит — 10 %, шлаки фосфорного производства — 60 %, золы пески — 30 %.

Породы, залегающие в лежачем боку, включают глинисто-кремнистые сланцы, полимиктовые и кварцевые песчаники. Сланцы характеризуются крепостью по шкале Протоdjяконова — 8, буримостью — 5, взрываемостью — 3, экскавируемостью — 3. Кварцевые песчаники демонстрируют более высокую устойчивость: крепость 15–16, буримость — 6, взрываемость — 3, экскавируемость — 3–4. Объёмный вес пород — 2,71 т/м³.

Висячий бок сложен преимущественно тёмными слоистыми доломитами. Эти породы имеют крепость 10–11 по шкале Протоdjяконова, буримость — 5, взрываемость — 2, экскавируемость — 3.

Фосфоритовая руда окрашена в тёмно-серый или почти чёрный цвет, имеет массивную или плитчатую текстуру. По физико-механическим параметрам она оценивается следующим образом: крепость — 10–11, буримость — 7, взрываемость — 4, экскавируемость — 4. Плотность руды — 2,71 т/м³.

Согласно данным ВНИМИ, геологическая среда подразделяется на слабо выветрелые, слаботрещиноватые породы и породы с высокой трещиноватостью, в том числе в зонах тектонических нарушений. По классификации ВСКМИНГЕО месторождение отнесено к типам сложности 3–4, что обусловлено наличием зон дробления, карстовых полостей и скальных массивов с развитой трещиноватостью.

Вскрышные толщи месторождения «Герес» обладают не только прочностными, но и значительными ресурсными возможностями. За счёт высокой прочности и химической инертности доломиты находят применение в дорожном строительстве и при производстве бетонов с повышенными характеристиками. Также доломит является сырьём для магнезиальных вяжущих, применяемых в огнеупорных смесях. Кроме того, он может перерабатываться в удобрения, содержащие магний, востребованные на обеднённых почвах.

Таким образом, доломиты и доломитизированные известняки, ранее рассматриваемые исключительно как вскрышные породы, могут быть превращены в полноценный коммерческий ресурс. Их вовлечение в оборот позволяет не только сократить расходы на складирование и рекультивацию, но и приносит дополнительный доход предприятию.

Чертеж рудного тела приведен в приложении В.

2 Горная часть

2.1 Определение запасов месторождения

Балансовые запасы месторождения «Герес», геологические параметры которого подтверждены [7], рассчитаны по методике [3]:

$$Q_6 = L \cdot m \cdot h \cdot \gamma / \sin \alpha$$

где $L_{пр}$ – длина по простиранию, 12 000 м;
 m – средняя мощность рудного тела, 12 м;
 γ – плотность рудного тела, 2,71 кг (т)/м³.
 α – угол падения руды, градус 45
 h – глубин залегания 1000 м

Балансовые запасы месторождение “Герес” :

$$Q_6 = 12000 \cdot 12 \cdot 1000 \cdot 2,71 / 45^\circ = 550\,000\,000 \text{ т}$$

Рассчитаем извлекаемые запасы [3]:

$$Q_{ин} = Q_6 \cdot \frac{1 - K_{п}}{1 - K_{р}}$$

где $K_{п}$ – коэффициент потерь полезного ископаемого;
 $K_{р}$ – коэффициент разубоживания полезного ископаемого.

$$Q_{ин} = 550\,000\,000 \cdot \frac{1 - 0,08}{1 - 0,12} = 575\,000\,000 \text{ т}$$

2.2 Определение основных параметров рудника

Существует три метода разработки месторождений полезных ископаемых это: открытый, подземный и комбинированный способ, в зависимости от геологических особенностей, мощности залежей, содержания полезного компонента и других факторов.

Разрабатываемое рудное тело залегает на глубину 1000 м и имеет угол падения 45°, мощность 12 м. [7]

Для выбора рационального способа разработки необходимо определить экономическую глубину перехода от открытого способа разработки к подземному по формуле М.Н. Кононенко.[3]

Экономическая глубина карьера [3]:

$$H_k = \frac{K_{гр} \cdot m \cdot K_{и}}{\cot \alpha + \cot \beta}$$

$$H_k = \frac{12,5 \cdot 8,5 \cdot 0,98}{\cot 30^\circ + \cot 45^\circ} = \frac{104,25}{2,73} = 38,14 \text{ м.}$$

где $K_{гр}$ - граничный коэффициент вскрыши;
 m_r – горизонтальная мощность рудной залежи, м;

$$m_r = m \times \sin \alpha = 12 \times 0,707 = 8,484 \text{ м}$$

$K_{и}$ - коэффициент извлечения полезного ископаемого при открытом способе разработки

β , α - углы откоса бортов карьера со стороны лежачего и висячего боков карьера.

Граничный коэффициент вскрыши [3]:

$$K_{гр} = (C_n - C_o) / C_v ,$$

где C_n - себестоимость добычи руды при подземном способе, тг/т;
 C_o - себестоимость руды при открытом способе разработки, тг/т;
 C_v - себестоимость вскрышных работ, тг/т.

$$K_{гр} = (2190 - 440) / 140 = 12,5$$

По формуле определяем экономически предельную глубину перехода от открытого способа разработки к подземному.

H определяется по формуле [3] :

$$H = 12,5 \times 17,15 \times 0,98 / (\cot 30^\circ + \cot 45^\circ) = 140 \text{ м}$$

Рудное тело залегает на глубине порядка 1000 метров от дневной поверхности. С учётом того, что предельная глубина возможной разработки карьером составляет не более 140 метров, для освоения месторождения принимается комбинированный способ разработки, сочетающий открытые и подземные горные работы.

Одним из ключевых аспектов проектирования горнодобывающего предприятия является определение основных параметров рудника, в том числе его годовой мощности и продолжительности эксплуатации. Эти величины находятся во взаимозависимости: правильно выбранное соотношение между ними обеспечивает стабильность производственного процесса, эффективность использования ресурсов и устойчивость предприятия в течение всего срока разработки месторождения.

Формула расчёта для годовой производственной мощности [5] :

$$A = (V \times S_r \times \gamma \times K_1 \times K_2 \times K_{и}) / K_k$$

где V — среднее годовое понижение уровня выемки, м/год;
 S_r — средняя величина рудной площади, м²;
 γ — удельный вес руды, т/м³;
 $K_{и}$ — коэффициент извлечения руды;
 K_1, K_2 — поправочные коэффициенты к величине годового понижения.

$$A_{г} = (18 \times 36000 \times 2,71 \times 0,9 \times 0,8 \times 1,04) / 0,88 = 1\,494\,264\,44 \text{ т/год}$$

(принимаем 1,5млн)

Срок существования рудника определяется исходя из геологических запасов месторождения и годовой производительности рудника, а также учитывается по времени развертывания и затухания рудника.

