

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»

Қазбеков Олжас Таласбекұлы

«Проект подземной разработки Кемпирсайского месторождения
(рудник «Молодежный»)

ДИПЛОМНАЯ РАБОТА

Специальность 5В070700 – Горное дело

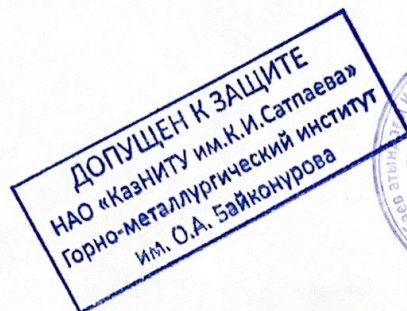
Алматы 2022

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.

С.К.Молдабаев

« 12 » 05 2022г.

ДИПЛОМНАЯ РАБОТА

На тему: «Проект подземной разработки Кемпирсайского месторождения
(рудник «Молодежный»)

по специальности 5В070700 – Горное дело

Выполнил

О.Т.Казбеков

Рецензент

Научный руководитель,
д.р. техн. наук, проф.



« 18 » 05 2022г.
В.В.Грязнов

« 13 » 05 2022г.
Юсупов Х.А.

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.
С.К. Молдабаев
«18» 05 2022г.

ЗАДАНИЕ
на выполнение дипломной работы

Обучающемуся Казбеков Олжас Таласбекулы

Тема: «Проект подземной разработки Кемпирсайского месторождения,
(рудник «Молодежный»)»

Утверждена приказом Ректора Университета №489-п от «24» дек 2021
Срок сдачи законченной работы «16» мая 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

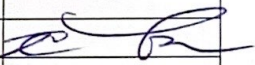
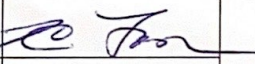
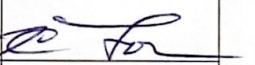
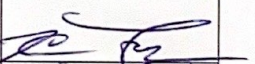
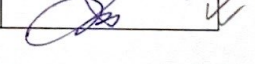
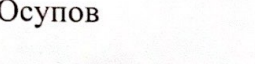
Рекомендуемая основная литература: 6

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

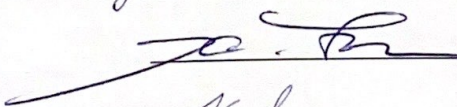
ГРАФИК Подготовка дипломной работы

Наименование разделов	Сроки представления научному руководителю	Примечание
Общие сведения	01.01.2022 – 05.01.2022	
Основные параметры рудника	10.01.2020 – 15.01.2022	
Вскрытие месторождения	01.02.2022 – 15.02.2022	
Выбор системы разработки месторождения	03.03.2022 – 20.03.2022	
Охрана окружающей среды	30.03.2022 – 05.04.2022	
Охрана труда	10.04.2022 – 15.04.2022	
Экономика рудника	25.04.2022 – 30.04.2022	

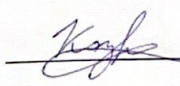
Подписи консультантов и нормоконтролера на законченный проект

Наименование разделов	Научный руководитель, консультанты	Дата подписания	Подпись
Общие сведения	Х.А.Юсупов	05.01.2022	
Основные параметры рудника	Х.А.Юсупов	15.01.2022	
Вскрытие месторождения	Х.А.Юсупов	15.02.2022	
Выбор системы разработки	Х.А.Юсупов	10.03.2022	
Охрана окружающей среду	Х.А.Юсупов	05.04.2022	
Охрана труда	Х.А.Юсупов	15.04.2022	
Экономика рудника	Х.А.Юсупов	30.04.2022	
Нормоконтролер	Мендесимба Д.С.	17.05.22	

Научный руководитель

 Х.А.Юсупов

Задания принял к исполнению

 О.Т.Қазбеков

Дата

«18» мая 2022г.

АҢДАТПА

Дипломдық жоба кіріспе, төрт бөлімнен, қорытынды және қолданылған әдебиет тізімінен тұрады. Дипломдық жобаның объектісі – Кемпірсай кен орны, Молодёжный кенішінде хром кені, жер астын әдісімен игеріледі. Бұл жобада қарастырылып жатқан кен орнының географиясы, геологиясы жайлы ақпарат берілген, кеннің негізгі параметрлері анықталған, кенді үнемді ашу сұлбасы және қазу жүйесін таңдау есебі берілген

АННОТАЦИЯ

Дипломный проект состоит из введения, четырех разделов, заключения и списка использованной литературы. Объектом дипломного проекта является Кемпирсайское месторождение, рудник Молодежный, в котором добывается подземным способом хромовая руда. В проекте дается информация о географии, геологии рассматриваемого месторождения, определены основные параметры рудника, приведены расчеты по выбору экономичной схемы вскрытия и системы разработки месторождения.

ANNOTATION

The project consists of an introduction, four sections, a conclusion and a list of references. The object of the project is the Kempirsai deposit, the Molodezhny mine, in which chromium ore is mined underground. The project provides information on the geography and geology of the deposit under consideration, determines the main parameters of the mine, and provides calculations for choosing an economical scheme for opening and developing the deposit.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	8
1 Общие сведения о месторождений	9
1.1 Краткая горно-геологическая характеристика месторождения	9
1.2. Основные параметры рудника	10
1.2.1 Годовая производительность	11
1.2.2 Срок службы рудника	11
2. Горная часть	13
2.1 Выбор способа вскрытия	13
2.2 Выбор систем разработки	19
2.3 Расчет скважинной отбойки	23
3. Охрана труда и окружающей среды	26
3.1 Охрана окружающей среды	26
3.2 Безопасность и охрана труда	26
4. Генеральный план и экономическая часть	28
4.1 Генеральный план поверхности	28
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	31
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	32
Приложение А	33
Приложение Б	34
Приложение В	35
Приложение Г	36

ВВЕДЕНИЕ

Горнодобывающая промышленность представляет собой одну из главных отраслей экономики Казахстана. Современные стратегические задачи предусматривают максимальное использование традиционных преимуществ Казахстана, к которым относится полное освоение минерально-сырьевых ресурсов.

Объектом разработки принято Кемпирсайское месторождение, рудник «Молодежный» который является одним из крупных месторождений хрома по объему, а также по содержанию хрома в мире. Сложные горно – геологические условия разработки месторождения, точнее неустойчивость вмещающих пород окружающих полезные ископаемое, создает дополнительные трудности для полного освоения месторождения. Основной задачей является выбор способа вскрытия и системы разработки, которые обеспечили бы минимальные потери и разубоживания руды при установленной производительности.

