

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАНА

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Горное дело»

Ибраев Кенесары Абаевич

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту

На тему: «Проект разработки рудника Акбакай»

Специальность 5В070700 – Горное дело

Алматы 2022

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАНА

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Горное дело»

**ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ**
Зав. кафедрой «Горное дело»
д.р техн. наук, проф.
Молдабаев С.К.
« 19 » 05 2022г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломной работе

На тему: «Проект разработки рудника Акбакай»

по специальности 5В070700 – Горное дело

Выполнил

К.А. Ибраев

**Рецензент**
магистр-техн. наук
В.В. Грязнов
« 18 » 05 2022 г.

Научный руководитель:
лектор
Г.Б. Бахмагамбетова
« 13 » 05 2022 г.

Алматы 2022

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАНА

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова
Кафедра «Горное дело»

УТВЕРЖДАЮ

Зав. кафедрой «Горное дело»

д.р техн. наук,

проф.

Молдабаев С.К.

2022г.



ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломной работы

Обучающемуся Ибраев Кенесары Абаевич

Тема: «Проект разработки рудника Акбакай»

Утверждена приказом Ректора Университета №489-п от «24» 12 2021г

Срок сдачи законченной работы

«16» 05 2022г

Исходные данные к дипломной работе:

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

Краткое содержание дипломной работы:

- а) общие сведения
- б) вскрытие месторождения
- в) система разработки
- г) охрана окружающей среды и охрана труда
- д) экономика рудника

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей): схема вскрытия месторождения, система разработки месторождения

Рекомендуемая основная литература: 5

1 Байконуров О.А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. –Алма-Ата: Наука, 1969.

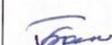
ГРАФИК

Подготовка дипломной работы

Наименование разделов	Сроки представления научному руководителю	Примечание
Общие сведения	10.01.2022	выполнено
Основные параметры рудника	7.02.2022	выполнено
Вскрытие месторождения	4.03.2022	выполнено
Выбор системы разработки месторождения	3.04.2022	выполнено
Охрана окружающей среды	10.04.2022	выполнено
Охрана труда	24.04.2022	выполнено
Экономика рудника	28.04.2022	выполнено

Подписи

Консультантов и нормоконтролера на законченную дипломную работу

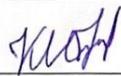
Наименование разделов	Научный руководитель, консультанты	Дата подписания	Подпись
Общие сведения	Г.Б. Бахмагамбетова	05.01.2022	
Основные параметры рудника	Г.Б. Бахмагамбетова	15.01.2022	
Вскрытие месторождения	Г.Б. Бахмагамбетова	15.02.2022	
Выбор системы разработки	Г.Б. Бахмагамбетова	20.03.2022	
Охрана окружающей среду	Г.Б. Бахмагамбетова	05.04.2022	
Охрана труда	Г.Б. Бахмагамбетова	15.04.2022	
Экономика рудника	Г.Б. Бахмагамбетова	30.04.2022	
Нормоконтролер	Д.С. Мендекинова	17.05.2022	

Научный руководитель



Г.Б. Бахмагамбетова

Задания принял к исполнению



К.А. Ибраев

Дата

« 23 » 05 2022 г

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	16
1 Горно-геологическая характеристика месторождения Акбакай	17
1.1 Общие сведения о месторождении	17
1.2 Геологическое строение рудного поля месторождения	17
1.3 Гидрогеологические условия разработки месторождения	18
1.4. Подсчет промышленных запасов	18
2. Метод разработки	21
2.1 Выбор метода разработки	21
2.2 Основные параметры рудника	22
2.3 Срок существования подземного рудника	22
3. Вскрытие и подготовка месторождения	24
3.1 Выбор рационального способа вскрытия месторождения	24
3.2 Выбор способа подготовки шахтного поля	34
3.3 Определение местоположения основной вскрывающей выработки	34
4. Система разработки месторождения	35
4.1 Выбор оптимальной системы разработки по методике академика О.А Байконурова	35
4.2 Описание системы разработки с маганизированием руды	35
5 Специальная часть	38
5.1 Горно-капитальные работы при разработке Акбакайского месторождения	38
6. Рудничный транспорт	39
7. Энергоснабжение шахты	40
8. Рудничная аэрология	41
9. Охрана труда	43
9.1 Анализ опасных, производственных и природных факторов	43
9.2 Мероприятия по охране труда	43
9.3 Меры безопасности эксплуатации подземного склада взрывчатых веществ	44
10 Генеральный план поверхности	45
10.1 Общие сведения	45
11 Экономическая часть	46
11.1 Методика определения технико-экономической эффективности	46
11.2 Организация и управление производством	46
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	52
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	53

ВВЕДЕНИЕ

Развитие горнорудной промышленности – полиметаллической, цветных и благородных металлов играет огромную роль в создании материально-технической базы Республики Казахстан. Наша страна переходит к грандиозным объемам горных работ, исчисляемых миллиардами кубических метров в год. Осуществление таких намеченных программ развития и совершенствования горнорудной промышленности произойдет в результате преимущественного развития подземного способа разработки рудных минералов как наиболее экономичного и эффективного.

В дипломном проекте рассмотрены актуальные вопросы подземной выемки золотоносных руд месторождения «Акбакай». При отработке жильных рудных тел на рудниках широко применяются системы разработки с магазинированием руды. На Акбакайском месторождении в настоящее время горные работы достигают глубины до 600 м.

В настоящем проекте рассмотрена отработка маломощных рудных тел месторождения «Акбакай».

1 Горно-геологическая характеристика месторождения Акбакай

1.1 Общие сведения о месторождении

Месторождение Акбакай расположено в Жамбылской области в поселке Мойынкум. Поселок расположен в непосредственной близости ЖД станции Кияхты (110 километров к юго-востоку от месторождения) а так-же пересекается с автомобильной дорогой через поселок Мирный. К югу от поселка Акбакай находится районный центр поселок Мойынкум.

ЖД Моинты-Чу и автомобильная линия Алма-Аты-Балхаш проходят в 85 км к востоку, а асфальтированная шоссейная линия Фурмановка- Бирлик-Мойынкум в 90-110 километров к югу и юго-западу от месторождения. Рельеф зоны равнинно-мелкосопочный, превышения достигают 20-30 метров, абсолютные отметки 465-490 метров.

В районе слабая обводненность. Реки-Саи обладают мелким стоком во время весеннего снеготаяния [2].

Климат района засушливый. Сильные ветра, в особенности северо-восточного направления.

1.2 Геологическое строение рудного поля месторождения

Территория Акбакайское рудное поле в региональном плане относится к Чу-Илийскому рудному полю. Помимо Акбакай, в рудном поле также находятся такие месторождения как, Бескемпир, Аксакал, Кенжем, Думан-Шуак, Са-мородковое, Карьерное, Кенгир и т.д. (рисунок-1.1)

Главным элементом Чу-Илийского рудного пояса в различной степени серпентинизированными перидотитом, дунитами и пироксееновыми дунитами. Месторождение хромитов уникальна не только по масштабам запасов, а так-же и по качеству руд.

Нижнекаменнорудная свита, согласно залегающая на фаменских отложениях, представлена карбонатными породами нижнего турне, расчлененными сверху на четыре горизонта: второй перемеживающийся, первый перемеживающийся, искристый, базальный. Мощность этих горизонтов от 40-80 до 400-510 м, общая мощность свиты достигает 480-690 м.

Мезозой-кайнозойские отложения представлены красно цветными песчано-глинистыми отложениями верхнего мела, рыхлыми валлуниками, глинами песками, слабо сцементированными конгломератами, палевыми известями раннего четвертичного возраста, аллювиальными, делювиальными и субаэральными отложениями позднего четвертичного периода. Они перекрывают среднепалеозойские горные отложения на водоразделениях и к югу от месторождения. [2]

1.3 Гидрогеологические условия разработки месторождения

Гидрогеологические условия территории восточного фланга являются простыми и сходными с месторождением «Акбакай». Воды трещинные с минерализацией 1,3-3 г/л сульфатно-хлоридно-натриево-кальциевые, очень жесткие - общая жесткость 7,8-27,2 мг/экв/л, при карбонатной жесткости 2,5-2,8 мг/экв/л. РН их равна 7,6-7,95. Обводненность слагающих пород незначительная. Водоприитоки при проходке шурфа 25 и штольни 1 не превышали 3-5 м³/час.

«Акбакайские» шахты из всех горизонтов на 2002 г. в среднем составляет 25 м³/час. Фильтрационные свойства пород низкие, средний коэффициент фильтрации составляет 0,17 л/сут [2].

Вмещающие породы и руды отличаются высокой крепостью и устойчивостью. Среднее значение прочности на сжатие у гранодиоритов составляет 1380 кг/см², у ороговикованных песчаников 1629 кг/см², у кварцевых руд 1700 кг/см², у березитов 1278 кг/см², у лампрофиров 918 кг/см². Величины коэффициентов крепости по шкале проф. М. М. Протождяконова составляют: гранодиориты 14-16, ороговикованные песчаники 16, кварцевые руды 16-18, березиты 11-14, лампрофиры 11-12.

1.4. Подсчет промышленных запасов

Запасы подземных ископаемых, заключенные в недрах, определяются геологоразведочными работами - это геологические запасы. Они подразделяются на балансовые и забалансовые запасы. Балансовые запасы с учетом потери и разубоживания называются извлекаемыми запасами.

Подсчет запасов осуществляется на каждой стадии разведки и разработки месторождения и является заключительным этапом проведения геологоразведочных работ. В результате подсчета запасов и изучения месторождения в пределах изучаемого участка или всего месторождения устанавливают: форму залежей, геологические и горнотехнические условия залегания для правильного выбора вскрытия и системы разработки месторождения, весовое или объемное количество полезного ископаемого в недрах, основные промышленные типы и сорта, а также количество полезного ископаемого, его технологические свойства, дают рекомендации по промышленному его использованию, оценивают степень изученности месторождения, надежности результатов подсчета запасов для решения вопроса о промышленном назначении запасов.

