

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени

К.И. Сатпаева

Кафедра «Горное дело»

Сулейменов Шамиль Казбекулы

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломной работе

На тему: Проект подземной разработки глубоких горизонтов фосфоритового
месторождения «Герес»

по специальности 5В070700 - «Горное дело»

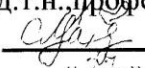
Алматы 2021

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Кафедра «Горное дело»

Сулейменов Шамиль Казбекулы

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
Зав. кафедрой «Горное дело»
д.т.н., профессор
 С.К. Молдабаев
«27» 05 2021г

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломной работе

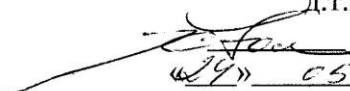
На тему: Проект подземной разработки глубоких горизонтов фосфоритового
месторождения «Герес»

по специальности 5В070700 - «Горное дело»

Выполнил

Сулейменов Ш.К.

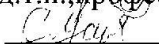
Научный руководитель:
д.т.н., профессор
Юсупов Х.А.

 «29» 05 2021г

Алматы 2021

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Институт геологии, нефти и горного дела имени К. Турысова Кафедра
«Горное дело» (5B070700)

УТВЕРЖДАЮ
Зав. кафедрой «Горное дело»
д.т.н., профессор
 С.К. Молдабаев
« 24 » 10 2021 г

ЗАДАНИЕ
на выполнение дипломной работы

Студенту Сулейменову Шамилю Казбекулы

Тема : Проект подземной разработки глубоких горизонтов
фосфоритового месторождения «Герес»

Утверждена приказом Ректора Университета № 2131-б от "24" ноября 2020 г.

Срок сдачи законченной работы «25» мая 2021 г.

Исходные данные дипломной работы:

1. Геологические данные месторождения
2. Состояние подземных горных работ на месторождении

Краткое содержание дипломной работы:

- а) Краткая геология месторождения
- б) Горная часть
- в) Генеральный план поверхности
- г) Охрана труда
- д) Экономическая часть

Рекомендуемая основная литература :

1. Байконуров О.А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. – Алма-Ата: Наука , 1969 г.
2. Именитов В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. – Москва: Недра, 1978

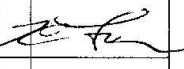
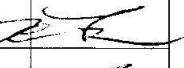

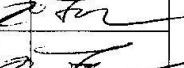
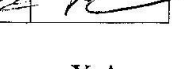
ГРАФИК

подготовки дипломной работы

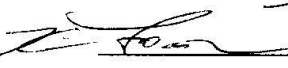
Наименование разделов	Сроки представления научному руководителю	Примечание
Краткая геология месторождения	16.03.2021 - 26.03.2021	
Горная часть	28.03.2021 - 06.04.2021	
Генеральный план поверхности	09.04.2021 - 18.04.2021	
Охрана труда	18.04.2021 - 22.04.2021	
Экономическая часть	22.04.2021 - 29.04.2021	

Подписи

консультантов и нормоконтроллера на законченную дипломную работу с указанием относящихся к ним разделов работы

Наименование разделов	Научный руководитель, консультанты	Дата подписания	Подпись
Краткая геология месторождения	д.т.н. Юсупов Х.А.	26.03.2021	
Горная часть	д.т.н. Юсупов Х.А.	06.04.2021	
Генеральный план поверхности	д.т.н. Юсупов Х.А.	18.04.2021	
Охрана труда	д.т.н. Юсупов Х.А.	22.04.2021	
Экономическая часть	д.т.н. Юсупов Х.А.	29.04.2021	

Научный руководитель

 Юсупов Х.А.

Задание принял к исполнению студент

 Сулейменов Ш.К.

Дата

"16" "03" 2021г.

АНДАТПА

Дипломдық жұмыс кіріспеден, алты бөлімнен, қорытындыдан және пайдаланылған әдебиеттер тізімінен тұрады. Оның ішінде кен орнының геологиялық сипаттамалары туралы ақпарат берілген, шахтаның негізгі параметрлері анықталған, кен орнын үнемді жолмен аршу себебімен есептеулер жүргізілді және кен орнын игеретін жүйе таңдалған.

АННОТАЦИЯ

Дипломная работа состоит из введения, шесть разделов, заключения и списка использованной литературы. В ней дается информация о геологической характеристике месторождения, определены основные параметры рудника, приведены расчеты по выбору экономической схемы вскрытия и системы разработки месторождения.

ABSTRACT

The diploma work consists of introduction, six sections, conclusion and list of references. It provides information on the geological characteristics of the deposit, determines the main parameters of the mine, provides calculations for choosing an economical discovery scheme and field development system.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	7
1. Общие сведения о месторождении «Герес»	8
1.1 Географо-экономическое положение «Герес»	8
1.2. Краткая горно-геологическая характеристика месторождения «Герес»	9
2. Геология месторождения и запасы	11
2.1 Горнотехнические и гидрогеологические условия эксплуатации месторождению «Герес»	11
3. Горная часть	12
3.1 Определение запасов месторождения «Герес»	12
3.2 Определение основных параметров рудника	12
3.3 Определение годовой производительности месторождения «Герес»	13
3.4 Выбор способа вскрытия месторождения	15
3.5 Выбор и сравнительная оценка систем разработки	16
3.6 Расчет параметров скважинной отбойки	17
4. Генеральный план поверхности	19
5. Охрана труда	21
5.1 Борьба с пылью и газами	21
5.2 Охрана окружающей среды	21
5.3 Охрана недр	22
6. Экономическая часть	24
6.1 Организация и управление производством	24
6.2 Организация управления	24
6.2.1 Численность трудящихся	24
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	29
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	30
ПРИЛОЖЕНИЕ А	31
ПРИЛОЖЕНИЕ Б	38
ПРИЛОЖЕНИЕ В	39
ПРИЛОЖЕНИЕ Г	40

ВВЕДЕНИЕ

Фосфор является хорошим удобрением для сельского хозяйства. Ввиду этого фосфор имеет большой спрос. Так как в Казахстане много теплиц и имеются большие поля для выращивания овощей, цветов, а также деревьев.