В данной работе, с учетом горно-геологических особенностей месторождения определены основные параметры рудника, выбраны наиболее эффективный способ вскрытия и система разработки. Выбранная камерная система разработки с закладкой даст возможность разработать запасы месторождения минимальными потерями и максимальной безопасностью горных работ.

1 Общие сведения о месторождений

Кемпирсайское месторождение хрома расположено в Актюбинской обл. Казахстана. Хромовые шахты находятся рядом с городом Хромтау в северо-западной части Казахстана, 90км к востоку от Актобе, административного центра Актюбинской области.

Рудник обслуживается асфальтированной дорогой и железнодорожными ветками к западу от Актобе и к востоку от Астаны . Снабжение электроэнергией осуществляется через энергетическую систему Казахстана. В топографическом плане вся центральная и северная территория Казахстана представляет собой преимущественно плоскую открытую степную местность без древесной растительности.

Молодежная находятся на участках, характеризующихся резко континентальным климатом с жарким сухим летом с максимальной температурой выше 40°C и температурой в зимнее время ниже -40°C. Средняя температура составляет ниже 0°C в течение 200 дней в году, при этом вечномерзлые породы на территории отсутствуют. Участки относятся к полусухим со среднегодовым количеством осадков 350мм, большинство из которых выпадает в осенний и зимний периоды. Грозы могут сопровождаться ливнями с количеством осадков 50мм за одно явление

1.1 Краткая горно-геологическая характеристика месторождения

Залежи хромовой руды в Хромтау расположены на южной границы Уральских гор в Кемпирсайском массиве, в Варсиановом офиолитовом комплексе протяженностью более 2000км². В пределах Кемпирсайского массива существует несколько залежей хромовой руды, при этом залежи рядом с Хромтау является крупнейшим и имеет самое высокое содержание руды. Залежи хромовой руды Донской, проявляющиеся на основном месторождении, встречаются на участке длиной порядка 22км и шириной 7км.

Удлиненные линзы хромовой руды в пределах залежей Донской состоят из хромовой руды, варьирующейся от плотной до массивной, являющейся минералом, обогащенным хромом. Удлиненные линзы обычно имеют большую длину и простираются на несколько сотен метров по склонению и имеют переменную толщину, в среднем составляющую примерно 50м. Контакт между удлиненными линзами хромовой руды и вмещающей породой, представляющей серпентит, обычно очень контрастный (резкий) или с постепенным переходом на расстоянии 1–2м, выделяющийся мелкими вкраплениями хромита. Большая часть минерализации классифицируется как «Массивная», представляющая более 90% хромовой руды. Размер зерна обычно варьируется от 2 до 20мм. Также присутствуют два дополнительных типа минерализации, а именно: «мелковкрапленный» и «порфирный». Основное различие между мелковкрапленным и порфирным типом заключается в размере

зерна: при порфирной минерализации обычно наблюдаются скопления хромита диаметром от 0,5 до 10 см, при этом размер отдельных зерен хромита составляет 1 мм. Ряд обыкновенных сбросов с наклоном в южном направлении смещает удлиненные линзы на 300 м по вертикали и 80 м в поперечном направлении.

Залежь лежит в 15 км в север-северо-восточном направлении от Хромтау и содержит 25 удлиненных линз, три из которых содержат или содержали значительный тоннаж руды. Залежь № 22 является самой большой, расположена на глубине от 420 до 600 м ниже поверхности и в настоящий момент разрабатывается подземными методами. Удлиненная линза имеет длину по простиранию приблизительно 1500 м, максимальную ширину свыше 300 м и максимальную толщину 140 м. Средняя толщина составляет приблизительно 50 м. Угол падения удлиненной линзы составляет приблизительно 40° в юго-восточном направлении. Среднее содержание на месте залегания превышает 51%.

1.2. Основные параметры рудника

Балансовые запасы определяются по формуле [1]

$$(1.1) \quad Q_6 = L_{\text{пр}} * m * L_{\text{пад}} * \rho_r, \text{ т},$$

где $L_{\text{пр}}$ – длина месторождения по простиранию, м;
 m – мощность рудного тела, м;
 $L_{\text{пад}}$ – длина месторождения по падению, м;
 ρ_r – плотность руды, кг/м³.

$$Q_6 = 1500 * 50 * 300 * 3,2 = 72\,000\,000 \text{ т}.$$

Определяем извлекаемые запасы [1]

$$(1.2) \quad Q_{\text{из}} = Q_6 \frac{K_{\text{и}}}{K_{\text{к}}} = Q_6 \frac{1 - K_{\text{п}}}{1 - K_{\text{р}}}, \text{ т},$$

где $K_{\text{и}}$ – коэффициент извлечения руды;
 $K_{\text{к}}$ – коэффициент качества руды;
 $K_{\text{р}}$ – коэффициент разубоживания руды;
 $K_{\text{п}}$ – коэффициент потерь руды;

$$Q_{\text{из}} = 72\,000\,000 \frac{1 - 0,08}{1 - 0,14} = 77\,023\,255 \text{ т}.$$

1.2.1 Годовая производительность

При наклонных и крутопадающих месторождениях годовая производственная мощность рудника определяется по методу акад. АН СССР Агошкова М.И. учитывающему горнотехническую возможность годового понижения очистной выемки месторождения[1]

$$A_r = V_r * S * \rho * K_u * K_1 * \frac{K_2}{K_k}, \frac{\text{т}}{\text{год}}, \quad (1.3)$$

где V_r – средняя скорость годового понижения очистной выемки по всей рудной площади по вертикали, м;

$S = L * m$ – площадь горизонтального сечения рудного тела, м^2 ;

m – средняя горизонтальная мощность рудного тела, м;

L – длина рудного тела по простиранию, м;

ρ – плотность руды в массиве, $\text{т}/\text{м}^3$;

K_u – коэффициент извлечения, доли. ед.;

K_1 – поправочный коэффициент на угол падения рудного тела;

K_2 – поправочный коэффициент на мощность рудного тела;

$K_k = 1 - \rho$ – коэффициент качества руды;

ρ – коэффициент разубоживания руды.

$$S = L_{\text{пр}} * m = 1500 * 50 = 75\,000 \text{ м}^2,$$

$$A_r = \frac{18 * 75\,000 * 3,2 * 0,92 * 0,9 * 0,6}{0,86} = 2\,495\,553 \frac{\text{т}}{\text{год}}.$$

Принимаем 2 500 000 т/год.