Срок существования рудника: [5]

$$T = t_{стр} + t_{рас} + t_{зат}$$

где $t_{стр}, t_{зат}$ — время строительства рудника; время затухания рудника;
 $t_{расч}$ — расчётный срок существования рудника,
 Определяемый по формуле:

$$t_{расч} = Q_{под} / A_{год}$$

где $Q_{под}$ - подземные запасы руды, т
 $A_{г}$ - годовая производительность рудника по подземной разработке

$$t_{рас} = 379\,666\,683,11 / 1\,500\,000 = 253 \text{ лет}$$

По формуле определяем срок существования рудника [5]

$$T = 4 + 253 + 3 = 260 \text{ лет}$$

2.3 Выбор способа вскрытия месторождения

Для обеспечения доступа к полезному ископаемому на месторождении «Герес» были рассмотрены два возможных технических варианта вскрытия:

1) Использование вертикального и слепого ствола со стороны лежачего бока залежи;

2) Применение одного вертикального ствола, расположенного также в пределах лежачего бока, и два вентиляционного.

На этапе выбора наилучшего способа проанализированы оба варианта, исходя из условий эксплуатации, безопасности и экономической эффективности. Конечный выбор основан на сравнительном анализе с учётом горно-геологических и производственных факторов.

Основными требованиями к системе вскрытия являются: обеспечение безопасных условий труда и эффективного проветривания подземных выработок; достижение максимального коэффициента извлечения руды; оптимизация затрат на строительство и эксплуатацию горных объектов; сокращение сроков начала очистных работ; соответствие проектной производительности рудника.

Ключевым критерием для оценки вариантов является минимальное значение приведённых затрат, учитывающее как капитальные, так и эксплуатационные расходы.

Все расчётные данные представлены в приложении А и сведены в таблицу 2.1 где отражены параметры каждого из рассмотренных способов вскрытия и их технико-экономические показатели, также приведена система вскрытия в приложении Г.

Таблица 2.1 - Техничко-экономические показатели вариантов вскрытия

Наименование затрат	Показатели, тг	
	1 вариант вскрытия	2 вариант вскрытия
Капитальные затраты		
Проведение главного ствола	39 750 000	67 500 000
Проведение слепого ствола	27 750 000	-
Проведение вентиляционного ствола	79 200 000	79 200 000
Проведение квершлагов	1 968 750	3 302 500
Строительство надшахтных сооружений	7 300 000 000	7 080 000 000
ИТОГО	7 448 668 750	7 230 002 500
Эксплуатационные затраты		
Поддержание главного ствола	119 250 000	202 500 000
Поддержание слепого ствола	83 250 000	-
Поддержание вентиляционного ствола	238 500 000	352 000 000
Поддержание квершлагов	59 062 500	99 075 000
Ремонт надшахтных сооружений	3 362 500 000	3 362 500 000
ИТОГО	3 863 138 500	4 016 651 000
Приведенные затраты	11 311 807 250	11 246 653 500

По минимальному значению приведенных затрат принимаем 2 вариант, вскрытие месторождения вертикальным стволом со стороны лежачего бока.

2.4 Выбор и сравнительная оценка систем разработки

Выбранная система разработки оказывает значительное влияние на ключевые производственные и экономические показатели деятельности рудника. От неё зависят уровень производительности труда горнорабочих,

себестоимость добываемой руды, степень потерь и разубоживания, объёмы выпускаемой продукции и итоговая прибыль предприятия. В связи с этим обоснование и выбор рациональной системы разработки представляет собой одну из приоритетных задач на этапе проектирования.

Процесс выбора включает два последовательных этапа:

1 Первый этап — предварительная оценка возможных вариантов с учётом геологических и горнотехнических особенностей месторождения;

2 Второй этап — сравнительный анализ отобранных решений с последующим определением наиболее эффективной системы.

Для условий отработки крутопадающих залежей со средней и значительной мощностью при устойчивых вмещающих породах наибольшее применение находят следующие системы разработки:

1)Этажно-камерная система с доставкой руды взрывной волной;

2)Система с отбойкой руды из подэтажных штреков.

Окончательное решение принимается на основе оценки комплекса технико-экономических параметров. Для объективного сравнения применяется метод нормативных отклонений, позволяющий выявить наиболее сбалансированный и эффективный вариант.

В таблице 2.2 приведены технико-экономические показатели

Таблица 2.2-Технико экономические показатели вариантов систем разработки

Наименование	Показатели	
	Вариант 1	Вариант2
Производительность забойного рабочего, т/смену	55	70
Удельный расход ПНР, м/т	13	14
Разубоживание, %	9	9
Потери, %	23	17
Удельный расход ВВ кг/т	0,5	0,45

Выбор осуществляется методом академика О.А.Байконурова. По результатам расчета, по минимальному значению нормы вектора выбираем систему с отбойкой руды из подэтажных штреков. Расчеты приведены в приложении Б .

Система с отбойкой руды из подэтажных штреков – сущностью данной системы является то, что рудное тело, подготавливают этажным способом, делят на выемочные блока, запасы отрабатываются веерными комплектами скважин, руда под собственным весом попадает до рудоприемных выработок, управление горным давлением осуществляется между камерными целиками.

Систему применяют для крутопадающих руд мощностью до 15-20 м с устойчивыми вмещающими породами. Высота блоков 60-70м, длина камеры 120 м, высота подэтажа 20 м, ширина междукамерных целиков 6-10 м, толщина 12 м.

В подготовительные работы входят: вентиляционный и доставочный штрек, наклонно транспортные съезды для самоходной техники на подэтажах, блоковые восстающие.

Очистные работы начинают с расширения отрезного восстающего в отрезную щель на границе камеры с междукамерным целиком.

Бурение осуществляется при помощи буровых установок. Отбитая руда под собственным весом поступает на подошву погрузочного заезда, после самоходными ПДМ доставляется до рудоспуска.

Потери руды в данной системе разработки около 16-18%; разубоживания 8-10%; производительность рабочего 60-80 т/смену; объем ПНР 12-16 м на 1000т; расход ВВ 0,4-0,5 кг/т

Достоинством данного метода является безопасность работ, высокая производительность рабочих и непрерывность очистных работ.

Недостатками является значительные потери и разубоживания, невозможность сортировки руды, большой объем ПНР.

Чертеж по системе разработки приведен в приложении Д

2.5 Расчет отбойки руды по выбранной системе разработки

Расчёт удельного расхода ВВ на отбойку

Формула для расчёта удельного расхода ВВ [4]:

$$q = q_0 \cdot K_{ВВ}$$

где q_0 —эталонный расход ВВ, кг/м³;

$K_{ВВ}$ — поправочный коэффициент на тип ВВ.