В настоящее время мало где найдешь землю с хорошим содержанием фосфора. В связи с этим ведутся отработки фосфоритовых пластов в Каратау, фосфоритовый бассейн имеет около 45 месторождений. Герес является одним из них. В данной работе рассматривается оптимальное разработка месторождения Герес.

1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О МЕСТОРОЖДЕНИИ «ГЕРЕС»

1.1 Географо-экономическое положение «Герес»

Месторождение Герес расположено в центральной части северо-западного фланга Каратауского фосфоритового бассейна, вытянутого в северо-западном направлении на 120 км. Месторождение фосфоритов Герес находится в Созакском районе Туркестанской области в 30 км к западу от г. Жанатас. Географические координаты центра залежи: 43°35'с.ш. и 69°25'в.д. от Гринвича. Обзорная карта района приведена на рис. 1.1.

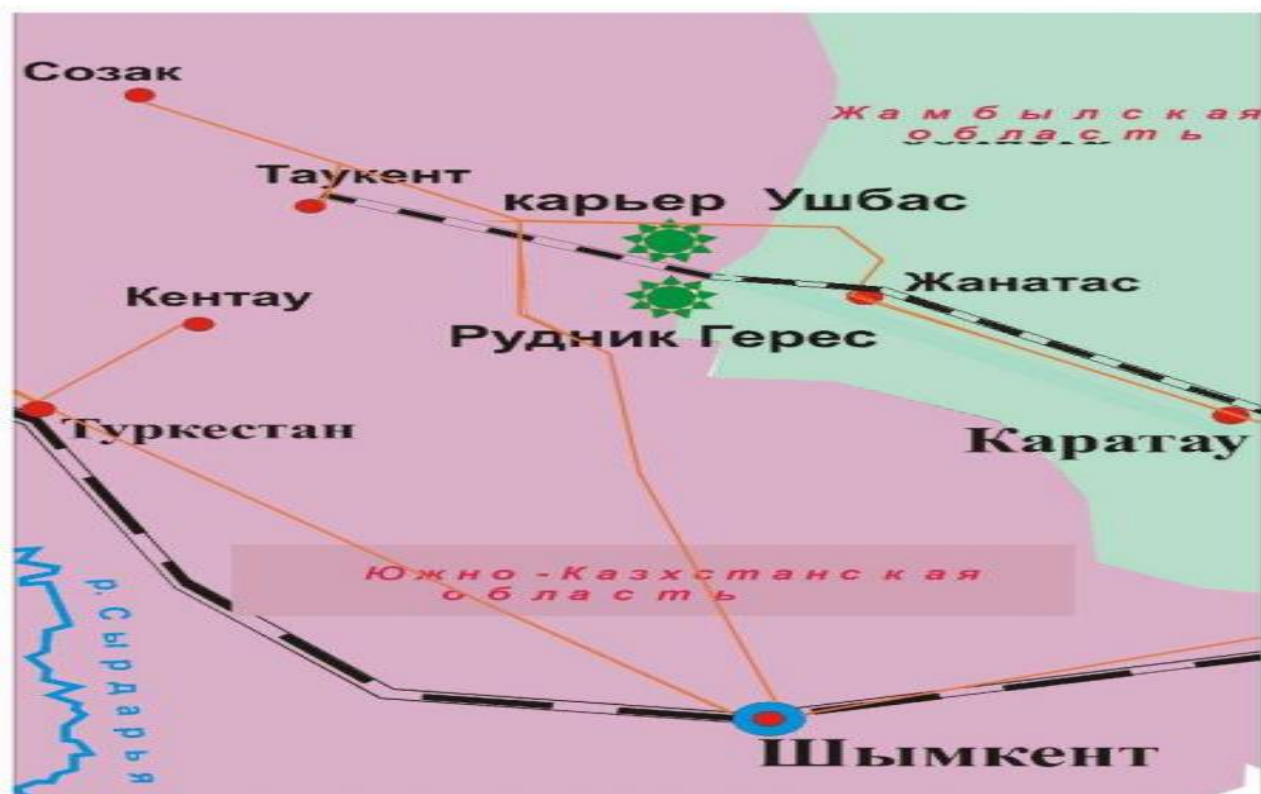


Рис. 1.1 – Обзорная карта района месторождения

Климат района резко континентальный с жарким сухим летом и холодной малоснежной зимой. Среднегодовое количество осадков колеблется в пределах 150-260 мм. Максимальная температура в июле +46°C, минимальная – в январе -40°C. Отрицательная температура воздуха держится с 1–10 декабря до 10–15 марта. Высота снежного покрова крайне неравномерна. В предгорной равнине она достигает 2-3 см и лишь в отдельных случаях – 10-13 см а в горной части ветры сносят снег с возвышенностей в пониженные участки рельефа. Здесь в период снеготаяния происходит интенсивная инфильтрация в горные породы. Глубина промерзания почвы по многолетним наблюдениям колеблется в пределах 18-82 см, средняя 42 см.

Ветровой режим района разнообразный. Максимальные скорости имеют ветры юго-западного направления, они достигают 28-34 м/с, но иногда бывают ураганной силы до 40 м/с и продолжаются от нескольких минут

до 1-2 суток. Максимальные значения среднемесячной скорости ветра наблюдается осенью (октябрь, ноябрь).

Растительность в районе скудная, зеленый покров из различных трав (в основном полынок) сохраняется до июня, затем травы выгорают и местность приобретает однообразную светло-желтую окраску.

По сейсмичности район месторождения относится к пятибалльной зоне.