1.2.2 Срок службы рудника

При известной расчетной годовой производительности рудника срок ее существования составит[1]

$$T = t_{\text{раз}} + t_{\text{осн}} + t_{\text{зат}}, \text{ лет}, \quad (1.4)$$

где $t_{\text{раз}}$ – срок развития горных работ, равное 2 – 3 года;

$t_{\text{осн}}$ – основное время работы рудника с проектной годовой производительностью

$$t_{\text{осн}} = \frac{Q_{\text{из}}}{A_r}, \text{ лет}, \quad (1.5)$$

$t_{\text{зат}}$ – срок затухания горных работ, равное 2 – 4 лет.

$$t_{\text{осн}} = \frac{77\,023\,255}{2\,495\,553} = 30,8 \approx 31 \text{ лет},$$

$$T = 3 + 31 + 4 = 38 \text{ лет}.$$

Таким образом, срок существования рудника составит 38 лет.

2 Горная часть

На выбор способа и схемы вскрытия оказывают влияние горно-геологические условия и горно-технические факторы:

- морфология залежей;
- параметры залежей (мощность, длина по простиранию, длина по падению и глубина залегания);
- условия залегания и характеристика вмещающих пород (углы падения рудных тел, углы сдвижения вмещающих пород, наличие пльвунов, тектонических разломов и т.д.).

При проектировании горнорудных предприятий способ вскрытия месторождения выбирают по методу вариантов, сущность которого состоит в том, что для конкретных горно-геологических условий рассматриваются не менее двух возможных вариантов вскрытия, определяются объемы работ по каждому варианту, а также стоимостные параметры на выполнение этих работ и рассчитываются общие затраты на их выполнение. Наиболее экономичным вариантом вскрытия считается тот, при котором удельные суммарные приведенные затраты будут минимальными

Для рудника «Молодежная» приемлемыми вариантами являются:

1 Вскрытие вертикальным стволом со стороны лежачего бока с этажными квершлагами

2 Вскрытие вертикальным стволами с фланга месторождения

Из двух конкурентоспособных способов вскрытия выбираем оптимальный. Сравнение вариантов произведем по технико-экономическим показателям

2.1 Выбор способа вскрытия

Вскрытие вертикальным стволом со стороны лежачего бока с этажными квершлагами.

Капитальные затраты

Проведение главного клетьевого ствола:

$$K_{\text{КС}} = H_{\text{КС}} * K_{\text{К}} * n_{\text{КС}}, \text{ тг}, \quad (2.1)$$

где H – глубина ствола, м;

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

n – количество стволов.

$$K_{\text{КС}} = 615 * 750\,000 * 1 = 461\,250\,000 \text{ тг}$$

Проведение вентиляционных стволов:

$$K_{\text{КС}} = H_{\text{ВС}} * K_{\text{К}} * n_{\text{ВС}}, \text{ тг}, \quad (2.2)$$

где H – глубина вентиляционного ствола, м;
 K – стоимость проведения 1 п.м. вентиляционного ствола, тг/м;
 n – количество вентиляционных стволов.

$$K_{\text{кс}} = 600 * 260\,000 * 1 = 156\,000\,000 \text{ тг.}$$

Проведение квершлагов

$$K_{\text{кв}} = \sum L_{\text{кв}} * K_{\text{к}}, \text{ тг} \quad (2.3)$$

где $L_{\text{кв}}$ – длина квершлага, м;
 K – стоимость проведения 1 п.м. квершлага тг/м.

$$K_{\text{кв}} = 2950 * 60\,000 = 177\,000\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений:

$$Д = 9,3 + 3,24 * A, \text{ тг,} \quad (2.4)$$

где A – годовая производительность рудника, т/год

$$Д = 9.3 + 3.24 * 2.5 = 17.4 \text{ млн тг.}$$

Общая стоимость капитальных затрат первого способа составила:
 815 650 000 тг.

Эксплуатационные затраты

Стоимость поддержания клетового ствола шахты:

$$C_{\text{кс}} = H_{\text{кс}} * R_{\text{кс}} * T, \text{ тг,} \quad (2.5)$$

где $R_{\text{кс}}$ – стоимость поддержания 1 п.м. ствола, тг/м;
 T – срок службы рудника, лет.

$$C_{\text{кс}} = 615 * 38 * 65 = 1\,519\,050 \text{ тг.}$$

Стоимость поддержания вентиляционного ствола шахты:

$$C_{\text{кс}} = H_{\text{вс}} * R_{\text{вс}} * T, \text{ тг,} \quad (2.6)$$

где $R_{\text{вс}}$ – стоимость поддержания 1 п.м. вентиляционного ствола, тг/м;
 T – срок службы рудника, лет.

$$C_{\text{кс}} = 600 * 38 * 65 = 1\,482\,000 \text{ тг.}$$

Проведение главного клетьевого ствола:

$$K_{\text{КС}} = H_{\text{КС}} * K_{\text{К}} * n_{\text{КС}}, \text{ тг},$$

где H – глубина ствола, м;

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

n -количество стволов.

$$K_{\text{КС}} = 615 * 750\,000 * 1 = 461\,250\,000 \text{ тг}.$$

Проведение вентиляционных стволов:

$$K_{\text{КС}} = H_{\text{ВС}} * K_{\text{К}} * n_{\text{ВС}}, \text{ тг},$$

где H – глубина вентиляционного ствола, м;

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

n -количество вентиляционных стволов.

$$K_{\text{КС}} = 600 * 260\,000 * 1 = 156\,000\,000 \text{ тг}.$$

Проведение квершлагов

$$K_{\text{КВ}} = \sum L_{\text{КВ}} * K_{\text{К}}, \text{ тг},$$

где $L_{\text{КВ}}$ – длина квершлага, м,

K – стоимость проведения 1 п.м. квершлага тг/м.

$$K_{\text{КВ}} = 5800 * 60\,000 = 348\,000\,000 \text{ тг}.$$

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений:

$$Д = 9,3 + 3,24 * А, \text{ тг},$$

где A – годовая производительность рудника, т/год

$$Д = 9,3 + 3,24 * 2,5 = 17,4 \text{ млн тг}.$$

Общая стоимость капитальных затрат второго способа составила:
982 650 000 тг.