Запасы полезных ископаемых подсчитывают по наличию их в недрах без учета потерь при добыче, обогащении, переработке. Состав и свойства полезных ископаемых определяют в их природном состоянии.

Для проектируемого рудника Общие балансовые запасы составляло 16 464 000 тонн, а извлекаемые запасы с учетом потерь и разубоживания составляет 15 778 000 тонн.

Исходные геологические данные для выполнения проекта

Длина месторождения по простиранию, L_{np} ... 1400 м;

Длина месторождения по падению, $l_{пад}$ 700 м;

Уголь залегания рудного тела, α 50°;

Мощность рудного тела, $m_{ср}$ 6 м;

Мощность наносов от дневной поверхности

до рудного тела, h_n 180 м;

Плотность руды, γ 2,8 т/м³;

Коэффициент разубоживания, ρ 0,96

Балансовые запасы определяются по формуле:

$$Q_{бал} = L_{ср} * m_{ср} * l_{пад} * \gamma, \text{ т}$$

$$Q_{бал} = 1400 * 6 * 700 * 2,8 = 16\,464\,000 \text{ т}$$

где L_{np} - длина месторождения по простиранию, м;

$m_{ср}$ - месторождения тела, м;

$l_{пад}$ - длина месторождения по падению, м;

γ - плотность руды, т/м³.

Балансовые запасы с учетом потери и разубоживания называются извлекаемыми запасами и определяются по формуле:

$$Q_{изв} = \frac{K_{изв}}{1 - \rho}$$

$$Q_{изв} = 16\,464\,000 * \frac{0,92}{1 - 0,04} = 15\,778\,000$$

где $Q_{изв}$ - извлекаемые запасы, т;

$Q_{бал}$ - балансовые запасы, т;

$K_{изв}$ - извлекаемый коэффициент руды;

ρ - коэффициент разубоживание руды.

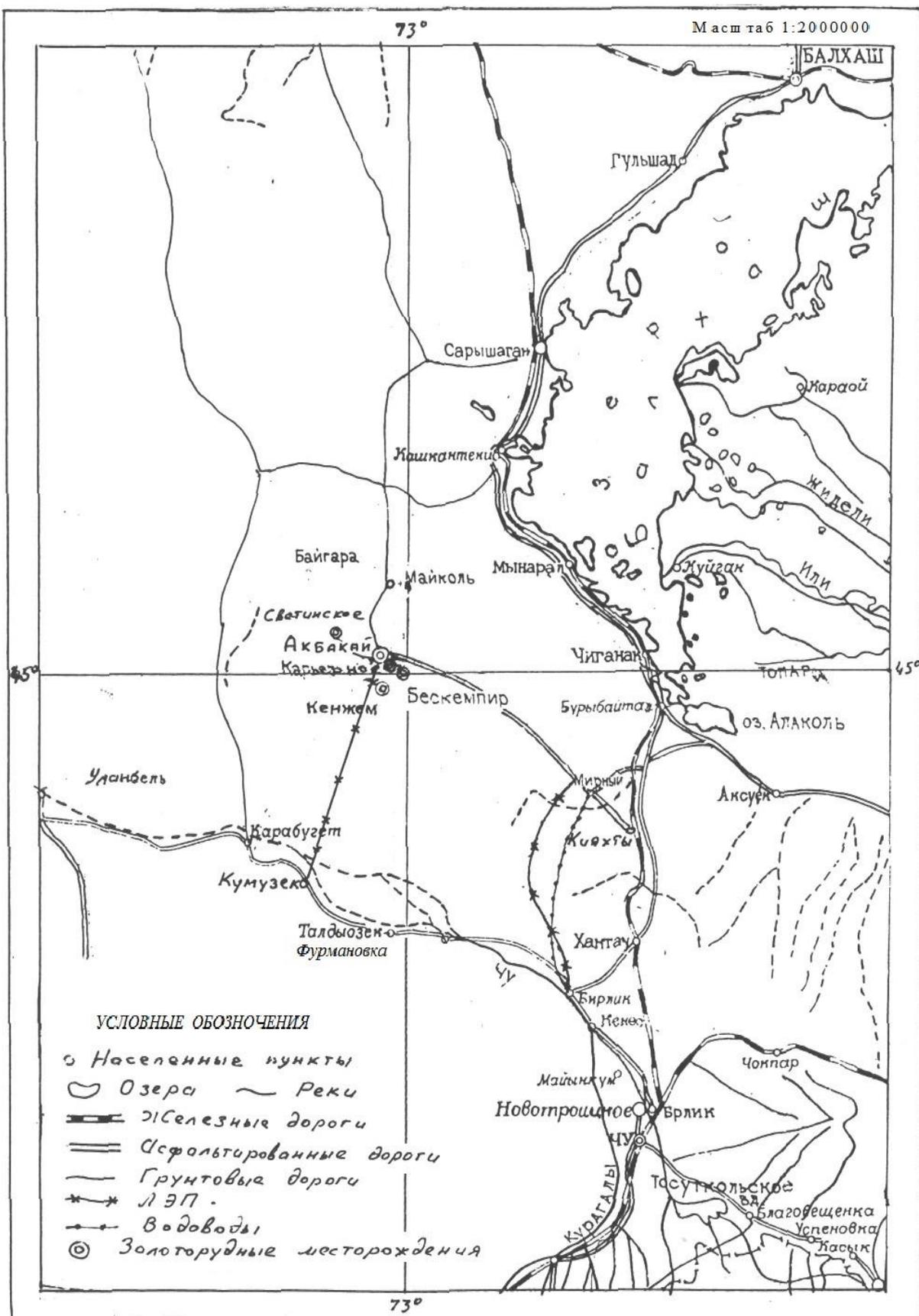


Рисунок 1.1 – Обзорная карта Акбакайского рудного поля

2 Метод разработки

2.1 Выбор метода разработки

Начиная выбирать метод разработки, нужно проанализировать способ разработки комбинированным способ. Верхнюю часть рудного тела разрабатывать открытым способ, отработав верхнюю часть, перейти на подземный метод разработки.

Для более рационального способа выбора метода разработки, необходимо найти граничный коэффициент от открытого к подземному методу разработки.

По формуле академика Боголюбова Б.П., [3] ходим предельную глубину открытых горных руд. По расчетам, предельная глубина составила – 53 метров.

Учитывая, что предельная глубина карьера составила 53 метров, а так-же мощность наносов от дневной поверхности до рудного тела составляет 180 метров, было принято решение, что разработку стоит вести подземным способом разработки.

$$K_{гр} = \frac{C_n - C_o}{C_B}$$

где $K_{гр}$ – граничный коэффициент;

$C_n = 26200$ – себестоимость добычи полезного ископаемого подземным способом, тг/т;

$C_o = 8300$ - себестоимость добычи полезного ископаемого открытым способом, тг/т;

$C_B = 1100$ – себестоимость вскрышных работ, тг/м³.

$$K_{гр} = \frac{26\ 200 - 8\ 300}{1\ 100} = 16,2\text{м}^3/\text{т}$$

С учетом граничного коэффициента определяется глубина открытых работ:

$$H_{гр} = \frac{m * K_{гр} * K_u}{ctg\beta_B + ctg\beta_L}$$

где m – средняя мощность залежи, м;

K_u – коэффициент извлечения;

β_B и β_L – соответственно углы откоса бортов карьера со стороны висячего и лежачего бортов, град.

$$H_{г} = \frac{6 * 16,2 * 0,92}{0,839 + 0,57} = 53\text{ м}$$

2.2 Основные параметры рудника

При проектировании рудника, до строительства рудника, определяется годовая производительная мощность рудника.

Принятая годовая производительная мощность осуществляет особое влияние на строительство основные строящиеся элементы рудника:

- размеры сечения горных выработок
- мощность и типы горного оборудования

Результаты по определению годовой производительной мощности показаны в приложении Б

Годовая производительная мощность составила – 1 030 400 тонн.

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

$$A_r = v * \gamma * \frac{K_{изв} * K_1 * K_2}{1 * \rho} * S_r$$

где v – скорость понижения очистных работ в течение года, м/год;

ρ – коэффициент разубоживания руды;

K_1 - поправочный коэффициент, угла наклона рудного тела;

K_2 - поправочный коэффициент, мощности рудного тела;

γ – плотность руды, т/м³;

$K_{изв}$ - коэффициент извлечения руды;

S_r – горизонтальная площадь рудного тела, м².

$$A_r = 15 * 2,8 * \frac{0,92 * 1 * 1}{1 - 0,04} * 25 600 = 1 030 400 \text{ т}$$

Таблица 2.1 - Поправочный коэффициенты K_1 и K_2 для годового понижения выемки в зависимости от угла падения и мощности рудного тела.

Угол падения, α .	Значения K_1	Мощность рудного тела, т.	Значения K_2
90 ⁰	1,2	до 5 м	1,25
60 ⁰	1	от 5 до 15	1,0
45 ⁰	0,9	от 15 до 25	0,8
30 ⁰	0,8	от 25	0,6

С учетом развития техники и технологий ведения подземных горных работ принимаем $A_2 = 1 030 400$ т.

2.3 Срок существования подземного рудника

Срок существования состоит из нескольких временных различий. В начале

отработки рудника, рудник работает не с полной производительностью и это может продолжаться несколько лет, пока производительность не дойдет до стабильной работы, как было указано в проекте еще до строительства. Так же, отработав основные объемы, рудник начинает постепенно затухать, что может продолжаться до нескольких лет.

В данном проекте, рассчитав срок службы рудника, срок службы рудника составило – 15 лет.

С учетом развития и затухания, срок службы рудника составило 20 лет.

$$T_p = \frac{Q_{изв}}{A_r}, \text{ лет,}$$

где $Q_{изв}$ - извлекаемые запасы месторождения,

$$Q_{изв} = 15\,778\,000 \text{ м};$$

$$A_r - \text{годовая мощность рудника, } A_r = 1\,030\,400 \text{ м.}$$

$$T_{расч} = \frac{15\,778\,000}{1\,030\,400} = 15 \text{ лет}$$

С учетом развития (t_p) и затухания (t_3) горных работ, срок эксплуатации рудника составит:

$$T = t_p + T_{расч} + t_3, \text{ лет,}$$

$$T = 2 + 15 + 3 = 20 \text{ лет}$$

3 Вскрытие и подготовка месторождения

3.1 Выбор рационального способа вскрытия месторождения

Выбранный способ вскрытия следует соответствовать таким требованиям как: безопасность, максимальные условия проветривания выработок, максимальное извлечение полезного ископаемого и недр, наибольшая экономичность по затратам, минимальный срок вскрытия и развития очистных работ.