1.2. Краткая горно-геологическая характеристика месторождения «Герес»

Месторождение Герес приурочено к северо-восточному крылу Гересской антиклинали, юго-западное крыло которой срезано Джанытасским надвигом. Структура месторождения – пологопадающая на северо-восток моноклираль, является как бы продолжением через сбросо-сдвиг Джанатасского месторождения в северо-западном направлении. Фосфоритовый горизонт прослеживается как по падению, так и по простиранию до полного выклинивания его на СЗ фланге месторождения. Мощность горизонта 0–23,7 м, средняя около 12 м. Перекрываются фосфориты железо–марганцевым горизонтом мощностью 0,5 м и мощной толщей карбонатных пород. Длина по простиранию равна 9 км. Интрузивные породы в виде даек зафиксированы в разрезах верхнего рифея, редко в Чулактауской свите. Падение фосфоритного пласта СВ от 30–40° до 50–60°, преобладает 45°. Разрывными нарушениями месторождение разбито на два крупных блока: основной и юго-восточный взброшенный (участок Таутары), которые осложнены более мелкими нарушениями и мелкими блоками.

Месторождение Герес относится ко второй группе сложности для целей разведки.

На месторождении выделяются два типа руд: карбонатный и карбонатно–кремнистый, первый из них развит в основном на флангах месторождения, второй в центральной части. Химический состав и технологические свойства довольно близки, поэтому руды месторождения относятся к одному промышленному типу. Оба типа руд при использовании в производстве удобрений кислотным способом требуют предварительного обогащения.

Минеральный состав фосфоритовых руд довольно простой и представлен в основном фосфатами, кремнеземом (кварц, халцедон) и карбонатом (доломитом, кальцитом), остальные минералы присутствуют в незначительных количествах (не более 5%) и представлены гидрослюдами, полевыми шпатами, пиритом и др.

Фосфоритовые руды месторождения Герес намечается использовать для производства удобрений. Проведенные в ГИГХСе на представительных пробах технологические испытания на обогатимость разными методами, позволили

екомендовать комбинированную двухстадийную суспензионно – обжиговую с оттиркой схему. Эта технологическая схема была проверена на полупромышленной пробе весом 7 т. Работы производились на опытном свинцовом заводе ВНИИцветмета (г.Усть–Каменногогорск) и на опытной установке ГИГХСа на Воскресенском комбинате (г.Воскресенск). Полученный концентрат испытан и пригоден для производства аммофоса высшего сорта (марки Б).

Технологические испытания по электротермической переработке на желтый фосфор, проведенные Ленгипрохимом, показали пригодность руды для переработки по технологической схеме неофлюсованных окатышей.

2. ГЕОЛОГИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ И ЗАПАСЫ

2.1 Горнотехнические и гидрогеологические условия эксплуатации месторождения «Герес»

Запасы месторождения Герес частично могут быть отработаны открытым способом, породы вскрыши, представленные доломитом и доломитизированными известняками, имеют прочность на сжатие 828 – 2431 кг/см², (83–243 МПа), средняя – 149 МПа. Породы вскрыши можно использовать в качестве крупного заполнителя бетона. Помимо этого доломиты пригодны к использованию в качестве вяжущего при производстве силикатного кирпича марки 250 при составе шихты: доломит – 10%, фосфорные шлаки – 60%, эоловые пески – 30%.

Вмещающие породы лежачего бока представлены глинисто – кремнистыми сланцами, полимиктовыми и кварцевыми песчаниками. Глинисто – кремнистые сланцы характеризуются следующими параметрами; коэффициент крепости по шкале проф. Протодьяконова – 8, по буримости – 5, по взрываемости – 3, по трудности экскавации – 3. Кварцевые песчаники: коэффициент крепости – 15-16; категория пород по буримости – 6; по взрываемости – 3, по трудности экскавации 3-4. Объемный вес пород в плотном теле – 2,71 т/м³.

Висячий бок: доломиты черные слоистые. Коэффициент крепости по шкале проф. Протодьяконова 10 – 11. Категория пород по буримости – 5, по взрываемости – 2, по трудности экскавации 3.

Фосфориты темно – серого или черного цвета, массивной и плитчатой текстуры. Коэффициент крепости по шкале проф. Протодьяконова 10 – 11, категория пород по буримости – 7, по взрываемости – 4, по трудности экскавации – 4. Объемный вес – 2,71 т/м³.

Согласно классификации ВНИМИ все породы и руды можно разделить на 2 группы: слабо выветрелые и слаботрещиноватые и группу, представленную зонами тектонических нарушений и сланцами разного состава. По сложности инженерно – геологических условий месторождение отнесено к типу 3–4 классификации ВСКМИНГЕО, как месторождение, сложенное трещиноватыми скальными породами с наличием зон дробления и закарстованных участков.

3. ГОРНАЯ ЧАСТЬ

3.1 Определение запасов месторождения «Герес»

Балансовые запасы определяем по формуле

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

где L – длина месторождения по простиранию, м;

m – средняя мощность рудного тела, м;

γ – плотность рудного тела, кг (т)/м³.

α – угол падения руды, градус

$$Q_b = L \cdot m \cdot h \cdot \gamma / \sin \alpha = 9000 \cdot 12 \cdot 918 \cdot 2,71 / \sin 45 = 383828914,28 \text{ т.}$$

Рассчитаем извлекаемые запасы

$$Q_{ии} = Q_b \times \frac{1 - K_p}{1 - K_{п}}$$

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

K_p – коэффициент разубоживания полезного ископаемого.

$$Q_{ии} = 383828914,28 \times \frac{1 - 0,08}{1 - 0,12} = 401275683,11$$

3.2 Определение основных параметров рудника

Разработка месторождений полезных ископаемых может производиться тремя способами: открытым, подземным и комбинированным, в зависимости от условий залегания, мощности залежей, ценности руды и других факторов.

Разрабатываемое рудное тело залегает на глубине 918 м и имеет угол падения 45° и мощность 12 м.