Эксплуатационные затраты

Стоимость поддержания клетевого ствола шахты:

$$C_{\text{КС}} = H_{\text{КС}} * R_{\text{КС}} * T, \text{ тг},$$

где $R_{\text{кс}}$ - стоимость поддержания 1 п.м. ствола, тг/м,
 T - срок службы рудника, лет,

$$C_{\text{кс}} = 615 * 38 * 65 = 1\,519\,050 \text{ тг.}$$

Стоимость поддержания вентиляционного ствола шахты:

$$C_{\text{кс}} = H_{\text{вс}} * R_{\text{вс}} * T, \text{ тг,}$$

где $R_{\text{вс}}$ - стоимость поддержания 1 п.м. вентиляционного ствола, тг/м,
 T - срок службы рудника, лет,

$$C_{\text{кс}} = 600 * 38 * 65 = 1\,482\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость поддержания квершлагов:

$$C_{\text{кв}} = 2L * R * T, \text{ тг,}$$

где L - длина квершлагов, м;
 R - стоимость поддержания 1 п. м. квершлага, тг/м;
 t - срок службы выработки, лет.

$$C_{\text{кв}} = 2 * 5800 * 65 * 30 = 22\,620\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость подъема руды по стволу:

$$C_{\text{под}} = Q_{\text{б}} * H_{\text{гс}} * K_{\text{под}}, \text{ тг,}$$

где $Q_{\text{б}}$ - балансовые запасы, т;
 $H_{\text{гс}}$ - средняя высота ствола, м;
 K - стоимость подъема 1 тонны руды на 1 м;

$$C_{\text{под}} = 72\,000\,000 * 307 * 9 = 198\,936\,000\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость откатки по квершлагоу:

$$C_{\text{под}} = L_{\text{кв}} * Q_{\text{б}} * K_{\text{от}}, \text{ тг,}$$

где $L_{\text{кв}}$ - средняя длина квершлагов, м;
 $Q_{\text{б}}$ - балансовые запасы, т;
 $K_{\text{от}}$ - стоимость откатки, тг/т.
 $C_{\text{под}} = 1450 * 72\,000\,000 * 6 = 626\,400\,000\,000 \text{ тг.}$

Стоимость ремонта надшахтных зданий и сооружений:

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

где A – годовая производительность рудника, млн. т;

T – срок службы рудника, лет.

$$Д_p = (0,164 + 0,07 * 2,5) * 38 = 12\,882\,000 \text{ тг}.$$

Общая сумма эксплуатационных затрат по второму способу: 829 186 305 000 тг.

Оптимальный вариант схемы вскрытия месторождения определяется по минимальным удельным затратами[2]

$$З_{уд} = \frac{E_n \sum K_z}{A} + \frac{\sum \Xi_z}{A_{бал}}, \text{ тг} \quad (2.11)$$

где E_n – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений, равный 0,12 – 0,15;

$\sum K_z$ – суммарные капитальные затраты на строительства, тг;

$\sum \Xi_z$ – суммарные эксплуатационные затраты, тг;

A – годовая производительность рудника, т/год;

$A_{бал}$ – балансовые запасы, т.

1-й способ вскрытия:

$$З_{уд} = \frac{0,13 * 815\,650\,000}{2\,500\,000} + \frac{453\,843\,388\,050}{72\,000\,000} = 42,04 + 6303 = 6345 \text{ тг},$$

2-й способ вскрытия:

$$З_{уд} = \frac{0,13 * 982\,650\,000}{2\,500\,000} + \frac{829\,186\,305\,000}{72\,000\,000} = 51,1 + 11516 = 11\,567 \text{ тг}.$$

Принимается тот вариант вскрытия месторождения у которого удельные затраты меньше т.е первый способ вскрытия, вертикальным стволом со стороны лежащего бока с этажными квершлагами. Схема способа вскрытия приведена в (Приложение А и Б)

2.2 Выбор систем разработки

Выбор системы разработки и ее конструктивных элементов представляет одну из самых ответственных задач как для проектируемого, так и для действующего рудника. От принятой системы разработки зависят такие важнейшие показатели работы рудника, как производительность труда

забойного рабочего, себестоимость добычи руды, величина потери и разубоживания при добыче, затраты и величины потерь при переработке, качество и себестоимость конечной продукции горного предприятия и, размер получаемой прибыли.

Каждую систему можно применять только в определенных горно-геологических условиях, на выбор системы разработки наиболее существенное влияние оказывают – мощность рудного тела, угол падения, устойчивость руды и вмещающих пород – это постоянные факторы; другие факторы, переменные, к ним относятся – размеры рудного тела по простиранию и падению, морфология тела, ценность руды, характер распределения в ней металла, глубина разработки, склонность руды к слёживанию, окислению и возгоранию, гидрогеологические условия, необходимость сохранения земной поверхности. Учет этих факторов позволяет уточнить и конкретизировать выбор системы разработки, добавить некие детали, элементы в технологию добычи.

Учет влияния мощности и угла падения рудного тела позволяет изъять из дальнейшего рассмотрения целые классы систем разработки. Устойчивость руды и пород также определяет класс системы – с открытым очистным пространством или с обрушением, закладкой.

При добыче ценных руд применяют системы с высокой полнотой извлечения, хотя и более дорогих, а при выемке малоценных руд стараются применять системы с низкой себестоимостью, допускающие высокие потери и разубоживание. Сложность морфологии и характер распределения в руде металла практически не создают затруднений при разработке месторождения слоевыми системами. Глубина разработки и необходимость сохранения земной поверхности определяют повышенные требования к размерам очистного пространства, к погашению выработанного пространства и к управлению горным давлением.

Сильная обводненность налегающих пород вынуждает отказаться от систем разработки, нарушающих водоупорный слой в кровле, или даже вынуждает оставлять рудные водоупорные целики в потолочине.

Прочие факторы – степень разведанности месторождения, наличие дешевых крепежных и закладочных материалов вблизи рудника и др. – оказывают косвенное влияние на выбор системы разработки.

Выбор рациональной системы для разработки конкретного месторождения осуществляется в два этапа:

I этап. Предварительный отбор систем, по горно – геологическим и горно – техническим условиям месторождения.

II этап. Сравнительная оценка отобранных систем и выбор наиболее рациональной [3].

Предварительно отобранные системы разработки:

1) Система с отбойкой из подэтажных выработок и обрушением;

2) Камерная система разработки с закладкой.