Из двух более подходящих способов, выбираем более оптимальный вариант

1-способ: Вертикальным стволом со стороны лежачего бока, за зоной сдвижения пород.

2-способ: Основным вертикальным стволом в лежащем боку и с переходом на слепой вертикальный ствол.

Критерием сравнительной оценки служит минимум приведенных затрат

$$J_{\text{пр}} = C_c + E_n * K_{\text{уд}} \rightarrow \min$$

где C_c - себестоимость руды, тг/т;

$K_{\text{уд}}$ - удельные капитальные затраты, тг/т;

$E_n = 1/t_o$ - нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений, $E_n = 0,15$;

t_o - срок окупаемости капитальных вложений; для горнорудной промышленности $t_o = 7$ лет.

Для данных двух вариантов необходимо рассчитать технико-экономические показатели.

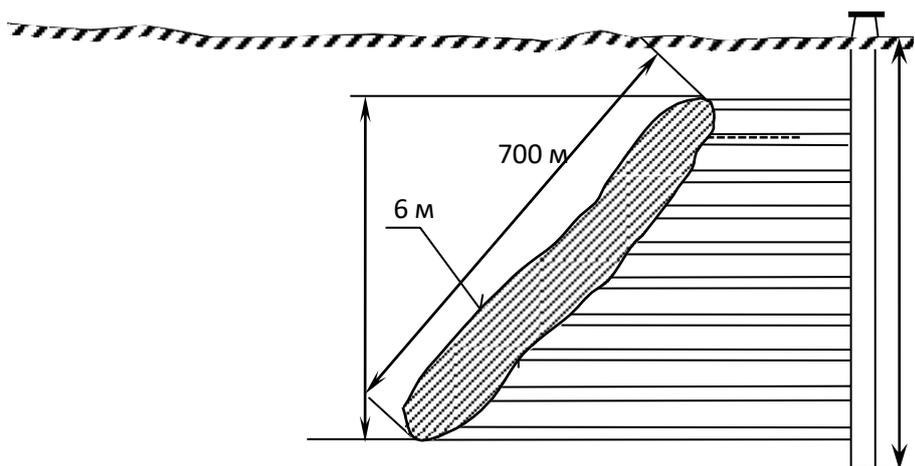


Рисунок 3.1 – Вертикальным стволом со стороны лежачего бока, за зоной сдвижения пород.

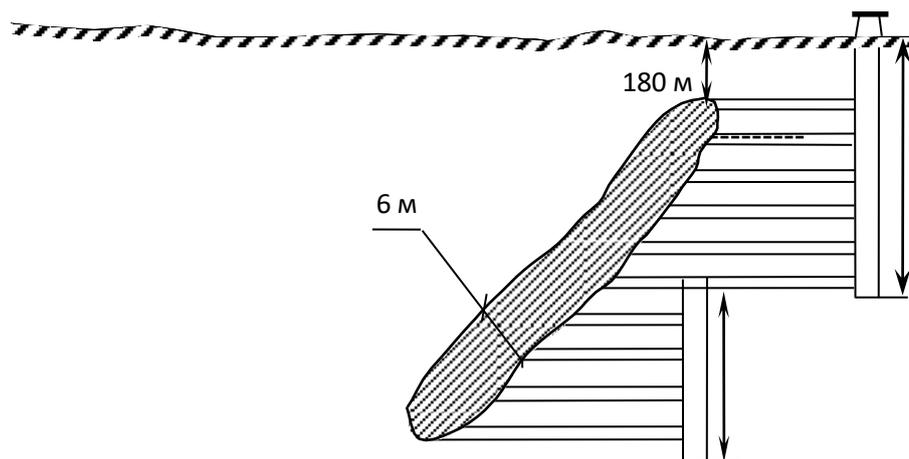


Рисунок 3.2 – Верхняя часть месторождения вертикальным стволом с переходом на слепой вертикальный ствол (комбинированным способом)

Технико-экономические показатели вариантов:

1 способ: Основным вертикальным стволом со стороны лежачего бока, за зоной сдвижения пород (рисунок-3.1)

Капитальные затраты

Проходка главного вертикального ствола шахты:

$$K_{\text{гл}} = H * k * n, \text{ тг.},$$

$$K_{\text{гл}} = 650 * 300\ 000 * 1 = 195\ 000\ 000 \text{ тг.}$$

где H – глубина вертикального ствола, м;

k – стоимость проходки ствола тг/м;

n – количество стволов;

Проходка вентиляционного ствола

$$K_{\text{в}} = H_{\text{в}} * k_{\text{в}} * n_{\text{в}}, \text{ тг.},$$

$$K_{\text{в}} = 635 * 200\ 000 * 2 = 254\ 000\ 000$$

где H – глубина вентиляционного ствола, м;

k – стоимость проходки вентиляционного ствола, тг/м;

n – количество вентиляционных стволов.

Проходка квершлагов

$$K_{\text{изв}} = \sum L_k * k_{\text{кв}} \text{ тг.},$$

$$K_{\text{кв}} = 7\ 600 * 20\ 000 = 152\ 000\ 000 \text{ тг.},$$

Где $\sum L_k$ - общая длина всех квершлагов, м;

$K_{изв}$ – стоимость проходки квершлага, тг/м.

Проходка штреков:

$$K_{изв} = \sum L_{штр} * k_{штр} \text{ тг.},$$

$$K_{штр} = 12\,500 * 15\,000 = 187\,500\,000 \text{ тг.},$$

Где $\sum L_{штр}$ – общая длина всех штреков, м;

$k_{штр}$ – стоимость проходки штрека, тг/м;

Проходка и оборудования околоствольного двора

$$K_{од} = (0,24 + 0,48 * A_r) * n, \text{ тг.},$$

$$K_{од} = (0,24 + 0,48 * 1\,000\,000) * 8 = 7\,488\,000 \text{ тг.},$$

где A_r – годовая мощность рудника, т.

Итого капитальных затрат, тенге.

$$\sum K = 811\,790\,000 \text{ тенге}$$

Удельные капитальные затраты на 1 тонну извлекаемых запасов

$$K = \frac{\sum K}{Q_{изв}}, \text{ тг/т.},$$

где $\sum K$ – сумма капитальных затрат, тг.

$$K = \frac{811\,790\,000}{11\,770\,000} = 70 \text{ тг/т}$$

Удельные капитальные затраты на 1 тонны годовой добычи

$$K_{уд} = \frac{\sum K}{A_r}, \text{ тг/т},$$

Где A_r - годовая мощность рудника, т.

$$K_{уд} = \frac{811\,790\,000}{1\,000\,000} = 812 \text{ тг/т}$$

Эксплуатационные расходы.

Стоимость поддержания стволов шахты

$$C_B = H * C_c * n * T, \text{ тг}$$

$$C_B = 650 * 600 * 20 = 6\,630\,000 \text{ тг.},$$

где C_c - стоимость поддержания главного ствола, тг/м;

T – срок существования рудника, лет.

Стоимость поддержания вентиляционных стволов

$$C_{BC} = H * C_B * n * T, \text{ тг.},$$

$$C_{BC} = 635 * 200 * 2 * 20 = 4\,318\,000 \text{ тг/т}$$

где C_B - стоимость поддержания вентиляционного ствола, тг/м.

Стоимость поддержания квершлагов

$$C_{KB} = L_{CP} * C_C * 2 * T, \text{ тг}$$

$$C_{KB} = 1010 * 300 * 2 * 20 = 10\,302\,000 \text{ тг.},$$

где L_{CP} – средняя длина квершлагов, м;

T - время эксплуатации, год;

C_C – стоимость поддержания квершлагов, тг/м;

Стоимость поддержания этажных выработок(штреков)

$$C_{KB} = L_{CP.ШТР} * C_C * 2 * T, \text{ тг}$$

$$C_{KB} = 2915 * 150 * 2 * 20 = 14\,866\,000 \text{ тг.},$$

где $L_{CP.ШТР}$ – средняя длина штрека, м;

T – время эксплуатации, год;

C_C – стоимость поддержки штрека, тг/м.

Стоимость откатки по квершлагам

$$C_{OT} = L_{CP} * Q_{изв} * k_{OT}, \text{ тг.},$$

$$C_{OT} = 1250 * 15\,778\,000 * 0,5 = 731\,250\,000 \text{ тг.},$$

где k_{OT} – стоимость откатки 1 тонны руды по квершлагам, тг/м;

$Q_{изв}$ – извлекаемые запасы месторождения, т.

Стоимость откатки по штрекам

$$C_{от} = L_{СР.Ш} * Q_{изв} * k_{от}, \text{ тг.},$$

$$C_{от} = 2345 * 15\,778\,000 * 0,5 = 1\,380\,032\,500 \text{ тг.},$$

где $k_{от}$ – стоимость откатки 1 тонны руды по квершлагам, тг/м;

$Q_{изв}$ – извлекаемые запасы месторождения, т

Стоимость подъема руды по стволу шахты

$$C_{под} = Q_{изв} * H_c * k_{под}, \text{ тг.},$$

$$C_{под} = 15\,778\,000 * 650 * 0,08 = 612\,040\,000, \text{ тг.},$$

где $k_{под}$ - стоимость подъема 1 т руды по стволу шахты, тг/м.

Стоимость водоотлива

$$C_{вод} = Q_{изв} * \frac{H}{2} * k_{вод}, \text{ тг}$$

$$C_{вод} = 25\,000\,000 * \frac{650}{2} * 0,02 = 167\,500\,000 \text{ тг.},$$

где, $k_{вод}$ - стоимость водоотлива, тг/м.