Для выбора рационального способа разработки необходимо определить предельную глубину перехода от открытого способа разработки к подземному по формуле Б. П. Боголюбова.

$$H = \frac{K_{gp} \times m_r \times K_{и}}{\cot \alpha + \cot \beta}$$

где K_{gp} - граничный коэффициент вскрыши;

m_r – горизонтальная мощность рудной залежи, м;

$$m_r = m \times \sin \alpha = 12 \times 0,7 = 17,15$$

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

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

Граничный коэффициент вскрыши

$$K_{gp} = \frac{(C_n - C_o)}{C_g},$$

где C_n - себестоимость добычи руды подземным способом, тг/т;

C_o - себестоимость руды при открытом способе разработки, тг/т;

C_g - себестоимость вскрышных работ, тг/т.

$$K_{gp} = \frac{(2190 - 440)}{140} = 12,5$$

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

$$H = \frac{12,5 \times 17,15 \times 0,98}{\cot 30 + \cot 45} = 140 \text{ м}$$

Рудное тело имеет глубину залегания равную 918 м от земной поверхности, предельная глубина карьера составляет 140 м. Таким образом, принимается комбинированный метод разработки месторождения

В практике проектирования горных предприятий одним из основных вопросов является задача определения оптимальных параметров рудника, к которым относятся: годовая производственная мощность и срок службы рудника. Эти параметры взаимосвязаны и правильное их определение обеспечивает ритмичность и рентабельность работ в течение всего периода его эксплуатации.

Определение годовой производственной мощности рудника

$$A = \frac{V \times S_r \times \gamma \times K_1 \times K_2 \times K_n}{K_k}$$

Где V – среднее годовое понижения уровня выемки, м/год
 S_r - средняя величина рудной площади, м²;
 γ -удельный вес руды, т/м³;
 K_n – коэффициент извлечения руды;
 K_1, K_2 – поправочные коэффициенты к величине годового понижения в соответствии с углами падения, мощностью рудных залежей;

$$A = \frac{3 \times 154350 \times 2.71 \times 0.9 \times 0.8 \times 1.04}{0.88} = 1067776,46 \text{ т/год}$$

Срок существования рудника определяется исходя из геологических запасов месторождения и годовой мощности рудника, а также складывается из времени строительства и затухания рудника

$$T = t_{стр} + t_{расч} + t_{зам} ,$$

где $t_{стр}, t_{зам}$ - время строительства и затухания рудника;
 $t_{расч}$ - расчётный срок существования рудника.

$$t_{расч} = \frac{Q_{под}}{A_r} ,$$

где $Q_{под}$ - подземные запасы руды, т;
 A_r - годовая производительность рудника, т/год.

$$t_{рас} = \frac{379666683,11}{1067776,46} = 356 \text{ лет}$$

По формуле определяем срок существования рудника

$$T = 4 + 356 + 3 = 363 \text{ лет}$$

3.3 Выбор способа вскрытия месторождения

Для вскрытия месторождения технически возможными являются следующие варианты:

- 1) вскрытие вертикальным стволом и слепым стволом со стороны лежачего бока
- 2) вскрытие вертикальным стволом со стороны лежачего бока

Из двух конкурентоспособных способов вскрытия выбираем наиболее оптимальный.

Выбранный способ вскрытия должен удовлетворять следующим требованиям: безопасность труда и лучшие условия проветривания горных выработок; максимальное извлечение полезного компонента из недр; экономичность по капитальным и эксплуатационным затратам; минимальный срок вскрытия и развития очистных работ; обеспечение заданной производительной мощности рудника.

Критерием сравнительной оценки служит минимум приведенных затрат.

Все расчёты приведены в Приложении А и занесены в таблицу 1.

Таблица 1 - Техничко-экономические показатели вариантов вскрытия

Наименование затрат	Показатели, тг	
	1 вариант вскрытия	2 вариант вскрытия
Капитальные затраты		
Проведение главного ствола	39750000	67500000
Проведение слепого ствола	27750000	-
Проведение вентиляционного ствола	79200000	79200000
Проведение квершлагов	1968750	3302500
Строительство надшахтных сооружений	3459605	3459605
ИТОГО	152128355	153462105
Эксплуатационные затраты		
Поддержание главного ствола	1731510000	2940300000
Поддержание слепого ствола	1208790000	-
Поддержание вентиляционного ствола	5111040000	5111040000
Поддержание квершлагов	35437500	59445000
Ремонт надшахтных сооружений	86644470	86644470
ИТОГО	8173421970	8197429470
Приведенные затраты	8325550325	8350891575

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

3.4 Выбор и сравнительная оценка систем разработки

От принятой системы разработки зависят такие важнейшие показатели работы рудника, как производительность труда забойного рабочего, себестоимость добычи руды, величина потерь и разубоживания при добыче, количество и себестоимость конечной продукции горного предприятия и размер получаемой прибыли. Поэтому выбор системы разработки и ее конструктивных элементов является одной из самых важнейших задач.

Выбор рациональной системы разработки для месторождения осуществляется в 2 этапа.

1 этап: Предварительный выбор систем, по горно-геологическим и горнотехническим условиям.

2 этап: Сравнительная оценка отобранных систем и выбор наиболее рациональной.

Для отработки крутопадающих рудных залежей, средней мощности и мощных с устойчивыми вмещающими породами целесообразно применить следующие системы разработки:

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

С целью выбора наиболее эффективной системы разработки дальнейшее сравнение осуществляется по совокупности технико-экономических показателей, принимаемых в качестве критериев, используя метод нормативных отклонений.

Таблица 2 - Техничко-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. Расчет приведен в приложении Б.

Система с отбойкой руды из подэтажных штреков – сущность данной системы состоит в том, что рудное тело, подготовленную этажным способом,

делят на выемочные блоки, запасы отрабатываются веерным комплектом скважин, руда под собственным весом доставляется до рудоприемных выработок, управление горным давлением осуществляется междукамерными целиками.

Систему применяют для крутопадающих руд мощностью до 15-20 м с устойчивыми вмещающими породами.

Высота блока 60 м, длина камеры 120 м, высота подэтажа 20 м, ширина междукамерных целиков 10, толщина 12.