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

Расчёт линии наименьшего сопротивления

Формула:

$$W = d \sqrt{(0,785 \cdot \Delta \cdot \tau / (q \cdot m))}$$

где d — диаметр скважины, м;

Δ — плотность ВВ, кг/м³;

τ — относительная длина зарядов;

m — коэффициент сближения скважин.

$$W = 0,105 \sqrt{(0,785 \times 1100 \times 0,7 / (1,2 \times 0,7))} = 2,81 \text{ м}$$

Определение объема отбиваемого слоя

Формула:

$$V_{\text{сл}} = H_{\text{сл}} \cdot B_{\text{сл}} \cdot W$$

где $H_{\text{сл}}$ — высота слоя;
 $B_{\text{сл}}$ — мощность рудного тела.

$$V_{\text{сл}} = 18 \cdot 12 \cdot 2,81 = 607, \text{ м}^3$$

Площадь скважины:

$$S_{\text{скв}} = \frac{\pi \cdot d^2}{4}$$

$$S_{\text{скв}} = 3,14 \times 0,105^2 / 4 = 0,0087 \text{ м}^2$$

Количества ВВ:

$$Q_{\text{ВВ}} = L_3 \times S_3 \times \Delta$$

где L_3 - длина заряда ВВ в скважине
 $S_{\text{скв}}$ - площадь скважины;

$$Q_{\text{ВВ}} = 167,17 \times 0,0087 \times 1100 = 1599,82 \text{ кг}$$

Количество отбиваемой руды:

$$Q_{\text{сл}} = V_{\text{сл}} \times \gamma \times \frac{(1 - \Pi)}{(1 - P)}$$

где $V_{\text{сл}}$ — объема отбиваемого слоя, м^3 ;
 γ - плотность руды $\text{т}/\text{м}^3$;
 P - коэффициент разубоживания;
 Π - коэффициент потерь;

$$Q_{\text{сл}} = 607 \cdot 271 \cdot \frac{(1-0,08)}{(1-0,12)} = 1\ 720 \text{ т}$$

Чертеж всерных комплектов скважин приведен в приложений Е.

2.6 Генеральный план поверхности

Генеральный план промышленной площадки – план земной поверхности в пределах земельного отвода, на которой произведена инженерная подготовка территории, планировка и благоустройство, и комплексно размещены основные здания, сооружения, транспортные коммуникации, сети водопровода, канализации, теплоснабжения и др. К основным зданиям и сооружениям на поверхности рудника относятся такие, которые непосредственно связаны с технологией добычи и выдачи руды. Объемное

планирование и конструктивные решения рудничных зданий и сооружений на поверхности рудника, определяются принятым технологическим процессом, параметрами установленного оборудования, требованиями строительных норм и правилами противопожарной безопасности, климатическими условиями, а также организацией строительства, обеспечивающей минимальные трудовые и материальные затраты и сохранение продолжительности строительства.

Промышленная площадка рудника подразделяется на зоны: основного производства, транспортно складскую, вспомогательных производств, административно-общественную.

Энергетические объекты располагают как можно ближе к основным потребителям энергии, а складские – с учетом эффективного использования подъездных путей. Для дальнейшего расширения предприятия резервируются свободные участки.

Площадки отдельных цехов ориентируются таким образом, чтобы господствующие ветры были направлены вдоль или под острым углом к продольным осям зданий.

Наиболее экономичным решением генерального плана является блокировка сооружений в одном или нескольких крупных зданиях. При этом значительно сокращается территория промышленной площадки, протяженность инженерных сетей, периметр наружных стен, создаются благоприятные условия для строительного-монтажных работ, улучшается транспортное обслуживание рудника. В соответствии с этим блокируются надшахтные здания, калориферное здание и здание вентиляционной установки. Компактность генерального плана поверхности способствует снижению капитальных затрат на строительство

Для перевозки руды и промышленных грузов применяют автомобильный вид транспорта.

Вид транспорта определен сравнением вариантов по минимуму приведенных затрат.

Инженерные сети горнорудного предприятия делят на сети общего назначения (водопроводные, канализационные, теплофикационные, дренажные), электросети всех видов и производственные (технологические).

В работу по благоустройству территории входят: создание надежных дорожных покрытий и тротуаров, озеленение территории и ряд других мероприятий, улучшающих внешний и внутренний облик всего предприятия.

Площадка для хранения и подготовки взрывчатых веществ, а также горюче-смазочных материалов, размещается в удалении от основной промышленной зоны, с обязательным соблюдением требований взрывопожарной безопасности. Подъезды к данным объектам организуются с учетом возможной эвакуации и внешнего доступа спецслужб.

Завершая разработку генерального плана, проводится проверка увязки всех инженерных сетей, транспортных маршрутов и технологических цепочек.

Генеральный план приведен в приложении Ё.

3 Охрана труда

3.1 Борьба с пылью и газами

Вентиляция шахт должна производиться 24 часа в сутки. Количество подаваемого воздуха должно соответствовать количеству одновременно работающих людей в шахте, чтобы обеспечивать благоприятные условия труда рабочих. При повышенной температуре в шахте должны быть предусмотрены холодильные установки для охлаждения воздуха до заданной температуры. При пониженной предусмотрены калориферные установки, предназначенные для подогрева воздуха.

Источниками пылеобразования являются:

- буровые работы – 50-85%;
- взрывные работы – 20-40%;
- доставка руды – 5-10%.

Борьба с пылью и газами в шахте имеет важное значение, так как пыль и газы имеют негативное влияние на организм человека. В воздухе действующих выработок количество кислорода должно быть не менее 20 %. Перед допуском людей в забой, после взрывных работ, содержание ядовитых газов не должно превышать 0,008%. Для определения содержания газов в восстающих применяется дистанционный пробоотборник эжекторного типа. Для проветривания шахт используются вентиляторы главного и вспомогательного проветривания. При очистных работах каждая панель проветривается обособленной струей воздуха. Проветривание подготовительных выработок должно быть непрерывно и производится как за счет общешахтной депрессии, так и вентиляторами местного проветривания.

Контроль за запыленностью в шахте осуществляется пылевентиляционной службой. Предельно допустимая концентрация пыли в шахте должна быть не более 2 мг/м³ воздуха. С поверхности воздух должен поступать с запыленностью не более 0,6 мг/м³.

3.2 Охрана окружающей среды

НТП характеризуется не только бурным развитием производства, но и все большим его влиянием на природу.

Варианты, масштабы, глубина изменений природной среды за последние десятилетия неизменно возросли, и проблема охраны природы приобрела исключительную остроту.

В настоящее время одним из основных экологически вредных производств является добыча и переработка полезных ископаемых, т.к. эти производства наносят огромный вред земельным ресурсам (стволы, карьеры, непогашенные горные выработки), атмосфере (выбросы отравляющих веществ при сжигании угля), гидросфере (сбросы в водоемы отходов производства из

обогачительных фабрик, медьзавода и т.д.). Поэтому нужно особое внимание уделять экологической обстановке на этих предприятиях.