С целью выбора наиболее эффективной системы разработки дальнейшее сравнение осуществляется по совокупности технико-экономических

показателей, принимаемых в качестве критериев, используя метод нормативных отклонений. Выбор производим по методике академика О.А.Байконурова

Таблица 2.1 Выбор системы разработки

К _п	Критерии оптимальность	Системы разработки	
		Система с отбойкой из подэтажных выработок и обрушением	Камерная система разработки с закладкой
1	Производительность труда рабочего по системе, т/смену	80	80
2	Разубоживание, %	18	7
3	Потери, %	15	5
4	ПНР, м/1000т	6	5
5	Себестоимость добычи тг/т	8 000	8 500

И по каждой строчке (показателю) определяем абсолютные отклонения каждого показателя от лучшего значения по формуле[4]:

$$\delta = \left| \frac{K_{\text{л}} - K_n}{K_{\text{л}}} \right| \quad (2.12)$$

где K_л- лучшее значение по сравниваемым критериям

1) Производительность труда рабочего по системе

$$\delta_1^1 = \left| \frac{80 - 80}{80} \right| = 0$$

$$\delta_1^2 = \left| \frac{80 - 80}{80} \right| = 0$$

2) Разубоживание

$$\delta_2^1 = \left| \frac{7 - 18}{7} \right| = 1,57$$

$$\delta_2^2 = \left| \frac{7 - 7}{7} \right| = 0$$

3) Потери

$$\delta_3^1 = \left| \frac{5 - 15}{5} \right| = 2$$

$$\delta_3^2 = \left| \frac{5-5}{5} \right| = 0$$

4) ПНР

$$\delta_4^1 = \left| \frac{5-6}{5} \right| = 0,2$$

$$\delta_4^2 = \left| \frac{5-5}{5} \right| = 0$$

5) Себестоимость добычи

$$\delta_5^1 = \left| \frac{8000-8000}{8000} \right| = 0$$

$$\delta_5^2 = \left| \frac{8000-8500}{8000} \right| = 0,0625$$

$$\delta = \begin{vmatrix} 0 & 0 \\ 1,57 & 0 \\ 2 & 0 \\ 0,2 & 0 \\ 0 & 0,0625 \end{vmatrix}$$

Теперь, для каждого столбца матрицы, соответствующего определенной системе разработки, вычисляется норма вектора отклонения по формуле[4]:

$$R_n = \sqrt{\sum (\Delta\delta_n)^2} \quad (2.13)$$

где δ_n – значение абсолютного отклонения

$$R_1 = \sqrt{0 + 1,57^2 + 2^2 + 0,2 + 0} = 2,55$$

$$R_2 = \sqrt{0 + 0 + 0 + 0 + 0,0625^2} = 0,0625$$

По показателю наименьшей норме вектора выбрана оптимальным камерная система разработки с закладкой

Камерная система разработки с закладкой применяется при отработке мощных, богатых по содержанию рудных тел. Подготовка осуществляется полевыми штреками, соединенными ортами. По длине простирания, рудное

тело делится на камеры 1,2 очереди. В зависимости от характера руды и вмещающих пород очистная выемка проводится с разделением этажа 50м на два подэтажа по 25м и выемка ведется ступенчато. Ширина блока равна мощности рудной залежи. По простиранию блок делится на камеры шириной 15м. Система разработки приведена в (Приложение В)

Отбойка осуществляется веерными скважинами из подэтажных выработок, отбитая руда силой собственного веса доставляется до погрузочных выработок, оттуда – самоходными машинами до откаточных сосудов. Выработанное пространство полностью заполняется закладкой.

Потери руды 5-6%. Разубоживание руды 7-8%, производительность труда забойного рабочего 80т/смену, расход подготовительно нарезных выработок на 1000т руды составляет 5-6м.

На очистных работах бурение скважин производится буровые установки серий DL300. Они оборудуются перфораторами Sandvik, буровыми модулями, стрелами для бурения стволов большой длины. Установки очистного бурения Sandvik с выносным перфоратором способны бурить скважины диаметром 64–127 мм и глубиной до 54м в условиях механизированных и автоматизированных подземных горных работ.

Погрузка и доставка руды осуществляется ПД машинами Caterpillar R1700G. Подземный погрузчик R1700G подходит для поддержания высокой производительности и снижения удельных затрат на тонну операций загрузки и откатки при выполнении подземных горных работ. Благодаря компактной и прочной конструкции и удобству технического обслуживания обеспечиваются превосходная производительность, длительный срок службы и низкие эксплуатационные затраты

2.3 Расчет скважинной отбойки

Отбойка руды скважинными зарядами является основным способом ведения буровзрывных работ при разработке мощных и средней мощности месторождения.

Основными параметрами скважинной отбойки являются ЛНС и расстояние между скважинами, на основе которых определяются остальные.

Наиболее распространенной зависимостью для расчета ЛНС является формула Л.И.Барона[4]

$$W = d \sqrt{\frac{0,785 \Delta k_3}{mq}}, \quad (2.14)$$

где, d – диаметр скважины, м;
 k_3 – коэффициент заполнения скважин;
 Δ – плотность заряжения, кг/м³;
 m – коэффициент сближения зарядов;

q – удельный расход ВВ на отбойку, кг/м³.

$$q = q_0 e k_2 k_4 k_5 k_6 k_7, \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}, \quad (2.15)$$

где, q_0 – эталонный расход ВВ, кг/м³;

e – коэффициент относительной работоспособности;

k_2 – коэффициент, учитывающий трещиноватость руд и требуемое качество дробления.

$$k_2 = \left(\frac{l_{\text{тр}}}{a_k}\right)^n, \quad (2.16)$$

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

a_k – размер кондиционного куска;

$n = 0,55$.

$$k_2 = \left(\frac{0,6}{0,6}\right)^{0,55} = 1.$$

где, k_4 – коэффициент, учитывающий условия отбойки;

k_5 – коэффициент, учитывающий способ заряжения скважин;

k_6 – коэффициент, учитывающий диаметр заряда.

$$k_6 = \left(\frac{d}{0,105}\right)^{n_2} = \left(\frac{0,076}{0,105}\right)^1 = 0,72. \quad (2.17)$$

где, k_7 – коэффициент, учитывающий схему расположения скважин.

$$q = q_0 e k_2 k_4 k_5 k_6 k_7 = 0,7 * 0,89 * 1 * 0,9 * 1 * 0,72 * 1,2 = 0,78 \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}.$$

Подставим полученные данные для расчета Л.Н.С

$$W = d \sqrt{\frac{0,785 \Delta k_3}{mq}} = 0,076 \sqrt{\frac{0,785 * 1000 * 0,6}{0,9 * 0,78}} = 1,9 \text{ м}$$