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

Очистные работы начинают с расширения отрезного восстающего в отрезную шель на границе камеры с междукамерным целиком. Бурение осуществляется при помощи буровых машин. Отбитая руда под собственным весом поступает на подошву погрузочного заезда, после самоходными ПДМ доставляется до рудоспуска.

Потери руды в данной системе составляют 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.

3.5 Расчет отбойки руды по выбранной системе разработки

Удельный расход ВВ на отбойку

$$q = q_0 \times K_{\text{ВВ}}$$

где q_0 – эталонный расход ВВ кг/м³;

$K_{\text{ВВ}}$ - поправочный коэффициент на тип ВВ (Гранулит АС-4);

$$q = 1.2 \times 1 = 1.2 \text{ кг/м}^3$$

Расчет линия наименьшего сопротивления

$$W = d \sqrt{\frac{0.785 \times \Delta \times \tau}{q \times m}}$$

где d – диаметр скважины, м;

Δ - естественная плотность ВВ кг/м³;

τ - относительная длина зарядов в скважине;

m - коэффициент сближения скважин;

$$W = 0.105 \sqrt{\frac{0.785 \times 1100 \times 0.7}{1.2 \times 0.7}} = 2.81 \text{ м}$$

Определение объема отбиваемого слоя

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

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

$$V_{\text{сл}} = 20 \times 12 \times 2.81 = 674.4 \text{ м}^3$$

Площадь скважины:

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

$$S_{\text{скв}} = \frac{3.14 \times 0.105^2}{4} = 0.0087 \text{ м}^2$$

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;
 γ - плотность руды т/м³;
P- коэффициент разубоживания;
П - коэффициент потерь;

$$Q_{\text{сл}} = 674.4 \times 2.71 \times \frac{(1 - 0.08)}{(1 - 0.12)} = 1910 \text{ т}$$

4. 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.

Расположение зданий и сооружений на площадке обеспечивает наиболее благоприятные условия для естественного освещения, аэрации, вентиляции, борьбы со снежными заносами. 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.

На размеры территории и плотность ее застройки существенное влияние оказывают противопожарные и санитарные разрывы между зданиями и сооружениями.

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.

Зеленые насаждения защищают атмосферу от загрязнения производственными отходами, препятствуют распространению шума. Почвенный покров территории засеян травами.

На территории рудника озеленяются: внутривозрастные магистральные проезды; участки, свободные от застройки; участки у столовых; бытовых помещений, рудоуправлений.

Категория по пожарной взрывопожарной и взрывной опасности определяется по нормам технологического проектирования или по специальным перечням производств, составленным и утвержденным соответствующими министерствами.

В случае возникновения пожаров из зданий и сооружений обеспечены безопасная эвакуация людей. Эвакуационными считаются выходы: из помещений любого этажа, кроме первого, в коридор или проход, ведущие к лестничной клетке или в лестничную клетку, имеющую выход непосредственно наружу или через вестибюль, отделенный от коридоров перегородками с дверями; из помещений первого этажа наружу непосредственно или через коридор, вестибюль, лестничную клетку. План поверхности приведен в приложении Г.

5. ОХРАНА ТРУДА

5.1 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.

5.2 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.

5.3 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. Наиболее полное извлечение из недр и рациональное использование запасов полезного ископаемого.
4. Недопущение вредного влияния горных работ на сохранение запасов полезного ископаемого.
5. Охрана месторождений от затоплений, пожаров и других факторов, снижающих качество полезного ископаемого.
6. Предупреждение необоснованной и самовольной застройки площадей.
7. 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 руд.

2. Выбор местоположения панельных и барьерных целиков при проектировании отработки новых залежей, приурочивая их к менее богатым по содержанию металла зонам.

3. Сокращение площадей оставления рудной корки за счет совершенствования технологии отбойки руды.

6. Экономическая часть

6.1 Организация и управление производством

При подземном способе отработки месторождения проводятся горно - проходческих, очистных и транспортных работ.

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

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

6.2 Организация управления

Руководство производством обеспечивается как линейным персоналом начальник участка (рудника), старший мастер, мастер, старший электромеханик, электромеханик так и функциональным аппаратом специалистов геолог, маркшейдер, нормировщик - экономист.

Линейный персонал рудника осуществляет оперативное руководство рабочими в сменах и непосредственный контроль за ведением технологических процессов производства. В подчинении сменных мастеров и механика находится коллективы бригад рабочих.

Режим работы рудника приведен в таблице 3.

Таблица 3 - 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

6.2.1 Численность трудящихся

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. Фонд оплаты труда приведен в таблице 13.3.

Таблица 4 – Штатная расстановка трудящихся на подземных работах

Профессия и должность	Категория/ Разряд	В том числе по сменам			Итого явочный состав	Итого списоч. Состав
		1	2	3		
		Начальник участка (рудника)	ИТР	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
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
Машинист ПНБ	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	4	1	1	1	3	3
Слесарь-ремонтник	5	1	1	1	3	3
Газоэлектросварщик (подз.)	5	1			1	1
Горнорабочий	3	3	3	3	9	9
Итого:		6	5	5	16	16
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		27	15	16	55	55

Таблица 5 – Фонд оплаты труда трудящихся на подземных работах

Наименование участка, службы, вида работ, профессий, должностей	Числ.	Раз-ряд	Оклад, тар. ставка	З/плата на одного рабочего	Месячный ФЗП	Годовой ФЗП
Начальник участка (рудника)	1		130000	130000	130000	1560000
Старший мастер участка	1		95000	95000	95000	1140000
Горный мастер	3		85000	85000	255000	3060000
Участковый геолог	2		80000	80000	160000	2880000
Участковый маркшейдер	2		74000	74000	148000	1776000
Ст. электромеханик рудника	1		68000	68000	68000	816000
Электромеханик	1		60000	60000	60000	720000
Нормировщик экономист	2		55000	55000	110000	660000
Итого:	13				1026000	11052000
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 ПНБ	6	6	54000	54000	324000	3888000
Бурильщики	3	6	77000	77000	231000	2772000
Взрывники	6	5	52000	52000	312000	3744000
Дежурные эл.слесари	3	5	47000	47000	141000	1692000
Итого:	18				1008000	12096000
Прочие подземные рабочие						
Машинист насосных установок	3	4	44000	44000	132000	1584000
Слесарь-ремонтник	3	5	42000	42000	126000	1512000
Газо-эл.сварщик (подз.)	1	5	40000	40000	40000	480000
Горнорабочий	9	3	39500	39500	355500	4266000
Итого:	16				653500	7842000
Поверхностные рабочие						
Электрослесарь (слесарь) дежурный и по ремонту оборудования	6	5	38000	38000	228000	2736000
Газоэлектросварщик	2	4	36000	36000	72000	864000
Итого:	8				300000	3600000
Всего по руднику	55				2987500	34590000
Всего по руднику + неучтённые (10%)						38049000