3.3 Охрана недр

Охрана окружающей среды, в том числе и недр, является важнейшим аспектом государства. Основным документом по охране недр является основное законодательство Республики Казахстан о недрах, где основными требованиями в области охраны недр являются:

- 1) Обеспечение полного и комплексного извлечения полезного ископаемого;
- 2) Соблюдение установленного порядка предоставления недр в пользование;
- 3) Охрана месторождений от затоплений, пожаров и других факторов, снижающих качество полезного ископаемого;
- 4) Предупреждение загрязнения недр при подземном хранении веществ, вредных отходов, сбросов, сточных вод;

Горному предприятию для добычи полезных ископаемых на основании акта предоставляется земельный участок в бессрочное или временное пользование (до 10 лет).

Пользователи недр должны обеспечить:

- полноту геологического изучения, рациональное и комплексное использование недр и их охрану;
- безопасность ведения работ;
- охрану окружающей среды;
- приведение нарушенных земель в безопасное и пригодное для народного хозяйства состояние.

При разработке месторождений основное значение имеет правильный выбор системы разработки.

Основными направлениями по комплексному использованию недр являются:

- сокращение потерь и разубоживания;
- повышение извлечения металла при обогащении в металлургическом переделе;
- использование отвалов пород в строительстве и закладке.

Основными мероприятиями по снижению потерь и разубоживания являются:

- 1) Вовлечение в повторную отработку ранее оставленных запасов
- 2) Выбор местоположения панельных и барьерных целиков при проектировании отработки новых залежей, приурочивая их к менее богатым по содержанию полезного ископаемого зонам.
- 3) Сокращение площадей оставления рудной корки за счет совершенствования технологии отбойки руды

4 Экономическая часть

4.1 Организация управления

Производственный процесс организуется посредством линейного звена управления: начальника участка (рудника), старшего мастера, мастера, старшего электромеханика и электромеханика, а также при участии профильных специалистов — геолога, маркшейдера и нормировщика-экономиста.

Линейные руководители обеспечивают оперативное управление работой персонала в течение смены и контролируют соблюдение технологии. Сменные мастера и механики осуществляют руководство производственными бригадами, обеспечивая координацию и выполнение заданных технологических этапов.

Режим работы рудника приведен в таблице 4.1.

Таблица 4.1 - Режим работы, цехов и служб предприятия, занятых в технологии добычи и транспортировки руды

Наименование	Подземный рудник	
	Основные горно-транспортные работы	Вспомогательные работы
Число рабочих дней в году	305	250
Число рабочих дней в неделю	6	5
Количество смен в сутки	1-3	1-3
Продолжительность смены, час	7	7

4.2. Расчет себестоимости добычи

Явочная численность рабочих рудника определена по данным технологических частей настоящего проекта в соответствии с объемами работ, режимом работы и производительностью оборудования.

Штатное расписание трудящихся на подземных работах приведено в таблице 4.2

Фонд оплаты труда приведен в таблице 4.3

Таблица 4.2 – Штатный список трудящихся на подземных работах

Профессия и должность	Категория/ Разряд	В том числе по сменам			Итого явочный состав	Итого списочный Состав
		1	2	3		
Начальник участка(рудника)	ИТР	1			1	1
Ст. мастер участка	ИТР	1			1	1
Горный мастер	ИТР	1	1	1	3	3
Участковый геолог	ИТР	2			2	2
Участковый маркшейдер	ИТР	2			2	2
Ст.электромеханик рудника	ИТР	1			1	1

продолжение таблицы 4.2

Профессия и должность	Категория/ Разряд	В том числе по сменам			Итого явочный состав	Итого списочный состав
		1	2	3		
Электромеханик	ИТР	1			1	1
Нормировщик экономист	ИТР	2			2	2
Итого:		11	1	1	13	13
Забойные рабочие:						
Бурильщики (шпуров и скважин)	6	1	1	1	3	3
Машинисты	6	2	2	2	6	6
Взрывники	5	2	2	2	6	6
Дежурные электрослесари	5	1	1	1	3	3
Итого:		6	6	6	18	18
Прочие подземные рабочие						
Машинист насосных установок	3	1	1	1	3	3
Слесарь-ремонтник	5	1	1	1	3	3
Газоэлектросварщик (подз.)	3	1	1	1	3	3
Горнорабочий	3	3	3	3	9	9
Итого:		6	5	5	18	18
Поверхностные рабочие						
Электрослесарь (слесарь) деж. И по рем. Оборудования	5	2	2	2	6	6
Газоэлектросварщик	4	1	1		2	2
Итого:		9	8	8	8	8
Всего по руднику		7	15	16	57	57

Таблица 4.3 – Фонд оплаты труда трудящихся на подземных работах

Наименование участка, службы, вида работ, профессий, должностей	Число.	Разряд	Оклад, тар. ставка	З/плата на одного рабочего	Месячный ФЗП	Годовой ФЗП
Начальник участка (рудника)	1		700 000	700 000	700 000	8 400 000
Старший мастер участка	1		650 000	650 000	650 000	7 800 000
Горный мастер	3		375 000	375 000	1 125 000	13 500 000
Участковый геолог	2		500 000	500 000	1 000 000	12 000 000
Участковый маркшейдер	2		380 000	380 000	760 000	9 120 000
Ст. электромеханик рудника	1		500 000	500 000	500 000	6 000 000
Электромеханик	1		330 000	330 000	330 000	3 960 000
Нормировщик экономист	2		425 000	425 000	850 000	10 200 000
Итого:	13				5 915 000	70 980 000

продолжение таблицы 4.3

Наименование участка, службы, вида работ, профессий, должностей	Числ.	Раз- ряд	Оклад, тар. ставка	З/плата на одного рабочего	Месячный ФЗП	Годовой ФЗП
Забойные рабочие:						
Машинист ПДМ	6	6	650 000	650 000	3 900 000	46 800 000
Бурильщики	3	6	550 000	550 000	1 650 000	19 800 000
Взрывники	6	5	500 000	500 000	3 000 000	36 000 000
Дежурные эл.слесари	3	5	300 000	300 000	900 000	10 800 000
Итого:	18				9 450 000	113 400 000
Прочие подземные рабочие						
Машинист насосных установок	3	4	300 000	300 000	900 000	10 800 000
Слесарь-ремонтник	3	5	280 000	280 000	840 000	10 080 000
Газо-эл.сварщик (подз.)	3	5	350 000	350 000	10 50 000	12 600 000
Горнорабочий	9	3	250 000	250 000	2 250 000	27 000 000
Итого:	18				5 040 000	61 200 000
Поверхностные рабочие						
Электрослесарь (слесарь) дежурный и по ремонту оборудования	6	5	320 000	320 000	1 920 000	23 040 000
Газоэлектросварщик	2	4	350 000	350 000	700 000	8 400 000
Итого:	8				2 620 000	31 440 000
Всего по руднику	57				23 025 000	277 020 000
Всего по руднику + неучтённые (10%)					330 049 000	