Стоимость ремонта надшахтных сооружений

$$C_{нс} = (0,164 + 0,07 * A_r) * T, \text{ тг.},$$

$$C_{нс} = (0,164 + 0,07 * 1\,000\,000) * 20 = 3\,978\,000 \text{ тг.}$$

Итого стоимость всего

$$\sum \mathcal{E} = 2\,930\,916\,500 \text{ тг.}$$

Удельные эксплуатационные расходы, отнесенные на извлекаемые запасы,
тг/т

$$C_{\mathcal{E}} = \frac{\sum \mathcal{E}}{Q_{изв}}, \frac{\text{тг}}{\text{т}}$$

$$C_{\mathcal{E}} = \frac{2\,930\,916\,500}{15\,778\,000} = 250 \frac{\text{тг}}{\text{т}}$$

Себестоимость руды, тг/т

$$C_э = K + C_э, \text{ тг/т}$$

$$C_э = 70 + 250 = 320 \text{ тг/т}$$

Приведенные затраты

$$I = C_э + E * K_{уд}, \frac{\text{тг}}{\text{т}}$$

$$I = 320 + 0,15 + 812 = 442 \frac{\text{тг}}{\text{т}}$$

где E – коэффициент эффективности капитальных вложений.

2 способ: Основным вертикальным стволом и с переходом на слепой вертикальный ствол.

Капитальные затраты

Проходка главного вертикального ствола шахты

$$K_{гл} = H * k * n, \text{ тг.},$$

$$K_{гл} = 470 * 300\,000 * 1 = 141\,000\,000 \text{ тг.},$$

где H – глубина вертикального ствола, м;

k – стоимость проходки ствола, тг/м;

n – количество стволов

Проходка вентиляционного ствола

$$K_B = H_B * k_B * n_B, \text{ тг.},$$

$$K_B = 635 * 200\,000 * 2 = 254\,000\,000 \text{ тг.},$$

где H – глубина вентиляционного ствола, м;

k – стоимость проходки вентиляционного ствола, тг/м;

n – количество вентиляционных стволов.

Проходка слепого вертикального ствола

$$K_{сл.ств} = H_{сл.ств} * k * n, \text{ тг.},$$

$$K_{сл.ств} = 200 * 380\,000 * 1 = 76\,000\,000 \text{ тг.},$$

где H – глубина вертикального ствола, м;

k – стоимость проходки ствола, тг/м;

n – количество стволов.

Проходка квершлагов

$$K_{KB} = \sum L_K * k_{KB}, \text{ тг.},$$

$$K_{KB} = 2350 * 20\,000 = 47\,000\,000 \text{ тг.},$$

где $\sum L_K$ – общая длина всех квершлагов, м;

k_{KB} – стоимость проходки квершлага, тг./м.

Проходка штреков:

$$K_{штр} = \sum L_{штр} * k_{штр}, \text{ тг.},$$

$$K_{штр} = 12\,500 * 15\,000 = 187\,500\,000 \text{ тг.},$$

где $\sum L_{штр}$ – общая длина всех штреков, м;

$k_{штр}$ – стоимость проходки штрека, тг/м.

Проходка и оборудование околоствольного двора

$$K_{од} = (0,24 + 0,48 * A_r) * n, \text{ тг.},$$

$$K_{од} = (0,24 + 0,48 * 1\,000\,000) * 8 = 5\,760\,000 \text{ тг.},$$

где n – количество околоствольных дворов.

Строительство надшахтных зданий и сооружений

$$K_{НЗ} = 9,3 * 3,24 * A_r, \text{ тг.},$$

$$K_{НЗ} = 9,3 * 3,24 * 1\,000\,000 = 12\,540\,000 \text{ тг.},$$

где A_r – годовая мощность рудника, т.

Итого капитальных затрат

$$\sum K = 723\,800\,000 \text{ тг.}$$

Удельные капитальные затраты на 1 тонну извлекаемых запасов

$$K = \frac{\sum K}{Q_{изв}}, \frac{\text{тг}}{\text{т}}.,$$

$$K = \frac{723\,800\,000}{15\,778\,000} = 61,50 \frac{\text{тг}}{\text{т}}.,$$

где ΣK – сумма капитальных затрат, тг.

Удельные капитальные затраты на 1 тонну годовой добычи

$$K_{уд} = \frac{\Sigma K}{A_r}$$

$$K_{уд} = \frac{723\,800\,000}{1\,000\,000} = 723 \text{ тг/т}$$

где A_r – годовая мощность рудника, т.

Эксплуатационные расходы

Стоимость поддержания вертикального ствола

$$C_B = H * C_c * n * T, \text{ тг.},$$

$$C_B = 470 * 600 * 20 = 4\,794\,000 \text{ тг.},$$

где C_c – стоимость поддержания главного ствола, тг/т.,

T – срок существования рудника, лет.

Стоимость поддержания вертикального слепого ствола

$$C_{B.сл} = H * C_{сл} * n * T, \text{ тг.},$$

$$C_{B.сл} = 200 * 680 * 20 = 2\,312\,000 \text{ тг.},$$

где $C_{B.сл}$ – стоимость поддержания вертикального слепого ствола, тг/м;

T – срок существования рудника, лет;

Стоимость поддержания квершлагов

$$C_{KB} = L_{CP} * C_c * 2 * T, \text{ тг.},$$

$$C_{KB} = 800 * 300 * 2 * 20 = 8\,160\,000 \text{ тг.},$$

где L_{CP} – средняя длина квершлагов, м;

T – время эксплуатации

C_c – стоимость поддержания квершлагов, тг/м.

Стоимость поддержания этажных выработок(штреков)

$$C_{шт} = L_{CP.ШТР} * C_c * 2 * T, \text{ тг.},$$

$$C_{шт} = 198 * 50 * 2 * 20 = 10\,123\,500 \text{ тг.},$$

где $L_{CP.ШТР}$ – средняя длина штрека, м.;

C_c – стоимость поддержания штреков, тг/м

T – время эксплуатации, год;

Стоимость откатки по кваршлагам

$$C_{от} = L_{CP} * Q_{изв} * k_{от}, \text{ тг.},$$

$$C_{от} = 800 * 15\,778\,000 * 0,04 = 376\,649\,000, \text{ тг.},$$

где $k_{от}$ – стоимость откатки 1 тонны руды по кваршлагам, тг/м

$Q_{изв}$ – извлекаемые запасы месторождения, т.

Стоимость откатки по штрекам

$$C_{от} = L_{CP} * Q_{изв} * k_{от}, \text{ тг.},$$

$$C_{кв} = 1985 * 15\,778\,000 * 0,04 = 934\,538\,000 \text{ тг.},$$

где $k_{от}$ – стоимость откатки 1 тонны руды по штрекам, тг/м

Стоимость водоотлива

$$C_{вод} = Q_{изв} * \frac{H}{2} * k_{вод}, \text{ тг}$$

$$C_{вод} = 15\,778\,000 * \frac{530}{2} * 0,006 = 18\,714\,300 \text{ тг.},$$

где $k_{вод}$ – стоимость водоотлива, тг/м.

Стоимость ремонта надшахтных сооружений

$$C_{нс} = (0,164 + 0,07 * A_r) * T, \text{ тг.},$$

$$C_{нс} = (0,164 + 0,07 * 1\,000\,000) * 20 = 3\,978\,000 \text{ тг.},$$

Итого стоимости всего

$$\sum \mathcal{E} = 1\,757\,881\,800 \text{ тг.}$$

Удельные эксплуатационные расходы, отнесенные на извлекаемые запасы

$$C_{\mathcal{E}} = \frac{\sum \mathcal{E}}{Q_{изв}}, \frac{\text{тг}}{\text{т}},$$

$$C_{\mathcal{E}} = \frac{1\,757\,881\,800}{15\,778\,000} = 150 \frac{\text{тг}}{\text{т}},$$

Себестоимость руды

$$C_3 = K + C_3, \frac{\text{тг}}{\text{т}},$$

$$C_3 = 61.50 + 150 = 211,5 \text{ тг.}$$

Приведенные затраты

$$I = C_3 + E * K_{\text{уд}}, \frac{\text{тг}}{\text{т}},$$

$$I = 211,5 + 0,15 * 723 = 320 \text{ тг/т}$$

Все результаты расчетов вводим в таблицу-3.1 Критерии оптимальности

Наименования	Ед. изм.	Вариант	
		I	II
<i>Затраты капитальные</i>			
Проходка вертикальный ствола	тг	195 000 000	141 000 000
Проходка вентиляционный ствол	тг	254 000 000	254 000 000
Проходка вертикального слепого ствола	тг	-	сл 76 000 000
Проходка квершлагов	тг	152 000 000	47 000 000
Проходка штреков	тг	187 500 000	187 500 000
Здания и сооружения	тг	16 302 000	12 540 000
Проходка и оборудование околоствольного двора	тг	7 488 000	5 760 000
<i>Итого</i>	тг	<i>811 790 000</i>	<i>723 800 000</i>
Удельные капитальные затраты на 1 т годовой добычи	тг/т	812	723
<i>Эксплуатационные расходы</i>			
Поддержание вертикального ствола	тг	6 630 000	4 794 000
Поддержание вентиляционного ствола	тг	4 318 000	4 318 000
Поддержание слепого ствола	тг	-	2 312 000
Поддержание квершлагов	тг	10 302 000	8 160 000
Поддержание штреков	тг	14 866 000	10 123 500
Подъем руды	тг	612 040 000	394 295 000
Здания и сооружения	тг	3 978 000	3 978 000
Транспортировка по квершлагами	тг	731 250 000	376 649 000
Транспортировка штреками	тг	1 380 032 500	934 538 000
Водоотлив	тг	167 500 000	18 714 300
<i>Итого</i>	тг	<i>2 930 916 500</i>	<i>1 757 881 800</i>

Себестоимость 1 т руды	<i>тг/т</i>	320	211, 5
Приведенные затраты	<i>тг/т</i>	442	320

В результате анализа расчетов технико-экономических показателей двух вариантов и по минимуму приведенных затрат принимаем способ вскрытие вертикальным стволом с переходом на слепой вертикальный ствол.