При отбойке веерными скважинами их взаимное расположение определяется максимальным расстоянием между концами соседних скважин a_{max} и минимальным a_{min} – между заряженными частями скважин вблизи контура буровой выработки

$$a_{\text{max}} = 1,5 - 1,7W = 1,6 * 1,9 = 3,04 \text{ м},$$

$$a_{\text{min}} = 0,5 - 0,7W = 0,6 * 1,9 = 1,14 \text{ м}.$$

Объём руды в слое

$$V_c = B_c W H_c, \text{ м}^3, \quad (2.18)$$

где B_c – ширина отбиваемого слоя, м,
 H_c – высота отбиваемого слоя, м.

$$V_c = 15 * 1,9 * 25 = 712,5 \text{ м}^3.$$

Суммарная длина скважин

$$L_{\text{скв}} = \frac{2 * B * H}{a_{\text{ср}}} = \frac{2 * 15 * 25}{2,09} = 359 \text{ м}. \quad (2.19)$$

Длина скважины на 1 м³ отбитой руды

$$l_6 = \frac{L_{\text{скв}}}{V_c} = \frac{359}{712,5} = 0,5 \text{ м}. \quad (2.20)$$

Объём закладки для заполнения одной камеры определяем по формуле

$$V_{\text{з.сл}} = L_{\text{бл}} * H_{\text{сл}} * L_{\text{сл}} * K_{\text{ус}}, \text{ м}^3, \quad (2.21)$$

где $L_{\text{бл}}$ – длина заполняемого блока, м;

$H_{\text{сл}}$ – высота камеры, м;

$L_{\text{сл}}$ – ширина камеры, м;

$K_{\text{ус}}$ – коэффициент усадки.

$$V_{\text{з.сл}} = 50 * 25 * 15 * 1,07 = 20062,5 \text{ м}^3.$$

Объём закладки одной камеры равен 20062,5 м³.

- реализация государственного надзора и контроля за соблюдением требований охраны труда;
- содействие общественному контролю за соблюдением прав и законных интересов работников в области охраны труда;
- защита законных интересов работников, пострадавших от несчастных случаев на производстве и профессиональных заболеваний, а также членов их семей производится на основе обязательного страхования гражданско-правовой ответственности работодателя за причинение вреда жизни и здоровью работника при исполнении им трудовых (служебных) функций;
- координация деятельности в области охраны труда, деятельности в области охраны окружающей природной среды и других видов экономической и социальной деятельности;
- распространение передового отечественного и зарубежного опыта работы по улучшению условий и охраны труда;
- финансирование мероприятий по охране труда;
- подготовка и повышение квалификации специалистов по охране труда;
- обеспечение функционирования единой информационной системы охраны труда;
- аттестация рабочих мест;
- международное сотрудничество в области охраны труда;
- разработка и внедрение безопасной техники и технологий. Права работника предприятия на охрану труда

4. Генеральный план и экономическая часть

4.1 Генеральный план поверхности

Генеральный план поверхности шахты — план размещения на промышленной площадке основных и вспомогательных зданий и сооружений, рельсовых путей, автодорог, подземных и надземных коммуникаций, а также элементов благоустройства территории.

На основе генерального план шахты разрабатывается строительный генеральный план, на котором в соответствии с принятой организацией строительных работ размещаются все необходимые для строительства временные и подсобные сооружения и устройства.

После окончания строительства шахты составляется исполнительный генеральный план, который представляет собой результат съемки с натуры всех фактически осуществленных сооружений и рельефа территории после вертикальной планировки. Исполнительный генеральный план используется в период эксплуатации (например, при ремонте подземных сетей) и при составлении проекта реконструкции шахты.

Генеральный план дополняется разбивочным планом зданий и сооружений и сводным планом подземных, наземных и надземных коммуникаций. Генеральный план поверхности приведен в (Приложение Г)

4.2 Расчет себестоимости добычи

Таблица 4.1 – Заработная плата рабочих

Наименование	Заработная плата, тыс тг	Численность рабочих	Годовой заработной платы, тыс тг
Начальник рудника	500	1	6 000
Главный инженер	360	1	4 320
Инженер по ТБ	225	2	5 400
Персонал тех отдела	150	2	3 600
Персонал отд БВР	200	2	4 800
Персонал отд гл. мех	180	2	4 320
Персонал отд геол	200	2	4 800
Начальник участка	400	34	163 200
Сменный мастер	300	136	489 600
Геолог	200	34	81 600
Уч. маркшейдер	250	34	102 200
Бурильщик	330	102	403 920
Помощник бурильщика	230	102	375 360
Машинист ПД	260	102	424 320
Взрывник	280	102	342 720
Помощник взрывника	200	102	244 800
Механик	200	102	244 800

Слесарь	150		
Итого		102	183 600
Неучтенные 20%		964	3 089 360
Всего			617 872
			3 707 232

Таблица 4.2 – Сумма амортизации здания и техники

Наименование	Сумма, млн тг	Количество	Нормы амортизации	Сумма млн тг
Буровая установка Sandvik DL300	130	11	15%	1 644
ПД Caterpillar R1700G	90	11	15%	1138
Вентилятор ВЦ-31.5	30	2	15%	69
Надземные здания и сооружения	360		10%	360
Неучтенные расходы 15%				482
Итого				3 693

Таблица 4.3 – Энергопотребление

Объект	кВ	Стоимость 1 кВ/час	В год тыс.тг
Освещение	10	30	2 628
Вентиляция	150		39 420
Водоотлив	900		236 520
Итого			278 568
Неучтенные 5-10%			27 856
Всего			306 424

Таблица 4.4 – Затрата на материалы

Наименование	Ед.изм	Норма расхода на 1 т	Количество материалов	Цена, тг	Сумма тыс тг
Гранулит	кг/т	0.03	75 000	600	45 000
Коронка	шт/т	0.000068	170	150 000	25 500
Итого					70 500
Неучтенные 25%					14 100
Всего					74 600

Таблица 4.5 – Калькуляция себестоимости добычи полезных ископаемых

Наименование	Итого затрат, тыс тг	Затраты на 1 руды, тг/т
Заработная плата рабочих	3 707 202	1 482
Сумма амортизации здания и	3 683 000	1 477

техники		
Энергопотребление	306 424	
Затраты на материал	74 600	122
Итого	6 844 944	30
		3 111

Себестоимость добычи руды $C = 3\,111$ тг/т

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данной дипломной работе был предоставлен проект подземной разработки Кемпирсайского месторождения.

Для этого были проведены расчеты по определению основных параметров рудника, это годовая производительность, которая равна 2.5 млн т руды в год и срок службы рудника – 37 лет.

Способ вскрытия месторождения был выбран по итогу сравнения двух способов по методу вариантов, и наиболее оптимальным после сравнения вариантов по технико-экономическим показателям, является способ вскрытия вертикальным стволом в лежащем боку залежи.