Себестоимость 1 т руды по элементу «Заработная плата»

$$C_{\text{фзп}} = \frac{\Phi_{\text{общ}}^{\text{год}}}{A_{\text{год}}}$$

где $\Phi_{\text{общ}}^{\text{год}}$ - годовой фонд заработной платы, тг.

$$C_{\text{фзп}} \frac{330\,049\,500}{1\,500\,000} = 220 \text{ ,тг/т}$$

Расчет расхода нормируемых материалов на очистные работы приведены в таблице 4.4

Расчет амортизационных отчислений приведен в таблице 4.5

Таблица 4.4 - Расчет расхода нормируемых материалов на добычу руды

Наименование материалов	Ед. изм.	Норма расхода на 1 т	Цена на ед., тенге	Сумма на 1 т, тенге	При достижении проектной мощности
Взрывчатые вещества	кг	0,45	149	100	150 000 000
Инициаторы	шт	0,37	27	10	15 000 000
Детонирующий шнур	м	1	37,6	37,6	56 400 000
Буровая сталь	т	0,0004	1 000	0,4	600 000
Жировая смазка	кг	0,04	250	10	15 000 000
Солярка 30л на 100км	л		200	200	500 000 000
Неучтённые материалы (10%)					737 000 000
Итого					810 700 000

Себестоимость 1 т руды по элементу «Материалы»

$$C_m = \frac{810\,700\,000}{1\,500\,000} = 540,5 \text{ тг / т}$$

Таблица 4.5 – Расчет амортизационных отчислений на основные фонды

Наименование	Ед. изм.	Кол-во	Стоимость единицы, тенге	Сумма, тенге	Норма амортизации, %	Амортиз. отчислен. тг/т
Здания и сооружения						
Здание АБК	шт.	1	143 457 000	143 457 000	10	238
Центральный склад	шт.	1	28 691 400	28 691 400	18	85
склад ВМ	шт.	1	22 953 120	22 953 120	10	37,5
Блок вспомогательных цехов	шт.	1	85 660 625	85 660 625	10	143
Неучтенные сооружения 10%				28 076 214		
Итого по зданиям и сооружениям				308 838 360		503,5
Машины и оборудования						
Вентилятор ВОД40	шт.	2	3 545 000	7 090 000	18	32
Погрузчик АСУ-2С	шт.	2	70 000 000	140 000 000	18	630
Буровая установка Boomer Z	шт.	2	80 000 000	160 000 000	10	700
Неучтенная техника 10%				30 709 000		

продолжение таблицы 4.5						
Итого по машинам и оборудованию				337 800 000		1362
Всего				646 638 360		1867

Таблица 4.6 – Калькуляция себестоимости добычи

Наименование статей затрат	Сумма на 1 тонну, тенге
1. Заработная плата	220
2. Материалы	540,5
3. Амортизация	1867
Итого	2 627,5
Непредвиденные затраты 6%	157
Налоги, сборы, платежи 4%	105
Всего на 1 тонну	2 889,6

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данном дипломном проекте рассмотрен рациональный подход к отработке фосфоритового месторождения «Герес». Были произведены расчёты, позволившие определить предельную глубину открытой разработки, а также объёмы извлекаемой руды как при открытом, так и при подземном способах эксплуатации.

На основе анализа геолого-технических условий обоснован выбор схемы вскрытия посредством вертикального и вентиляционных стволов. В результате сравнительной оценки различных технологических решений была выбрана наиболее эффективная система подземной разработки, предусматривающая отбойку руды из подэтажных штреков, что обеспечивает стабильность и безопасность ведения горных работ.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 [Минеральные ресурсы — Казахстана Геопортал](#)
- 2 Рахманов Р.А., Хоменко О.Е. Подземная разработка рудных месторождений: современное состояние и перспективы. — М.: ГУГН, 2018. — 216 с.
- 3 Вскрытие и подготовка рудных месторождений при подземной разработке: учеб. Пособие. / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко; М-во образования и науки Украины; Нац. горн. ун-т. — Д. : НГУ, 2016. — 101 с.
- 4 Глеужанов Е.К., Муратов А.С. Современные технологии буровзрывных работ при подземной добыче полезных ископаемых. — Алматы: КазНИТУ, 2020. — 152 с.
- 5 Козлов М.Н., Анисимов С.А. Горнотехнические условия и проектирование подземных горных работ. — Новосибирск: НГУ, 2019. — 192 с..
- 6 Байконуров О. А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. Куспанов К.Т., Дауренбеков Ж.Н. Учебное пособие. — Алматы: Satbayev University, 2016. — 210 с..
- 7 <https://info.geology.gov.kz/ru/informatsiya/spravochnik-mestorozhdenijkazahstana/tverdypoleznyeiskopaemye/item/%D0%B3%D0%B5%D1%80%D0%B5%D1%81->

Приложение А

1- й способ

Капитальные затраты

Проведение главного ствола

$$K_{kc} = H_{kc} \cdot K_k \cdot n_k$$

где H_{kc} - глубина ствола, м;
 K_k - стоимость проведения 1 п.м. ствола, тг/м;
 n_k - количество стволов.

$$K_{kc} = 530 \cdot 75000 \cdot 1 = 39\,750\,000 \text{ тг}$$

Проведение слепого ствола

$$K_{cc} = H_{kc} \cdot K_{cc} \cdot n_{kc}$$

где H_{kc} - глубина ствола, м;
 K_{cc} - стоимость проведения 1 п.м. слепого ствола, тг/м;
 n_{kc} - количество слепых стволов.

$$K_{cc} = 370 \cdot 75000 \cdot 1 = 27\,750\,000 \text{ тг}$$

Проведение вентиляционных стволов 1

$$K_{vc} = H_{vc} \cdot K_v \cdot n_{vc}$$

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

$$K_{vc} = 530 \times 45000 \times 2 = 47\,700\,000 \text{ тг}$$

Проведение вентиляционных стволов 2

$$K_{vc} = H_{vc} \cdot K_v \cdot n_{vc}$$

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

$$K_{vc} = 350 \cdot 45000 \cdot 2 = 31\,500\,000 \text{ тг}$$

Проведение квершлагов

$$K_{kv} = \sum_{i=1}^n L_{kv} \cdot K_{kv} ,$$

Продолжение приложения А

где $L_{кв}$ - длина квершлага, м;
 $K_{кв}$ - стоимость проведения 1 п.м. квершлага, тг/м.

$$K_{кв} = 393,75 \times 5000 \cdot 1\,968\,750 \text{ тг}$$

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений:

$$K_{н.з} = 9,3 + 3,24 \cdot A_2 \text{ ,}$$

A_2 - Годовая производительность месторождения , т/год

$$K_{н.з} = 9,3 + 3,24 \cdot 1,5 = 14,16 \cdot 500 = 7\,300\,000\,000$$

Сумма капитальных затрат по первому варианту вскрытия составляет 7 448 668 750 тенге

Эксплуатационные расходы

На весь расчет принимаем 25 лет контракта .