3.2 Выбор способа подготовки шахтного поля

Проектом вертикальная высота этажа составил 50-70 метров. Наклонная высота этажа было принято 60-80 метров. Данные показатели были соответственны условиям доставки руды малогабаритным погрузочным оборудованьям и скреперным установкам.

С увеличением производительности рудника и интенсивности горных работ и рудничного оборудованья на низших горизонтах следует к смешанной подготовке, т.е. рудными и полевыми штреками.

3.3 Определение местоположения основной вскрывающей выработки

Правильное расположение основной вскрывающей выработки, существенно влияет на эффективность разработки. Минимальная работа транспорта обеспечивается, если вся работа по транспортировке руды по выработкам будет произведена с наименьшим расстоянием.

Одной из распространенных методик по проектированию местоположения основной вскрывающей выработки является методика академика Шевякова Л.Д. По Методике Шевякова, основной задачей является расположить основную вскрывающей выработку так, чтобы во время эксплуатации шахты, транспортировочные пути были наименьшей по расстоянию.

4 Система разработки месторождения

4.1 Выбор оптимальной системы разработки по методике академика О.А Байконурова

Существует множество различных методик по выбору оптимальной системы разработки. Одна из распространенных методик является методика академика Омирхан Аймагамбетовича Байконурова. На первом этапе методом прямого отбора по укрупненным горно-геологическим и горнотехническим факторам, оказывающим существенное влияние на выбор системы разработки, отобрано несколько наиболее приемлемые системы разработки. Во втором этапе производилась сравнительная оценка системы разработки с учетом совокупности критериев оптимальности по наименьшей норме вектора. Из двух конкурентноспособных систем разработки, было отобрано два вида систем:

1 способ: Система разработки с открытым очистным пространством

2 способ: Система разработки с маганизированием руды

По показателю наименьшей нормы вектора выбрана система разработки с маганизированием руды. [9,10,11]

4.2 Описание системы разработки с маганизированием руды

Отличительной особенностью систем разработки с магазинированием руды является заполнение выработанного пространства отбитой рудой, которая служит для поддержания вмещающих пород или используется в качестве своеобразной платформы для рабочих. Во всех случаях после окончания выемки блока отбитую руду полностью выпускают. При использовании этих систем следует иметь в виду, что отбитая руда занимает больший объем, чем в массиве. Это следует учитывать при определении необходимого объема компенсационного пространства. Разработка месторождений системами с магазинированием также предусматривает разделение этажей на блоки, которые, в свою очередь, разделяются на камеры и целики. Размеры блоков определяются прежде всего устойчивостью руды и вмещающих пород, а также мощностью залежи. [10,11]

Недостатками системы разработки с магазинированием руды являются большое разубоживание за счет вывалов породы всяческого бока, омертвление расходов на магазинированием отбитой руды и т.д.

Установление нагрузки на очистные забой. Нагрузка на очистные забой определяется исходя из ранее достигнутого уровня добычи. Это объясняется отсутствием в многих методиках метода определения технически обоснованной нагрузки на очистные забой. В методике, основанной на уровень добычи руд, нагрузка на комплексно-механизированный забой устанавливается путем расчета возможного числа производственных циклов в течение рабочих суток, определяемого технической характеристикой оборудования, физико- механическими

свойствами руды и породы и организацией работ в забое, с последующей проверкой по фактору вентиляции

Влияние горно-геологических и горнотехнических факторов на выбор системы разработки

Таблица 4.1 - Горно-геологические и горнотехнические факторы

Факторы, влияющие на выбор системы разработки	Характеристика фактора применительно к разработке данного месторождения	Возможные системы разработки по каждому из факторов
Постоянные факторы		
Форма рудного тела	Пластообразные	1, 3, 5
Мощность рудного тела, м	6	1, 5
Угол падения, град	50°	3
Характер контакта рудного тела со вмещающими породами	Четкий	5
Переменные факторы		
Нарушение залегания	-----	-----
Устойчивость руды и другие ее физические свойства	устойчивые, крепость (f = 12 ÷ 14)	2, 5
Устойчивость вмещающих пород и другие их физические свойства	Среднее устойчивые крепость (f = 5 ÷ 7)	4
Характер распределения рудных минералов в рудном теле	Равномерный	3
Факторы, влияющие на выбор системы разработки	Характеристика фактора применительно к разработке данного месторождения	Возможные системы разработки по каждому из факторов
Минералогический состав вмещающих пород	Невыдержанный – в пустых породах могут встречаться полезные ископаемые	1 4
Ценность руды	Средней ценности	5
Склонность руды к самовозгоранию, окислению, слеживанию	Нет склонности	5
Глубина разработки рудного тела, м	600	5
Гидрогеологические условия разработки	Слабоводоносные	5
Возможность нарушения дневной поверхности	Не имеется возможность	1
Прочие факторы, влияющие на выбор системы разработки	Имеется автомобильные и железнодорожные магистрали	1, 2, 3, 5

Таблица 4.2 - Критерии оптимальности

К _n	Критерии оптимальности	Системы разработки		
		Вар. 1	Вар. 2	Вар. 3
К ₁	Производительность труда рабочего по системе, т/см	90	50	35
К ₂	Себестоимость добычи, тг/т	3500	4000	5500
К ₃	Разубоживание, %	8	15	5
К ₄	Потери, %	10	12	8
К ₅	Промышленная ценность руды, тг	9900	12000	10 000
К ₆	Экономический ущерб от разубоживания, тг/т	860	950	895
К ₇	Экономический ущерб от потерь, тг/т	860	850	900
К ₈	Суммарные технологические затраты, тг	4400	5600	8450
К ₉	Рентабельность использования руды, тг	7850	7776	8560
К ₁₀	Коэффициент эффективности системы	5,72	4,6	3,1

5 Специальная часть

5.1 Горно-капитальные работы при разработке Акбакайского месторождения

При подземной разработке рудных месторождений горно-капитальные работы включают: строительство стволов и примыкающих к ним камер, углубку стволов, строительство камер и выработок околоствольного двора; проведение основных капитальных выработок (квершлагов, откаточных, транспортных и вентиляционных выработок, капитальных рудоспусков и др.). В процессе реконструкции горнодобывающего предприятия работы, связанные со строительством новых или углубкой действующих стволов, проведением основных капитальных выработок на новом и действующих горизонтах, также относятся к горно-капитальным работам [12].

На проектируемом руднике к горно-капитальным выработкам отнесены подземные выработки проводимые для вскрытия рудного тела, для отработки запасов месторождения, все вскрывающие горные выработки: главные вертикальные стволы как вскрывающие выработки, вертикальный слепой ствол, квершлаг проводимые от основных стволов и не имеющие выхода на поверхность, наклонные или вертикальные вентиляционные восстающие проводимые для вентиляции добычных участков, околоствольные и камерные выработки (насосные камеры, камеры электроподстанций и т.д.). К камерным выработкам также относятся дозаторные камеры, камеры дробильных установок, электровозные депо, склады взрывчатых материалов, рудо и породоспуски, участковые трансформаторные подстанции (УТП), участковые понизительные подстанции (УПП), производственно-хозяйственные камеры.

Техническая характеристика основного вертикального ствола
Форма сечения ствола - прямоугольная;

Размеры ствола: в свету $5,4 \times 6,5$ м; в проходке $5,2 \times 6,2$ м;

Площадь сечения: в свету - $11,5 \text{ м}^2$, в проходке - $12,20 \text{ м}^2$; Вид крепления - набрызгбетон; М300, класс прочности В 25; Толщина крепи – 60-65 мм.

Армирование ствола металлическая или с жесткими и канатными проводниками. Тип вида армировки выбран с учетом капитальных и эксплуатационных расходов.

6. Рудничный транспорт

Выбор типа электровоза и вагона производится на основании норм технологического проектирования по данным проектных и научно-исследовательских институтов.

Учитывая, что рудные шахты практически все относятся к категории негазовых и неопасных по газу, электровозы принимаем К-14М. Для перевозки руды и породы принимали вагонетки ВГ-4,5 и ВГ-2,2.

Выбор транспорта и транспортных средств
Годовая производительность рудника

$$A_p = A_{\text{сут}} * n_{\text{лн}} \frac{\text{т}}{\text{год}}$$

$$A_p = 3235 * 305 = 1\,000\,000 \text{ т/год}$$

Где $A_{\text{сут}}$ – суточная производительность рудника, т/сут;

$n_{\text{лн}}$ – количество рабочих дней в году.

Расстояние откаточных участков в грузовом и порожняковом направлениях

$$l_{1\text{гр}} = 40 + 230 + 750 + 300 = 1320 \text{ м.}$$

$$l_{2\text{гр}} = 40 + 230 + 750 + 300 = 1320 \text{ м.}$$

$$l_{2\text{пор}} = 230 + 750 + 40 = 1200 \text{ м}$$

$$l_{1\text{пор}} = 230 + 750 + 40 = 1200 \text{ м}$$

В соответствии с производственной мощностью рудника и средневзвешенной длины откатки принимаем контактный электровоз К-14 (для шахт не опасных по газу и пыли) и вагоны типа ВГ-4,5 и для проходческих работ ВГ 2,2.

7 Энергоснабжение шахты

Электроэнергия подается на подстанцию и на подъемные машины напряжением 6000В, к остальным потребителям – 380/220 В. Забой основного ствола освещается двумя прожекторами с подвесного полка, а слепой ствол шахтными светильниками. Управление движения бадей, подъемом и спуском оборудования и материалов осуществляется с помощью звуковой и световой сигнализации.

Основными подземными потребителями электроэнергии являются: установки основного и вспомогательного водоотлива, механизированные комплексы очистных работ, рудовыдачные комплексы камерных выработок, комплексы электровозной откатки горной массы.