Выбор оптимальной системы разработки месторождения был выполнен на основе метода академика О.А.Байконурова. Для сравнения были выбраны две системы разработки, которых сравнили по пяти параметрам. По показателю наименьшей нормы вектора выбрана камерная система разработки с закладкой

После был произведен расчет параметров скважинной отбойки, в результате которой были определены такие параметры как ЛНС, удельный расход ВВ на отбойку, суммарная длина скважин.

В последних разделах проекта определена себестоимость одной тонны руды и описаны мероприятия по охране окружающей среды и охраны труда.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Агошков М.И. Подземная разработка рудных месторождений / М.И. Агашков, Г.М. Малахов. – М.: Недра, 1966. – 663 с.
- 2 Хоменко О.Е., Кононенко М.Н. Вскрытие и подготовка рудных месторождений при подземной разработке. Нац. горн. ун-т. – Д. : НГУ, 2016. – 101 с
- 3 Бейсебаев А.М., Битимбаев М.Ж. и др. Горно-геологический справочник по разработке рудных месторождений. Алматы, 1997
- 4 Байконуров О.А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. –Алма-Ата: Наука, 1969.
- 5 Кодекс Республики Казахстан от 27 декабря 2017 года №125-VI «О недрах и недропользовании» (с изменениями и дополнениями по состоянию на 30.12.2019 г.)
- 6 Раскильдинов Б.У. Системы подземной разработки рудных месторождений. – Алматы, «Республиканский издательский кабинет», 1997