Стоимость поддержания главного ствола шахты

$$C_{кв} = H_{кв} \cdot R_{кв} \cdot T \text{ ,}$$

где $R_{кв}$ - стоимость поддержания 1 п. м. главного ствола, тг/м;
 T - срок службы выработки, лет.

$$C_{кв} = 530 \cdot 9000 \cdot 25 = 119\,250\,000 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания слепого ствола шахты

$$C_{св} = H_{св} \cdot R_{св} \cdot T \text{ ,}$$

где $R_{св}$ - стоимость поддержания 1 п. м. слепого ствола, тг/м;

$$C_{св} = 370 \cdot 9000 \cdot 25 = 83\,250\,000 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания вентиляционных стволов шахты

$$C_{вс} = H_{вс} \cdot R_{вс} \cdot T \cdot n_{вс} \text{ ,}$$

где $R_{вс}$ - стоимость поддержания 1 п. м. ствола, тг/м;
 $n_{вс}$ - количество вентиляционных стволов.

$$C_{вс} = 530 \cdot 9000 \cdot 25 \cdot 2 = 238\,500\,000 \text{ тг}$$

Продолжение приложения А

Стоимость поддержания квершлага

$$C_{кв} = 2L_{ср.кв} \cdot R_{кв} \cdot t_{эм} ,$$

$$C_{кв} = 787,5 \cdot 3000 \cdot 25 = 59\,062\,500 \text{ тг}$$

где $L_{ср.кв}$ - длина квершлага, м;
 $R_{кв}$ - стоимость поддержания 1 п. м. квершлага, тг/м;
 $t_{эм}$ - срок службы выработки, лет;
Стоимость подъема руды

$$C_{под} = H_{под} \cdot Q_{под} \cdot R_{под} ,$$

где $H_{под}$ - высота подъема, м;
 $Q_{под}$ - объем поднимаемой руды, т;
 $R_{под}$ - стоимость подъема, тг/м

$$C_{под} = 900 \cdot 800000 \cdot 0,0008 = 576\,000 \text{ тг}$$

Стоимость ремонта надшахтных зданий и сооружений

$$D_p = (0,164 + 0,07 \cdot A_z) \cdot T$$

где A_z - годовая производительность рудника, млн.т;
Т - срок службы рудника, лет.

$$D_p = (0,164 + 0,07 \cdot 1,5) \cdot 25 = 3\,362\,500\,000 \text{ тг}$$

Сумма эксплуатационных затрат по первому варианту вскрытия составляет 3 863 138 500 тенге.

2- ой способ

Капитальные затраты

Проведение главного ствола

$$K_{кс} = H_{кс} \cdot K_{к} \cdot n_{кс}$$

где $H_{кс}$ - глубина ствола, м;
 $K_{к}$ - стоимость проведения 1 п.м. ствола, тг/м;
 $n_{кс}$ - количество стволов.

$$K_{кс} = 900 \times 75000 \times 1 = 67\,500\,000 \text{ тг}$$

Продолжение приложения А

Проведение вентиляционных стволов

$$K_{bc} = H_{bc} \cdot K_b \cdot n_{bc} ,$$

где K_b - стоимость проведения 1 п.м. ствола, тг/м;

$$K_{bc} = 880 \cdot 45000 \cdot 2 = 79\,200\,000 \text{ тг}$$

Проведение квершлага

$$K_{kb} = \sum_{i=1}^n L_{kb} \cdot K_{kb}$$

где L_{kb} - длина квершлага, м;

K_{kb} - стоимость проведения 1 п.м. квершлага, тг/м.

$$K_{bc} = 660,5 \cdot 5000 = 3\,302\,500 \text{ тг}$$

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений:

$$K_{n.z} = 9,3 + 3,24 \cdot A_z ,$$

A_z - Годовая производительность месторождения , т/год

$$K_{n.z} = 9,3 + 3,24 \cdot 1,5 = 7\,080\,000\,000 \text{ тг}$$

Сумма капитальных затрат по второму варианту вскрытия составляет 7 230 002 500 тенге

Эксплуатационные затраты

Принимаем 25 лет по контракту.

Стоимость поддержания главного ствола шахты

$$C_{bc} = H_{bc} \cdot R_{bc} \cdot T \cdot n_{bc} ,$$

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

n_{bc} - количество вентиляционных стволов.

$$C_{bc} = 900 \cdot 9000 \cdot 25 \cdot 1 = 202\,500\,000 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания вентиляционных стволов шахты

Продолжение приложения А

$$C_{вс} = H_{вс} \cdot R_{вс} \cdot T \cdot n_{вс} ,$$

где $R_{вс}$ - стоимость поддержания 1 п. м. ствола, тг/м;
 $n_{вс}$ – количество вентиляционных стволов.

$$C_{вс} = 880 \cdot 8000 \cdot 25 \cdot 2 = 352\,000\,000 \text{тг}$$

Стоимость поддержания квершлага

$$C_{кв} = 2L_{ср.кв} \cdot R_{кв} \cdot t_{эм} ,$$

где $L_{ср.кв}$ - длина квершлага, м;

$$C_{кв} = 1321 \cdot 3000 \cdot 25 = 99\,075\,000 \text{тг}$$

$R_{кв}$ - стоимость поддержания 1 п. м. квершлага, тг/м;
 $t_{эм}$ - срок службы выработки, лет;
Стоимость подъема руды

$$C_{под} = H_{под} \cdot Q_{под} \cdot R_{под} ,$$

где $H_{под}$ - высота подъема, м;
 $Q_{под}$ - объём поднимаемой руды, т;
 $R_{под}$ - стоимость подъема, тг/м

$$C_{под} = 900 \cdot 800000 \cdot 0,0008 = 576\,000 \text{тг}$$

Стоимость ремонта надшахтных зданий и сооружений

$$D_p = (0,164 + 0,07 \cdot A_2) \cdot T$$

где A_2 - годовая производительность рудника, млн.т;
Т- срок службы рудника, лет.

$$D_p = (0,164 + 0,07 \cdot 1,5) \cdot 25 = 3\,362\,500\,000 \text{тг}$$

Сумма эксплуатационных затрат по второму варианту вскрытия составляет 4 016 651 000 тенге

Продолжение приложения А

Приведённые затраты

$$П = \frac{С}{Q} + E \cdot \frac{K}{Q}$$

где С - эксплуатационные затраты, тг;

К – капитальные затраты, тг;

Е – нормативны коэффициент (банковская ставка);

Q - производственные запасы рудника, т.