Таблица – 7.1 - Расчет потребности в электроэнергии по руднику

Потребители	Количество, шт	В том числе рабочих, шт	Годовой расход электроэнергии, кВт.ч
1. Подземный участок			
Электровозы К-14М	15	10	3 668 795
Опрокидыватели	2	2	824 165
Компрессор НВ-10/9	2	1	140 690
Насос ЦНС-105-98 (гор. -200 м)	2	1	224 163
Насос ЦНС-105-98 (гор. -250 м)	2	1	224 163
Насос ЦНС-105-98 (гор.-300 м)	2	1	224 163
Освещение выработок			65 667
Итого подземный участок			5 371 806
2. Поверхностные объекты			
Вентилятор ВОД40	3	2	8 440 875
Лифт	1	1	1 100 310
Электрокалорифер	1	1	1 500 600
Итого поверхностные потребители			11 041 785
Всего			16 413 591

8. Рудничная аэрология

Атмосферный воздух, поступающий в шахту, состоит из таких газов и паров как: 78,08% из азота, на 20,95% из кислорода, 0,93% из аргона и 0,03% из углекислого газа. А так же на 0,01% состоит из гелия, криптона, неона, озона, радона, водорода, аммиака.

Принято схема проветривания рудника – фланговая. Согласно принятой схемы подготовки проветривание участков опытных работ осуществляется по всасывающей схеме. Свежий воздух поступает в шахту по автотранспортной выработке и вентиляционному шурфу с поверхности за счёт депрессии работающих вентиляторов.

Расчет необходимого количества воздуха произведен по следующим факторам:

- по среднесуточной добыче горной массы;
- по расходу ВВ
- по количеству людей
- по выносу пыли

По наибольшему расходу воздуха проектом принимаем необходимого количества воздуха 250 м³/с.

По результатам расчетов выбираем осевой вентилятор типа ВОД 40.

Характеристика вентилятора:

Производительность – 285 м³/с.

Диаметр рабочего колеса – 4000 мм.

Проектом принимается два рабочих и 1 резервных вентилятора

Расчет необходимого количества воздуха

По среднесуточной добыче горной массы

$$Q_{\text{ш}} = T * k * g, \frac{\text{м}^3}{\text{с}},$$

$$Q_{\text{ш}} = T * k * g, \frac{\text{м}^3}{\text{с}},$$

где T – среднесуточная добыча горной массы м³

k – коэффициент резерва воздуха;

g – норма воздуха

По расходу ВВ

$$Q_{\text{ш}} = \frac{100 * A * b * k}{C_k * t}$$

$$Q_{\text{ш}} = \frac{100 * 9260 * 0,004 * 1,7}{0,0016 * 30} = 277 \frac{\text{м}^3}{\text{с}},$$

где A – количество одновременно взрываемого ВВ, кг;
 b – газовость ВВ, м³/с
 k – коэффициент, учитывающий утечку воздуха;
 C_k – допустимая концентрация условной окиси углерода %
 t – время проветривания после взрыва, мин.
 По количеству людей:

$$Q_{ш} = 6 * k * n, \text{ м}^3/\text{с}$$

$$Q_{ш} = 6 * 1,7 * 146 = 25 \text{ м}^3/\text{с}$$

где n – наибольшее число людей, одновременно находящихся в очистном забое.

По выносу пыли

$$Q_{ш} = (\sum S_{оч} * V_{оч.опт} + \sum S_{под} * V_{нар.опт} + \sum S_{нар} * V_{нар.опт} + \sum S_{гп.опт} * V_{гп.опт}) * k$$

$$Q_{ш} = (0 * 0,75 + 169,5 * 0,6 + 57 * 0,6) + 36 * 0,6) * 1,7 = 4,5,$$

где $\sum S_{оч}$, $\sum S_{под}$, $\sum S_{нар}$, $\sum S_{гп}$ - суммарная площадь поперечного сечения очистных, подготовительных, нарезных и горно-капитальных выработок соответственно, м²

$V_{опт}$ – оптимальная скорость движения воздуха, м/с

По наибольшему расходу воздуха принимаем $Q_{ш} = \frac{250 \text{ м}^3}{\text{с}}$.

9. Охрана труда

9.1 Анализ опасных, производственных и природных факторов

Проектируемый рудник и горнодобывающая отрасль промышленности относятся к объектам повышенной опасности, отличаются высоким уровнем травмоопасности, которая растет с дальнейшим ухудшением горно-геологических и горнотехнических условий. В этой связи наиболее полное представление об условиях, обстоятельствах и причинах назревания опасных ситуаций имеет первостепенное значения [21]. Установление опасных, производственных и природных факторов, обуславливающих травматизм, является основой для разработки мероприятий по предотвращению возникновения травмоопасных ситуаций на рабочих местах.

На технологических процессах добычи руды с применением системы разработки с магазинированием опасными производственными и природными факторами могут быть [21]:

- взрывные работы;
- обрушение и падение кусков горных пород с кровли и стенок горных выработок;
- некачественная оборка кровли и стенок горных выработок;
- падение людей в горные выработки;
- шумы и вибрация;
- рельсовой транспорт;
- падение в выработку.

9.2 Мероприятия по охране труда

Взрывные работы. При взрывных работах необходимо тщательно фиксировать все случаи отказов, неполной детонации, выгораний. Выяснять и уточнять причины, вызывающие эти явления, и определять их зависимость от направления инициирования.

Как известно, относительная частота отказов примерно одинакова при прямом и обратном направлении инициирования. При анализе случаев неполной детонации ВВ необходимо учесть, что если при прямом направлении инициирования обычно легко обнаружить остатки невзорвавшегося ВВ в стаканах, то при обратном это сделать труднее, так как остатки патронов ВВ попадают в отбитую породу, и тем увеличивают вероятность наличия непредвиденного взрыва. Поэтому, при проектировании мер направленных на повышение безопасности буровзрывных работ и для сравнения частоты случаев неполной детонации при различных направлениях инициирования учтены только те забои, в которых уборку отбитой породы производили вручную, что позволило более тщательно просматривать взорванную горную массу.

9.3 Меры безопасности эксплуатации подземного склада взрывчатых веществ

Подземный склад камерного типа состоит из:

- камеры хранения ВМ;
- камеры хранения СВ;
- камеры проверки электродетонаторов (ЭД); камеры выдачи ВМ;
- места для вагонеток и временного хранения тары.

При спуске ВВ в таре нахождение людей в клетке не допускается. Ящики с ЭД спускаются отдельно от ВВ и должны занимать не более $\frac{2}{3}$ высоты клетки.

Доставка ВМ от ствола шахты в расходный склад производится в заводской упаковке.

При перевозке СВ на контактных электровозах они должны быть размещены в вагонетке, закрытой плотной деревянной крышкой.

Перевозка ВМ производится специальными составами, во всех случаях ВМ и СВ должны быть разделены между собой. При перевозке ВВ в голове и в хвосте поезда устанавливаются световые сигналы.

При массовых взрывах для обрушения потолочины, междукамерных целиков перед началом укладки детонирующего шнура все люди должны выводиться из шахты на поверхность. При производстве взрывных работ в подготовительно-нарезных выработках люди должны выводиться из них за опасную зону согласно паспорта БВР.

10 Генеральный план поверхности

10.1 Общие сведения

Построение генерального плана поверхности рудника производится на основании компактности размещения, производственных зданий и сооружений, а также здания подсобного и вспомогательного назначения объединяются в крупные блоки.

Технико-экономическое сравнение показало, что, для проектируемого рудника необходимо иметь на поверхности: бункера, транспортные пути, подъемные установки, электроподстанцию, котельную, оборудование по обслуживанию подъема и спуска людей, калориферную установку, компрессорную, механическую мастерскую, склад противопожарного инвентаря, административно-бытовой комбинат, предназначенный для повышения культуры обслуживания трудящихся.

В комбинате предусматривается строительство удобных бытовых, гардеробных, душевой, сушилок для спецодежды и медицинского обслуживания.

Жилой комплекс, располагается за пределами рудничной промплощадки за зоной возможных обрушений горных пород.

В состав технологического комплекса входят:

1. Надшахтные здания;
 2. Обоганительная фабрика;
 3. Бункер;
 4. Здание подъемных машин;
 5. Силовая подстанция;
 6. Компрессорная;
 7. Административно-бытовой комбинат;
 8. Склады, материально-технический и ГСМ;
 9. Шоссейные дороги;
 10. Линий электропередач;
 11. Водопроводные канализационные и воздухопроводные сети;
 12. Вспомогательные здания и сооружения, гараж, пожарное депо.
- Все вышеперечисленные сооружения располагаются на шахтной площадке

11 Экономическая часть

Технико-экономическая часть проекта рассчитана на пусковой период работы рудника на производительность 1 000 000 тонн руды в год.

11.1 Методика определения технико-экономической эффективности

Установление оптимальных значений основных элементов подземной разработки, а также количественных показателей и учет полученных ранее аналогичных значений позволяют произвести ориентировочную количественную оценку улучшения обще-шахтных экономических показателей шахтного фонда при полном объеме реализации основных результатов оптимизации при проектировании [22].

В основе методики оценки технико-экономической эффективности находятся следующие методические положения:

- при наличии количественных значений о влиянии исследуемого управляемого фактора непосредственно на обще-шахтные показатели шахтного фонда ожидаемая прибыль устанавливается на основе этих факторов;
- при наличии количественных зависимостей влияния исследуемых управляемых факторов на экономические показатели только в пределах добычного участка влияние таких факторов на соответствующие обще-шахтные показатели выявляется на основе соотношения между участковыми и общешахтными показателями.

Изложенная методика определения технико-экономической эффективности является основой улучшения показателей шахтного фонда при совершенствовании на оптимальной основе применяемых технологий подземной добычи полезных ископаемых.

11.2 Организация и управление производством

При подземном способе отработки месторождения на Акбакайском руднике проводятся горнопроходческие, очистные и транспортные работы. Ремонт горнотехнического оборудования производится на руднике ремонтными бригадами и в ремонтно-механической мастерской субподрядных организаций.