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.

$$C_{\text{фзп}} = \frac{38049000}{1067776,46} = 35,63$$

Расчет расхода нормируемых материалов на очистные работы приведены в таблице 6.

Таблица 6 - 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	48000
Инициаторы	шт	0,37	27	10	28858823
Детонирующий шнур	м	1	37,6	37,6	28398,31
Буровая сталь	т	0,0004	1 000	0,4	60746
Жировая смазка	кг	0,04	250	10	151866
Солярка 30л на 100км	л		193		206080857
Неучтённые материалы (10%)					23522869
Итого					258751559

Себестоимость 1 т руды по элементу «Материалы»

$$C_M = \frac{258751559}{1067776,46} = 242,32 \text{ тг / т}$$

Таблица 9 – Расчет амортизационных отчислений на основные фонды

Наименование работ и основных средств	Ед. изм.	Кол-во	Стоимость единицы, тенге	Сумма, тенге	Норма амортизации, %	Амортиз. отчислен. тг/т
Здания и сооружения						
Здание АБК	шт	1	143457000	143457000	10	358
Центральный склад	шт	1	28691400	28691400	18	129
склад ВМ	шт	1	22953120	22953120	18	103
Блок вспомогательных цехов	шт	1	85660625	85660625	18	403
Неучтенные сооружения 10%				28076214		
Итого по зданиям и сооружениям				308838360		993
Машины и оборудования						
Вентилятор ВВД40	шт	2	3545000	7090000	18	32
Погрузчик АСУ-2С	шт	2	70000000	140000000	18	630
Автосамосвал Minetruck МТ2010	шт	3	85000000	255000000	18	1147,5
Неучтенная техника 10%				40354800		
Итого по машинам и оборудованию				443902800		1809,5
Всего				751283160		2802,5

Таблица 10 – Калькуляция себестоимости добычи

Наименование статей затрат	Сумма на 1 тонну, тенге
1. Заработная плата	35,63
2. Материалы	242,32
3. Амортизация	2802,5
Итого	3080,45
Непредвиденные затраты 6%	184,8
Налоги, сборы, платежи 2%	61,6
Всего на 1 тонну	3326,85

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В дипломной работе дана оптимальная система разработки фосфоритового месторождения «Герес», была рассчитана предельная глубина карьера, а также извлекаемая руда при открытых и при подземных разработках. В данной работе по расчётным данным было принято вскрыть месторождение вертикальным и слепым стволом. При рассмотренных системах разработки оптимальным вышло использования системы разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- [1] <https://infopedia.su/14xf57c.html>
- [2] А.М. Бейсебаев, М.Ж. Битимбаев, С.Ж. Даукеева – Горно – геологический справочник по разработке рудных месторождений, в двух томах: I том – 575 с., II том – 252 с. 1997г.
- [3] Вскрытие и подготовка рудных месторождений при подземной разработке: учеб. пособ. / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко ; М-во образования и науки Украины ; Нац. горн. ун-т. – Д. : НГУ, 2016. – 101 с.
- [4] Боголюбов Б.П., Терпигорев А.М., Справочник по горнорудному делу. 1960г
- [5] Справочник по горнорудному делу. Под ред. В.А.Гребенюка Ю Я.С.Пыжьянова ,И.Е.Ерофеева. – М.: Недра, 1983г.
- [6] Байконуров О. А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. Алматы , 1969г.
- [7] <https://info.geology.gov.kz/ru/informatsiya/spravochnik-mestorozhdenij-kazahstana/tverdye-poleznye-iskopaemye/item/%D0%B3%D0%B5%D1%80%D0%B5%D1%81-7>

ПРИЛОЖЕНИЕ А

$$\Pi = C_{y\partial} + E \cdot K_{y\partial} \rightarrow \min ,$$

где $C_{y\partial}$ - удельные эксплуатационные затраты;

$K_{y\partial}$ - удельные капитальные затраты;

E - нормативный коэффициент.

1-й способ

Капитальные затраты

Проведение главного ствола

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

где H_{kc} - глубина ствола, м;

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

n_{kc} - количество стволов.

$$K_{kc} = 530 \times 75000 \times 1 = 39750000 \text{ тг}$$

Проведение слепого ствола

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

где H_{kc} - глубина ствола, м;

K_{cc} - стоимость проведения 1 п.м. слепого ствола, тг/м;

n_{kc} - количество слепых стволов.

$$K_{cc} = 370 \times 75000 \times 1 = 27750000 \text{ тг}$$

Проведение вентиляционных стволов 1

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

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

$$K_{bc} = 530 \times 45000 \times 2 = 47700000 \text{ тг}$$

Проведение вентиляционных стволов 2

Продолжение приложения А

$$K_{bc} = H_{bc} \cdot K_{\sigma} \cdot n_{bc}$$

где K_{σ} - стоимость проведения 1 п.м. ствола, тг/м;

$$K_{bc} = 350 \times 45000 \times 2 = 31500000 \text{тг}$$

Проведение квершлагов

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

где L_{kb} - длина квершлага, м;