1) Вскрытие главным и слепым стволом со стороны лежачего бока

$$П = \frac{3\,863\,138\,500}{575\,000\,000} + 0,15 \cdot \frac{7\,448\,668\,750}{575\,000\,000} = 8,7 \text{ тг/ т}$$

2) Вскрытие главным стволом со стороны лежачего бока

$$П = \frac{4\,016\,651\,000}{575\,000\,000} + 0,15 \cdot \frac{7\,230\,002\,500}{575\,000\,000} = 8,89 \text{ тг/ т}$$

Приложение Б

- 1)Этажно – камерная система с доставкой руды силой взрыва
- 2)Система с отбойкой руды из подэтажных штреков

Наименование	Показатели	
	Вариант 1	Вариант2
Производительность забойного рабочего, т/смену	55	70
Удельный расход ПНР, м/т	13	14
Разубоживание, %	9	9
Потери, %	23	17
Удельный расход ВВ кг/т	0,5	0,45

$$\Delta J_{jp}^{jp} = \frac{J_{jp}^{jp} - J_{jp}^{jo}}{J_{jp}^{jo}}$$

$$\Delta J_1^1 = \frac{9 - 9}{9} \quad \Delta J_2^1 = \frac{9 - 9}{9}$$

$$\Delta J_1^2 = \frac{23 - 17}{17} \quad \Delta J_2^2 = \frac{17 - 17}{17}$$

$$\Delta J_1^3 = \frac{55 - 70}{70} \quad \Delta J_2^3 = \frac{70 - 70}{70}$$

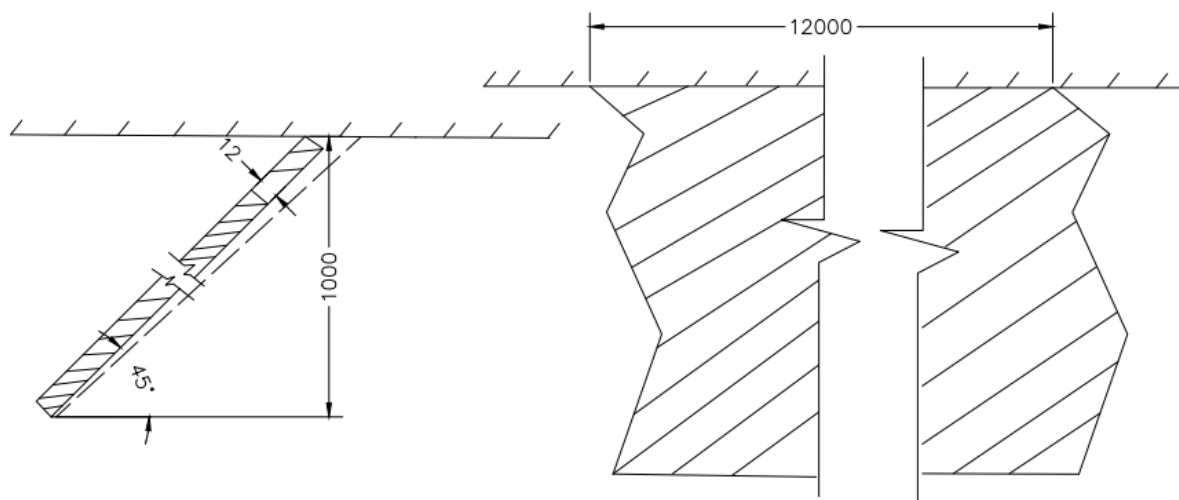
$$\Delta J_1^4 = \frac{0.50 - 0.45}{0.45} \quad \Delta J_2^4 = \frac{0.45 - 0.45}{0.45}$$

$$\Delta J_1^5 = \frac{13 - 13}{13} \quad \Delta J_2^5 = \frac{14 - 13}{13}$$

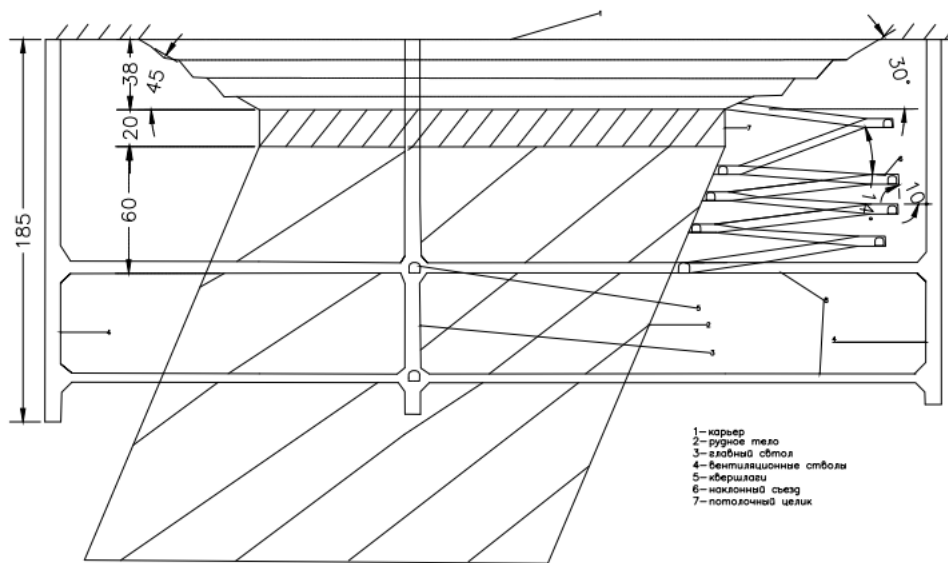
$$R_1 = \sqrt{0^2 + 0.35^2 + (-0.21)^2 + 0.11^2 + 0^2} = 0.42759$$

$$R_2 = \sqrt{0^2 + 0^2 + 0^2 + 0^2 + (-0.07)^2} = 0.07$$

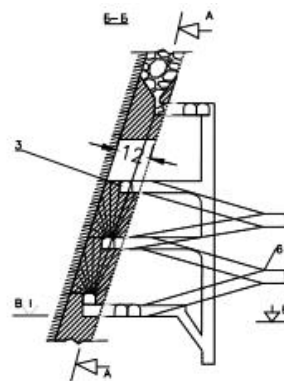
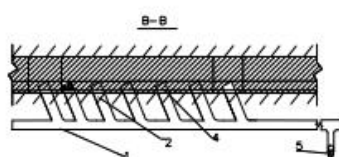
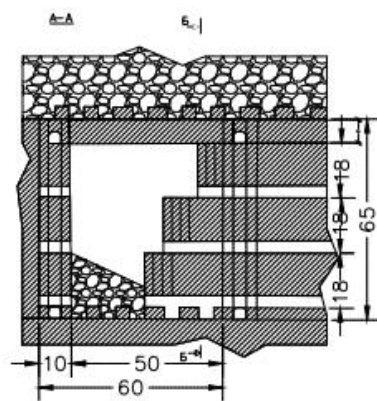
Приложение В