Численность трудящихся

Таблица 11.1 - Штатная расстановка трудящихся на подземных работах

Профессия и должность	Категория/ Разряд	Численность, чел.					
		В том числе по сменам			Итого явочный состав	Коэф. списоч. состава	Итого списоч. состав
		1	2	3			
Начальник участка (рудника)	ИТР	1			1	1	1
Ст. мастер участка	ИТР	1			1	1	1
Горный мастер	ИТР	1	1	1	3	1,5	4
Участковый геолог	ИТР	1			1	1	1
Участковый маркшейдер	ИТР	1			1	1	1
Ст. электромеханик рудника	ИТР	1			1	1	1
Электромеханик	ИТР	2			2	2	2
Нормировщик экономист	ИТР	2			2		2
Итого:		10	1	1	12		13
Забойные рабочие:							
Бурильщики (шпуров и скважин)	6	6	6	6	18	1,5	27
Машинист ПНБ	6	6	6	6	18	1,5	27
Взрывники	5	2	2	2	6	1,5	8
Крепильщики	5	4			4	1,5	6
Дежурные электрослесари	5	1	1	1	3	1,5	4
Итого:		19	15	15	49		72

Профессия и должность	Категория/ Раз-ряд	Численность, чел.					
		В том числе по сменам			Итого явочный состав	Коэф. Списоч. Состава	Итого списоч. Состав
		1	2	3			
Горноспасательная служба	5				5		5
Водитель-машинист аварийной службы	5	1	1	1	3	1,5	4
Итого		1	1	1	8		9
Прочие подземные рабочие:							
Доставщик ВМ	3	2	2	2	6		6
Машинист насосных установок	4	1	1	1	3	1,5	4
Слесарь-ремонтник	5	1	1	1	3	1,5	4
Газоэлектросварщик (подз.)	5	1			1		1
Горнорабочий	3	4	4	4	12	1,5	18
Итого:		9	8	8	25		33
Поверхностные рабочие							
Электрослесарь (слесарь)	5	2	2	2	6	1,5	8
Газоэлектросварщик	4	1	1		2		2
Газоэлектросварщик (подз.)	5	1			1		1
Горнорабочий	3	4	4	4	12	1,5	18
Итого:		9	8	8	25		33
Поверхностные рабочие							
Электрослесарь (слесарь) деж. И по рем. Оборудования	5	2	2	2	6	1,5	8
Газоэлектросварщик	4	1	1		2		2
Замерщик на геолого-маркшейдерских работах	3	2			2		2
Табельщик-ламповщик	2	2	2	2	6	1,5	8
Плотник-кладовщик	4	1	1		2		2
Электрик	4	1	1		2		2
Такелажник	4	2	2		4		4
Дежурный лифтового подъема и маш.вентилятора главного проветривания	3	1	1	1	3	1,5	4
Гардеробщик	3	1	1	1	3	1,5	4
Машинист перекачной насосной	4	1	1	1	3	1,5	4
Итого:		14	12	7	33		40
Всего по руднику		49	35	30	114		167

Наименование участка, службы, вида работ, профессий, должностей	Числ.	Разряд	З/плата на одного рабочего	Месячный ФЗП	Годовой ФЗП
Начальник участка (рудника)	1		200 000	200 000	2 400 000
Старший мастер участка	1		180 000	180 000	2 160 000
Горный мастер	4		160 000	640 000	7 680 000
Участковый геолог	1		150 000	150 000	1 800 000
Бурильщики	27	6	120 000	3 240 000	38 880 000
Участковый маркшейдер	1		150 000	150 000	1 800 000
Ст. электромеханик рудника	1		130 000	130 000	1 560 000
Электромеханик	2		120 000	240 000	2 880 000
Нормировщик экономист	2		100 000	200 000	2 400 000
Итого:	40			5 130 000	61 560 000
Забойные рабочие:					
Машинист ПНБ	27	6	130 000	3 510 000	42 120 000
Взрывники	8	5	125 000	1 000 000	12 000 000
Крепильщики	6	5	110 000	660 000	7 920 000
Дежурные эл.слесари	4	5	100 000	400 000	4 800 000
Итого:	45			5 570 000	66 840 000
Горноспасательная служба:					
Служащие	5	5	150 000	750 000	9 000 000
Водитель машиниста аварийной службы	4	5	110 000	440 000	5 280 000
Итого	9			1 190 000	14 280 000
Прочие подземные рабочие:					
Доставщик ВМ	6	3	110 000	660 000	7 920 000
Машинист насосных установок	4	4	120 000	480 000	5 760 000
Слесарь-ремонтник	4	5	115 000	460 000	5 520 000
Газо-эл.сварщик (подз.)	1	5	130 000	130 000	1 560 000
Горнорабочий	18	3	118 000	2 124 000	25 488 000
Итого:	33			3 854 000	46 248 000
Поверхностные рабочие:					
Электрослесарь (слесарь) дежурный и по ремонту оборудования	8	5	115 000	920 000	11 040 000

Наименование участка, службы, вида работ, профессий, должностей	Числ.	Разряд	З/плата на одного рабочего	Месячный ФЗП	Годовой ФЗП
Газоэлектросварщик	2	4	130 000	260 000	3 120 000
Замерщик на геолого-маркшейдерских работах	2	3	120 000	240 000	2 880 000
Табельщик-ламповщик	8	2	100 000	800 000	6 400 000
Плотник-кладовщик	2	4	100 000	200 000	2 400 000
Электрик	2	4	110 000	220 000	2 640 000
Дежурный лифтового подъема и машинист вентилятора главного проветривания	4	3	105 000	420 000	5 040 000
Гардеробщик	4		85 000	340 000	4 080 000
Машинист перекачной насосной	4	4	103000	412 000	4 944 000
Итого:	36			3 812 000	42544000
Всего по руднику				19 556 000	231 472 000
Премияльные, 20 %					46 294 400
Всего по руднику с премией					277 766 400

Расчет расхода нормируемых материалов на очистные работы приведены в таблице - 11.2

Таблица – 11.2 - Расчет расхода нормируемых материалов на добычу руды

Наименование материалов	Ед. изм.	Норма расхода на 1 т	Цена на ед.доб, тенге	Сумма на 1 т, тенге	При достижении проектной мощности
Взрывчатые вещества	кг	0,67	250	168	168 000 000
Инициаторы	шт	0,37	45	16,65	16 650 000
Детонирующий шнур	м	1	55,50	55,50	55 500 000
Твердые сплавы (коронка)	шт	0,0475	15 520	737	737 000 000
Буровая сталь	т	0,0006	1 800	1,08	1 080 000
Лес крепежный	м ³	0,015	18 000	270	270 000 000
Канат стальной	кг	0,16	420	67	67 000 000
Шланги воздушные и водяные	м	0,03	610	18	18 000 000
Жировая смазка	кг	0,07	320	22,4	22 400 000
Запасные части для текущих и капитальных ремонтов				318	318 000 000
Всего					1 673 630 000
Прочие материалы (5% от суммы)					83 681 500
Итого					1 757 311 500

Заготовительно-складские расходы (18%)					316 316 070
Всего:					2 073 627 500

Таблица 3.7 - Расчет амортизационных отчислений на основные фонды

Наименование работы основных средств	Ед. изм.	Кол-во	Стоимость единицы, тыс. тенге	Сумма, тыс.тенге	Норма амортизации, %	Амортиз. отчислен. тыс.тг/т
Здания и сооружения:						
Автодорога	шт	1	24 302,1	24 302,1	4	0,60
Здание АБК	шт	1	7 766,4	7 766,4	4	0,24
Здание механической мастерской	шт	1	6 411,75	6 411,75	4	0,15
Высоковольтная линия электропередач	шт	2	21 493,22	42 986,44	4	2,30
Капитальные горные выработки	шт	4	64 016,19	256 064,76	8,3	14,2
Итого по зданиям и сооружениям				337 531,45		17,50
Машины и оборудования:						
Электровоз К-14М	шт	10	18 274	182 740,0	5	4,0
Вагон ВГ-4,5	шт	110	1 770,2	194 722,0	4	1,6
Вагон ВГ -2,2	шт	8	263,65	2 109,20	4	0,06
Вагон ВП-18	шт	6	469,3	2 815,8	4	0,09
Вагон ПОЗ	шт	10	290,5	2 905,0	4	0,06
Вагон ВВ	шт	8	295	2 360	4	0,05
Опрокидыватель ОКЭ 4,0-800	шт	2	9 200	18 400	6,5	0,95
АТП 500/275	шт	2	1 564,5	3 129	4	0,08
Вибропитатель ВП-1	шт	2	2 543	5 086	5,5	0,18
Стрел. переводы ПО-733-1/4-20П(л)	шт	3	795,3	2 385,9	4	0,07
Лебедка тягальная ШВА 710	шт	4	325,2	1 300,8	4,2	0,04
СЦБ	шт	1	2 098,0	2 098	4	0,06
Лифтовый подъемник	шт	1	1 650,0	1 650,0	4,8	0,06
Вентилятор ВОД40	шт	3	4 700,0	14 100	6,5	0,9
Калорифер КФСО-4	шт	1	1 200,0	1 200,0	6,5	0,045
Итого по машинам и оборудованию				437 001,7		8,25
Всего				774 533,15		125,75

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Актуальность проблемы разработки золоторудных месторождений для нашей страны состоит в том, что такие месторождения, разрабатываемые подземным способом, представляют собой один из наиболее сложных объектов горнорудной отрасли и имеют ряд геотехнологических особенностей.

Дипломный проект на тему «Проект разработки рудника Акбакай» выполнен в полном объеме.

Одной из важнейших задач повышения эффективности подземной разработки является определение основных параметров горнодобывающего предприятия. Поэтому на основе расчетов приняты следующие основные параметры рудника: годовая производительность 1 млн. т, срок службы рудника 20 лет, высота этажа принята 65 м.

Для проектируемого рудника методом сравнения вариантов выбрана комбинированная схема вскрытия рудных залежей - вскрытие основным вертикальным стволом в лежащем боку с переходом на слепой вертикальный ствол.