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

$$K_{bc} = 393,75 \times 5000 = 1968750 \text{тг}$$

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений:

$$Kn.z = 9,3 + 3,24 \cdot A_2 ,$$

A_2 - Годовая производительность месторождения , т/год

$$Kn.z = 9,3 + 3,24 \cdot 1067776,46 = 3459605 \text{тг}$$

Сумма капитальных затрат по первому варианту вскрытия составляет 152128355тенге

Продолжение приложения А

Эксплуатационные расходы

Стоимость поддержания главного ствола шахты

$$C_{kc} = H_{kc} \cdot R_{kc} \cdot T ,$$

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

$$C_{kc} = 530 \cdot 9000 \cdot 363 = 1731510000 \text{тг}$$

Стоимость поддержания слепого ствола шахты

$$C_{cc} = H_{cc} \cdot R_{cc} \cdot T ,$$

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

$$C_{cc} = 370 \cdot 9000 \cdot 363 = 1208790000 \text{тг}$$

Стоимость поддержания вентиляционных стволов шахты

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

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

$$C_{vc} = 530 \cdot 8000 \cdot 363 \cdot 2 = 3078240000 \text{тг}$$

Стоимость поддержания вентиляционных стволов шахты

$$C_{vc} = 350 \cdot 8000 \cdot 363 \cdot 2 = 2032800000 \text{тг}$$

Стоимость поддержания квершлагав

$$C_{kv} = 2L_{cp.kv} \cdot R_{kv} \cdot t_{эм} ,$$

где $L_{cp.kv}$ - длина квершлага, м;

$$C_{kv} = 787,5 \cdot 3000 \cdot 15 = 35437500 \text{тг}$$

Продолжение приложения А

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

$t_{эм}$ - срок службы выработки, лет;

Стоимость подъёма руды

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

где $H_{под}$ - высота подъёма, м;

$Q_{под}$ - объём поднимаемой руды, т;

$R_{под}$ - стоимость подъёма, тг/м

$$C_{под} = 900 \cdot 800000 \cdot 0,0008 = 576000 \text{тг}$$

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; T - срок службы рудника, лет.

$$D_p = (0,164 + 0,07 \cdot 1,067) \cdot 363 = 86644470 \text{тг}$$

Сумма эксплуатационных затрат по первому варианту вскрытия составляет 8173421970тенге.

2-ой способ

Капитальные затраты

Проведение главного ствола

$$K_{кc} = H_{кc} \cdot K_k \cdot n_{кc}$$

где $H_{кc}$ - глубина ствола, м;

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

$n_{кc}$ - количество стволов.

$$K_{кc} = 900 \times 75000 \times 1 = 67500000 \text{ тг}$$

Продолжение приложения А

Проведение вентиляционных стволов

$$K_{\text{вс}} = H_{\text{вс}} \cdot K_{\text{в}} \cdot n_{\text{вс}},$$

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

$$K_{\text{вс}} = 880 \cdot 45000 \cdot 2 = 79200000 \text{ тг}$$

Проведение квершлагов

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

где $L_{\text{кв}}$ - длина квершлага, м;

$K_{\text{кв}}$ - стоимость проведения 1 п.м. квершлага, тг/м.

$$K_{\text{кв}} = 660,5 \times 5000 = 3302500 \text{ тг}$$

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений:

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

A_2 - Годовая производительность месторождения, т/год

$$K_{\text{п.з}} = 9,3 + 3,24 \cdot 1067776,46 = 3459605 \text{ тг}$$

Сумма капитальных затрат по первому варианту вскрытия составляет 153462105 тенге

Эксплуатационные затраты

Стоимость поддержания главного ствола шахты

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

где $R_{\text{вс}}$ - стоимость поддержания 1 п. м. ствола, тг/м;

$n_{\text{вс}}$ - количество вентиляционных стволов.

$$C_{\text{вс}} = 900 \cdot 9000 \cdot 363 \cdot 1 = 2940300000 \text{ тг}$$

Продолжение приложения А

Стоимость поддержания вентиляционных стволов шахты

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

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

$n_{вс}$ - количество вентиляционных стволов.

$$C_{вс} = 880 \cdot 8000 \cdot 363 \cdot 2 = 5111040000 \text{тг}$$

Стоимость поддержания квершлагов

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

где $L_{ср.кв}$ - длина квершлага, м;

$$C_{кв} = 1321 \cdot 3000 \cdot 15 = 59445000 \text{тг}$$

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

$t_{эм}$ - срок службы выработки, лет;

Стоимость подъёма руды

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

где $H_{под}$ - высота подъёма, м;

$Q_{под}$ - объём поднимаемой руды, т;

$R_{под}$ - стоимость подъёма, тг/м

$$C_{под} = 900 \cdot 800000 \cdot 0,0008 = 576000 \text{тг}$$

Стоимость ремонта надшахтных зданий и сооружений

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

Продолжение приложения А

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

$$D_p = (0,164 + 0,07 \cdot 1,067) \cdot 363 = 86644470 \text{тг}$$

Сумма эксплуатационных затрат по второму варианту вскрытия составляет 8350891575тенге.

Приведённые затраты

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

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

$$П = \frac{8173421970}{379666683.11} + 0.15 \times \frac{152128355}{379666683.11} = 21.56 \text{ тг/т}$$

2) Вскрытие главным стволом со стороны лежачего бока

$$П = \frac{8350891575}{379666683.11} + 0.15 \times \frac{153462105}{379666683.11} = 22.06 \text{ тг/т}$$