Приложение Г

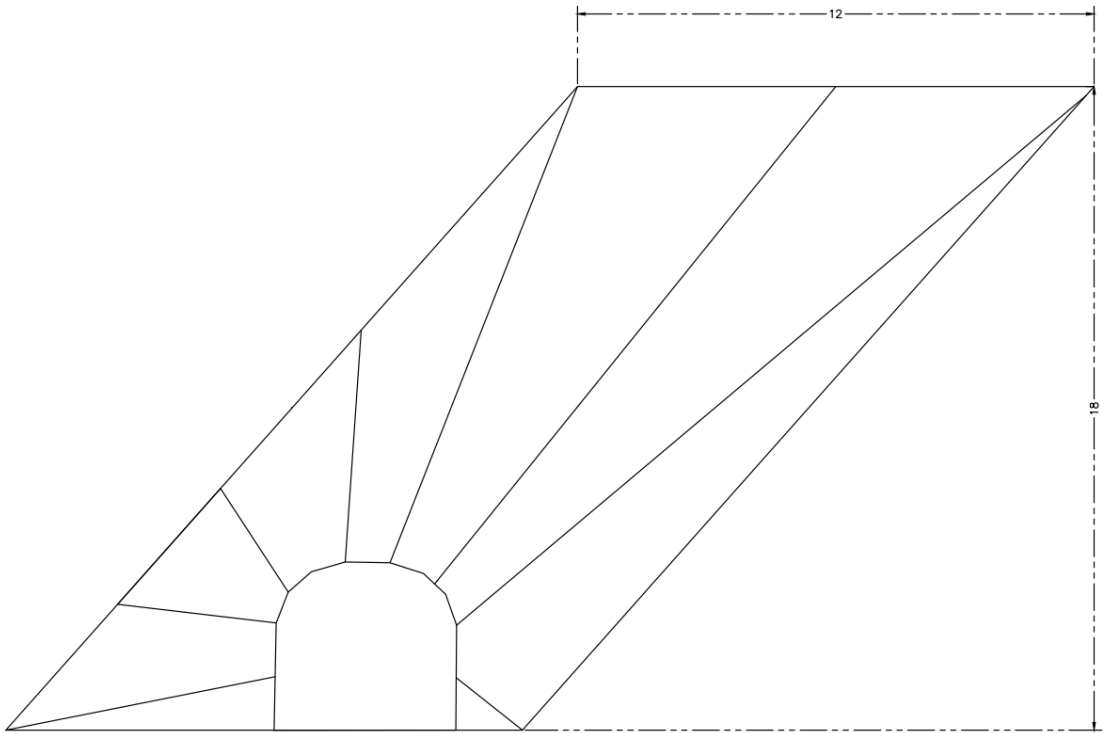


Приложение Д



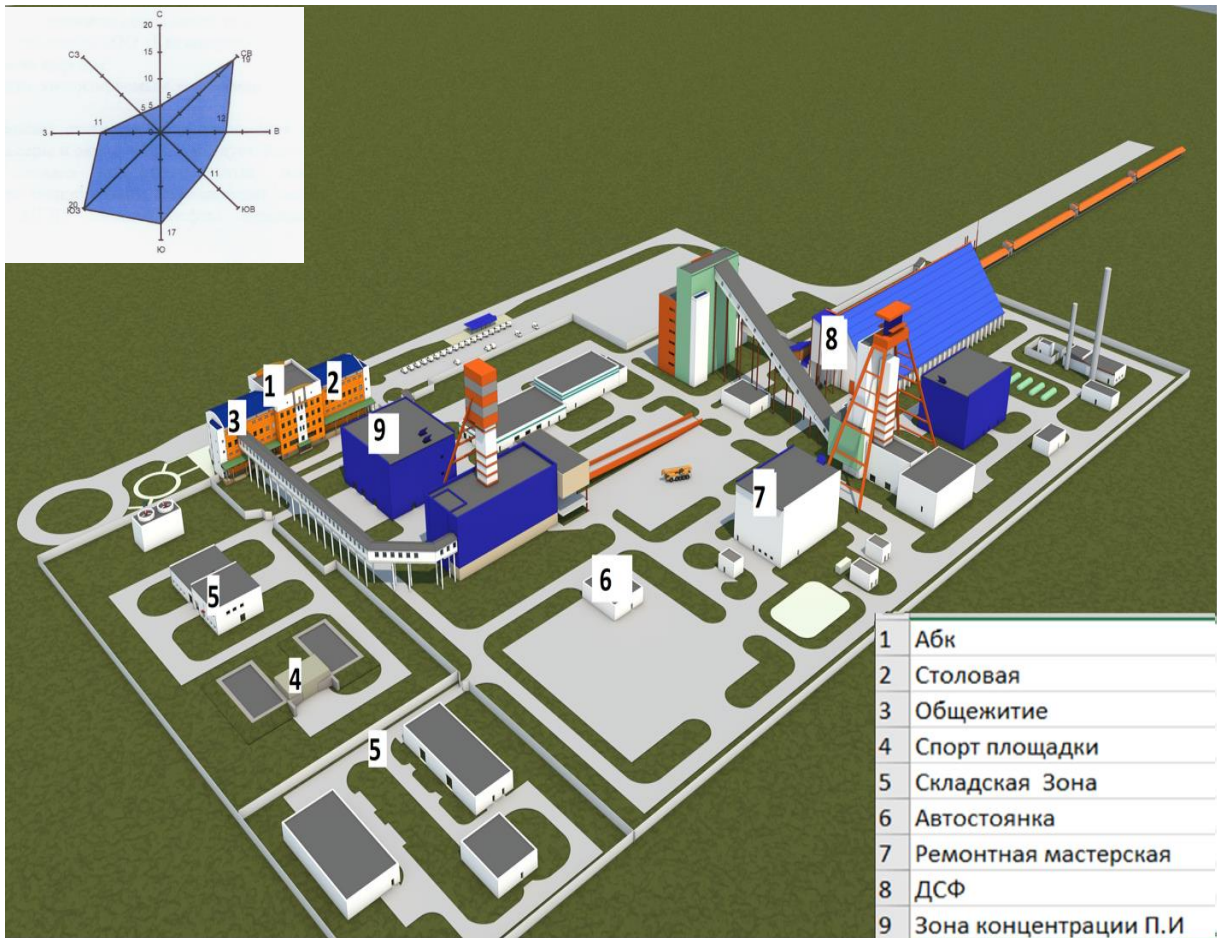
- 1- доставочный штрек
- 2- погрузочный зовед
- 3- податочный штрек
- 4- блоковый восточий
- 5- рудоспуск
- 6- наклонный съезд

Приложение Е



Отбойка руды веерным комплектом скважин

Приложение Ё



Генеральный план поверхности