Эффективной системой подземной разработки по показателю наименьшей нормы вектора выбрана система разработки с магазинированием руды со шпуровой отбойкой. Принятое в процессе выполнения дипломного проекта решение позволит значительно улучшить технико-экономические показатели проектируемого рудника.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 <http://www.geokniga.org/bookfiles/geokniga-zhambylskaya-oblast-zoloto-spravochnik.pdf>
- 2 Беспаяев Х. А., Аубекеров Б. Ж., Абишев В. М., и др. Россыпи золота Казахстана. Справочник, Алматы, РГП «ИАЦ ГиМР РК», 1999, 156 с.
- 3 «Проект строительства II очереди Акбакайского горно-обогатительного комбината» г. Ташкент 1991 г., выполненный среднеазиатским научно-исследовательским проектным институтом цветной металлургии «Средазнипроцветмет».
- 4 Канаева З.К., Канаев А.Т., Нуркеев С.С. Геохимические и минералогические особенности руды золотоносного месторождения «Акбакай». Наука и новые технологии, № 4, 2012, с. 14-16.
- 5 Черных А.Д., Андреев Б.Н., Ошмянский И.Б. Открыто-подземная разработка рудных месторождений. Киев: Техника, 2010. - 574с.
- 6 Агошков М.Н., Борисов С.С., Боярский В.А. Разработка рудных и нерудных месторождений. Учебник для ВУЗов- М.: «Недра», 1998.
- 7 Милехин Г.Г. Вскрытие и подготовка рудных месторождений / Учебное пособие, МГТУ, 2004.
- 8 Валиев, Н. Г., Стряпунин В. В. Вскрытие и подготовка рудных месторождений. Изд-во УГГУ, 2012. - 146 с.
- 9 Байконуров О. А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. Алматы, 2002.
- 10 Раскильдинов Б.У. Системы подземной разработки рудных месторождений. – Алматы, «Республиканский издательский кабинет», 1997.
11. Каражанов Д.Д. Расчет и выбор системы подземной разработки руд. – Алматы, КазНТУ, 1996.
- 12 Филимонов К. А., Карасев В. А. Технология подземных горных работ. Учебное пособие: – Кемерово : КузГТУ, 2013 – 109 с.
- 13 Городниченко В.И., Дмитриев А.П. Основы горного дела: Учебник для вузов. – М.: «Горная книга», 2016, -443 с.
- 14 *Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. (Утверждены приказом Министра по чрезвычайным ситуациям Республики Казахстан от 29 декабря 2008 года № 219)*
- 15 Мосинец В.Н., Пашков А.Д., Латышев В.А. Разрушение горных пород. - М.: Недра, 1975. - 166 бет.
- 16 Битимбаев М.Ж., Шапошник Ю.Н, Крупник Л.А. Взрывное дело. Учебник – Алматы: «Print-S», 2012, - 822с.
- 17 Спиваковский А.О. Транспорт в горном деле. М.: Наука, 1985,- 127с. 18 Гилев А.В., Чесноков В.Т, Лаврова Н.Б. и др. Основы эксплуатации горных машин и оборудования. – Красноярск: Сиб.федер.ун-т, 2011. -276с.

19 Климова Г.Н. Энергоснабжение на промышленных предприятиях. Учебное пособие, Изд.Томского политехнического ун-та, 2011. – 179с.

20 Цой С., Цой Л.С. Основы аэрологии горных предприятий. Алматы КазНТУ 2009г.

21 Нурпеисова М. Б., Бердинова К. А. «Указания по охране сооружений окружающей среды от вредного влияния горных разработок месторождения Акбакай» Алма-аты: КазНТУ, 1994. -33с

22 Бурштейн М.А. Производственный менеджмент на горном предприятии. Учебное пособие. – М.: Изд-во МГГУ, 2007. - 203 с.

Дипломный проект

Тема: «Проект разработки рудника Акбакай»

СӘТБАЕВ
УНИВЕРСИТЕТІ

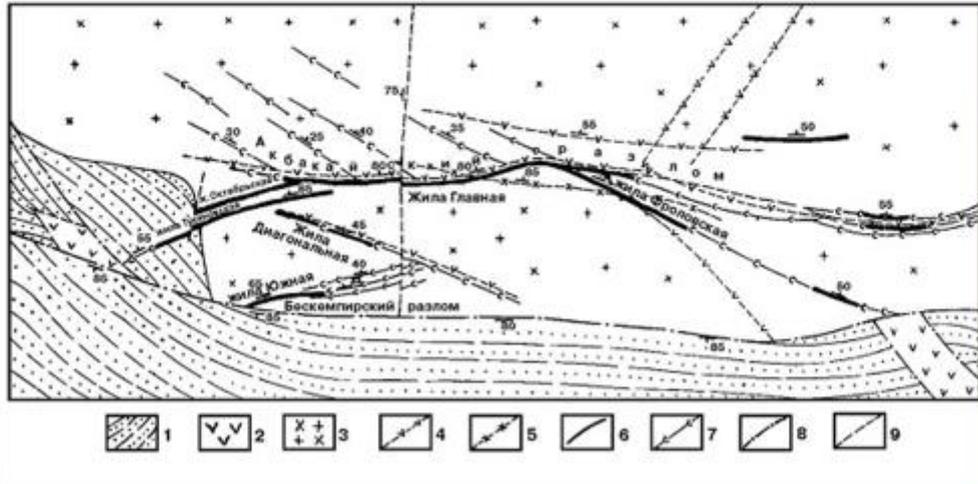


SATBAYEV
UNIVERSITY

Руководитель: Бахмагамбетова Г.Б

Выполнил: Ибраев К.А

Геологическая карта месторождения



Основные параметры рудника

- Длина рудного тела по простиранию – 1400 м
- Длина рудного тела по падению – 700 м
- Угол залегания рудного тела – 50°
- Мощность рудного тела – 6 м
- Мощность наносов от дневной поверхности до рудного тела -180м
- Плотность руды – 2,8 т/м³
- Коэффициент разубоживания – 0.96
- Годовая производственная мощность – 1 000 000 т
- Срок службы рудника – 20 лет
- Балансовые запасы – 16 464 000 т
- Извлекаемые запасы – 15 778 000 т
- Потери руды при добычи руды – 8 %
- Разубоживание – 6 %

Способ вскрытия

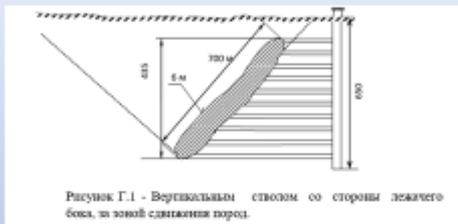


Рисунок Г.1 - Вертикальный ствол со стороны левого бока, из зоны сдвигания пород.

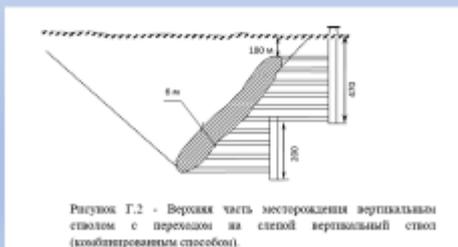
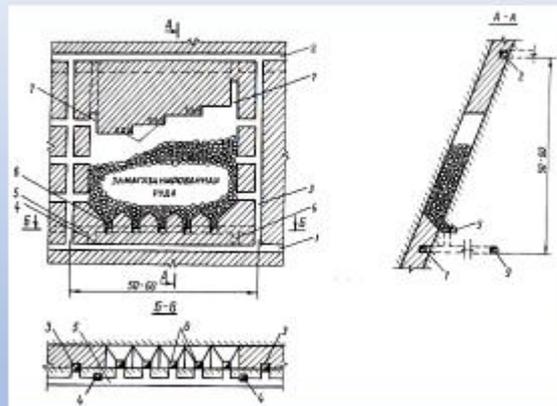
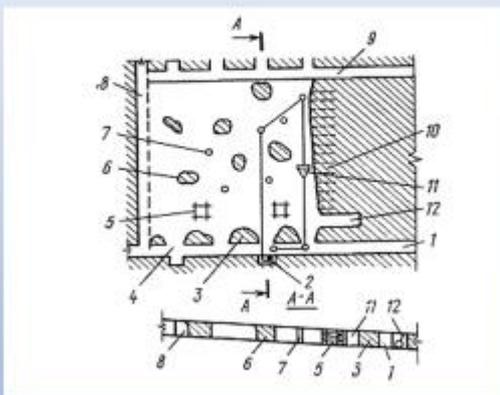


Рисунок Г.2 - Верхняя часть месторождения вертикальным стволом с переходом на слепой вертикальный ствол (комбинированным способом).

Наименование	Ед. изм.	Вариант	
		I	II
Затраты капитальные			
Прокладка вертикального ствола	руб	195 000 000	141 000 000
Прокладка вентиляционного ствола	руб	254 000 000	254 000 000
Прокладка вертикального слепого ствола	руб	-	51 76 000 000
Прокладка кверзалов	руб	152 000 000	47 000 000
Прокладка штоков	руб	187 500 000	187 500 000
Здания и сооружения	руб	16 302 000	12 540 000
Прокладка и оборудование околостовяного двора	руб	7 488 000	5 760 000
Итого	руб	811 790 000	729 800 000
Удельные капитальные затраты на 1 т годовой добычи	руб/т	812	723
Эксплуатационные расходы			
Поддержание вертикального ствола	руб	6 630 000	4 794 000
Поддержание вентиляционного ствола	руб	4 318 000	4 318 000
Поддержание слепого ствола	руб	-	2 312 000
Поддержание кверзалов	руб	10 302 000	8 160 000
Поддержание штоков	руб	14 866 000	10 125 500
Подъем руды	руб	612 040 000	394 295 000
Здания и сооружения	руб	3 978 000	3 978 000
Транспортировка по кверзалгам	руб	731 250 000	376 649 000
Транспортировка штоками	руб	1 580 052 500	934 538 000
Водоотлив	руб	167 500 000	18 714 500
Итого	руб	2 936 916 500	1 757 881 800
Себестоимость 1 т руды	руб/т	320	211,5
Приведенные затраты	руб/т	442	320

Выбор системы разработки



Технико-экономические показатели

- Численность рабочих – 167 человек
- Рабочие дни в году – 305
- Длительность смены – 8 часов
- Оплата труда с учетом премий – 277 766 000 тенге
- Годовой расход электроэнергии – 16 413 000 кВт
- Количество воздуха для проветривания – 277 м³/с
- Транспорт – Электровозы К-14 , вагоны – ВГ-4.5