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

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

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

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

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

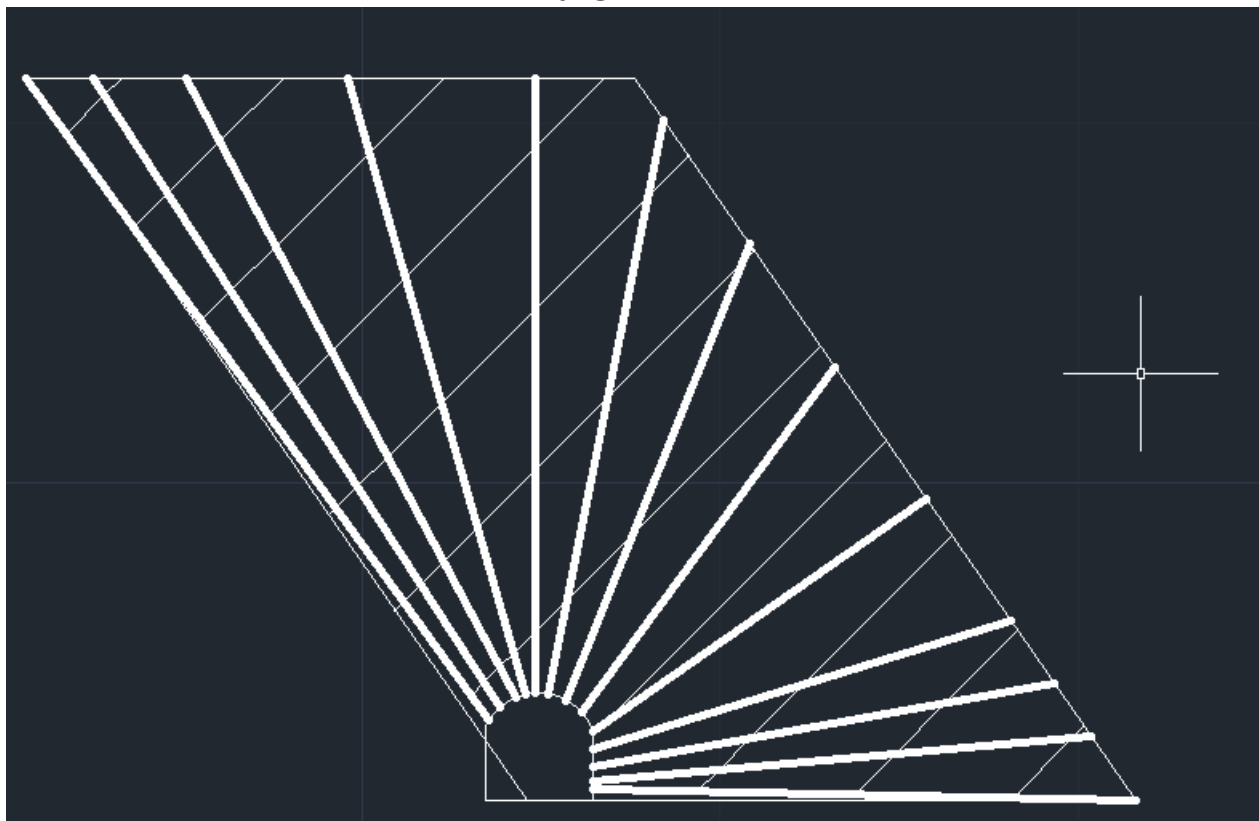
$$\Delta J_1^4 = \frac{0.50 - 0.45}{0.45} \quad \Delta J_2^4 = \frac{0.45 - 0.45}{0.45}$$

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

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

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

ПРИЛОЖЕНИЕ В



Отбойка руды верными скважинами

ПРИЛОЖЕНИЕ Г

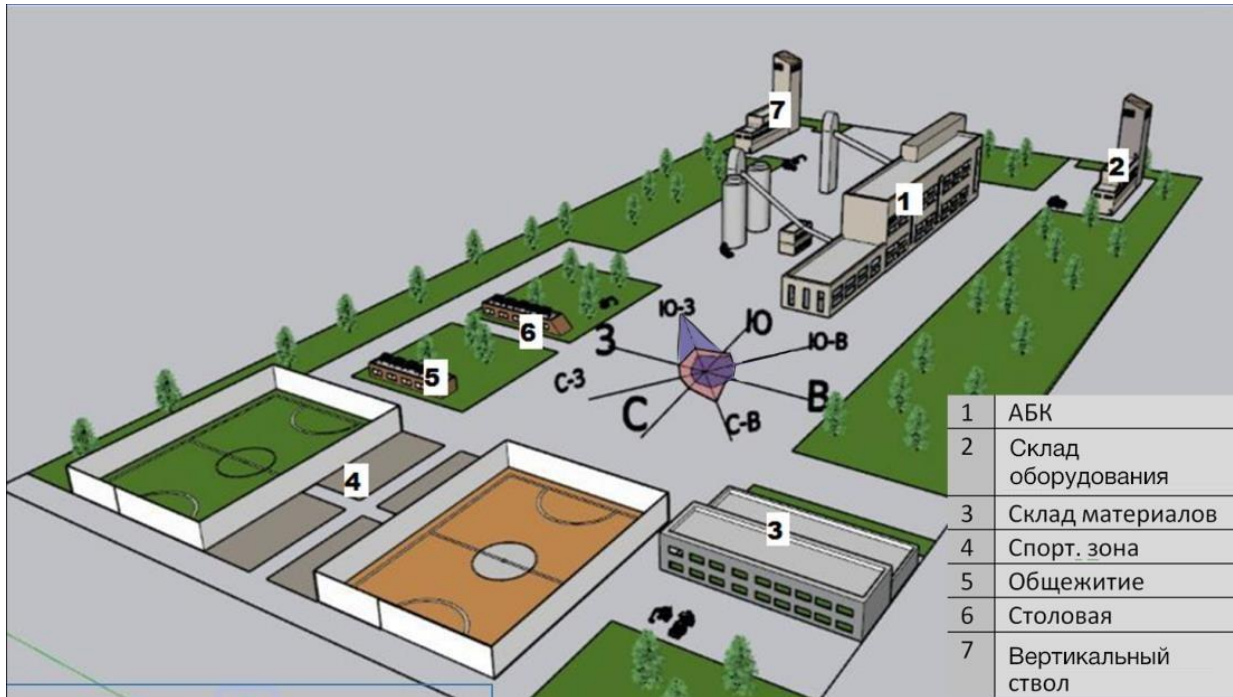


Рис Г.1 – Генеральный план поверхности