Приложение А

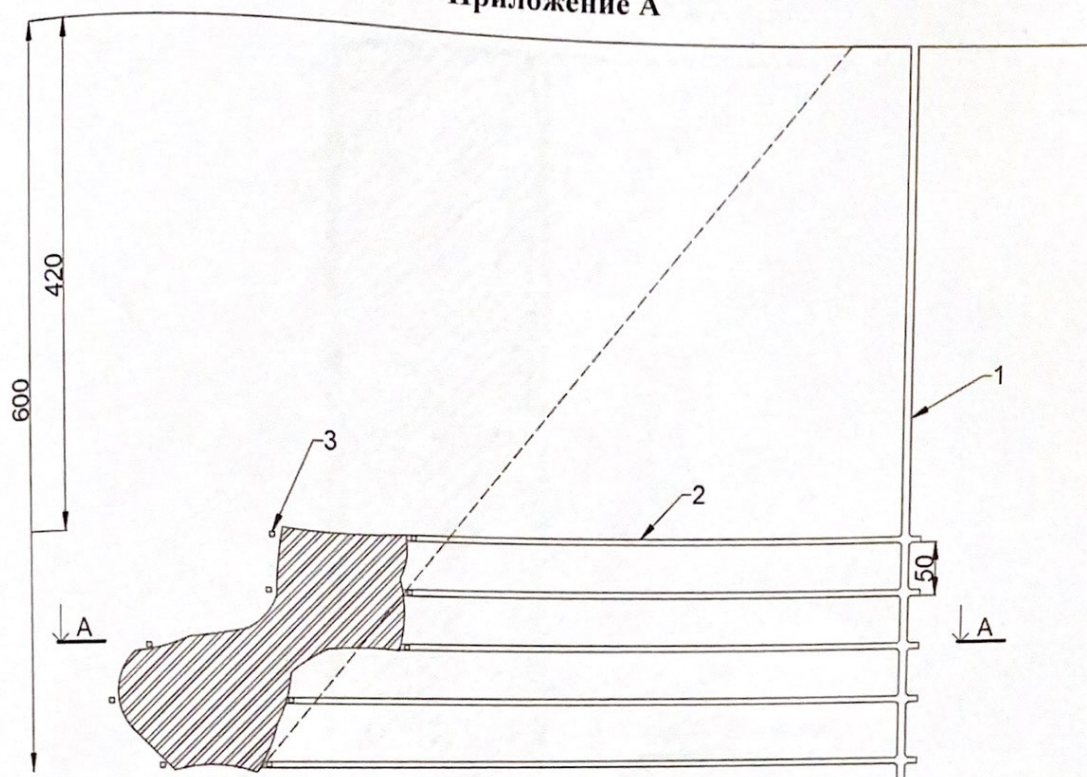


Схема А.1 Вскрытия вертикальным стволом со стороны лежачего бока

Приложение Б

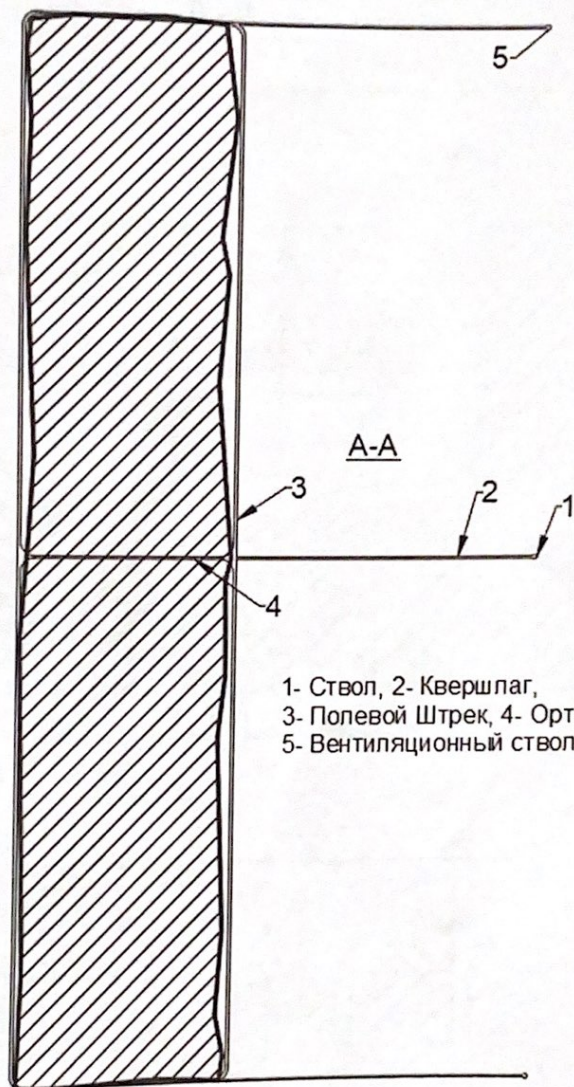
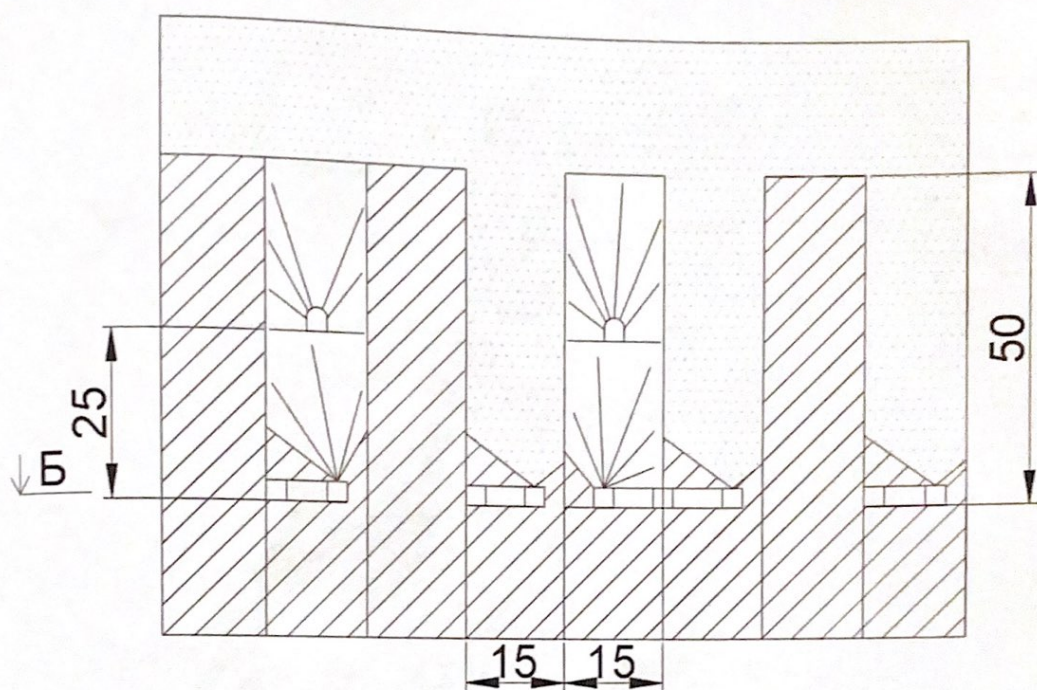


Схема А.1 Вскрытия вертикальным стволом со стороны лежащего бока вид с верху

Приложение В
А-А



В-В

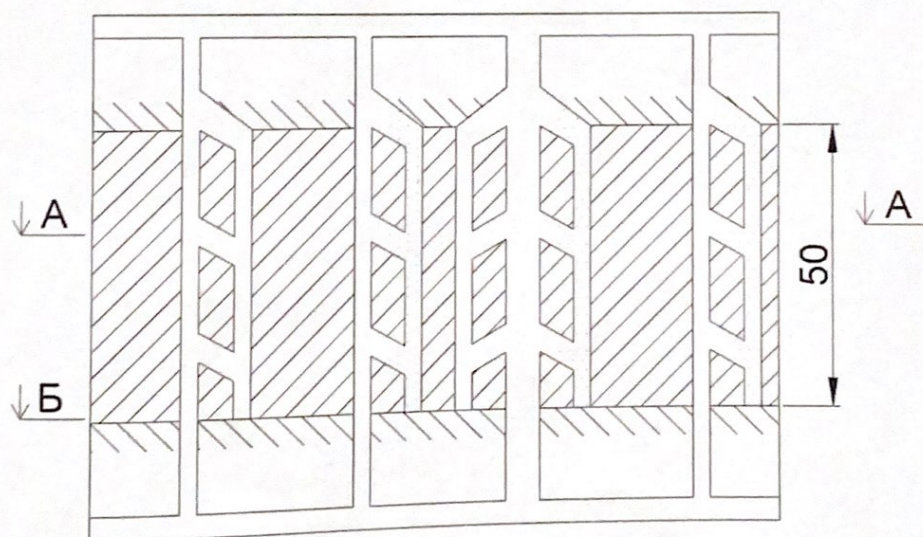


Схема В.1 Камерная система с закладкой

Приложение Г

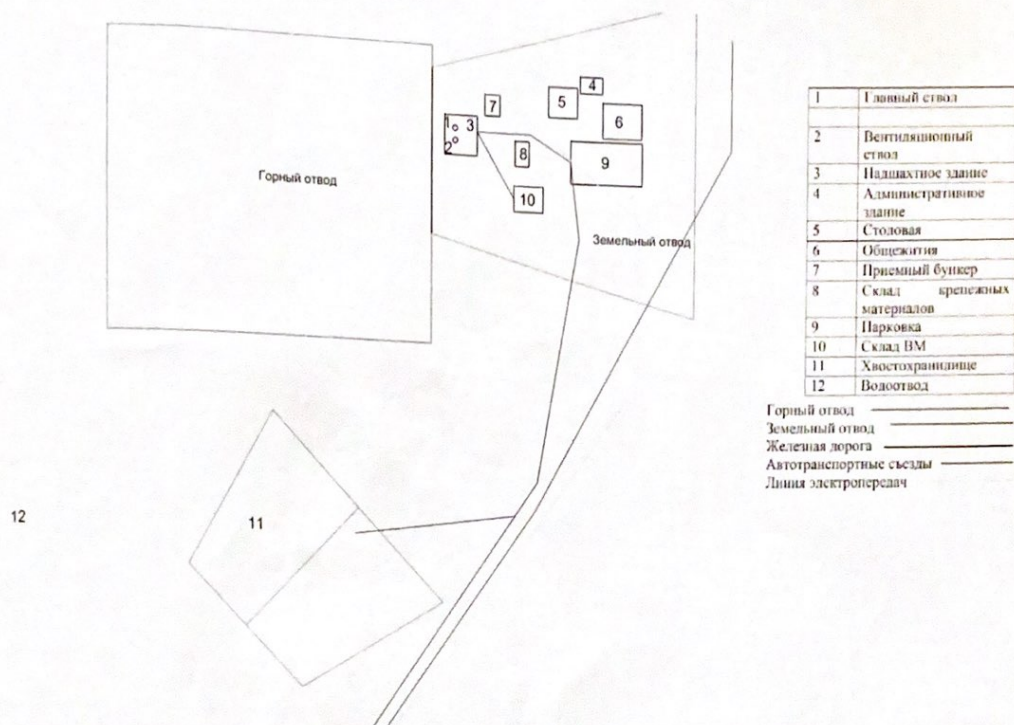


Схема Г.1 Генеральный план поверхности